

**Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования «Южно-Российский государственный
политехнический университет (НПИ) им. М.И. Платова»**

На правах рукописи

СМИРНОВ Андрей Викторович

**ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ БЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ
ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ В НЕУСТОЙЧИВЫХ
ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОДАХ**

**25.00.20 – Геомеханика, разрушение горных пород,
рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика**

Диссертация на соискание ученой степени
доктора технических наук

**Научный консультант
Член-корреспондент РАН
В.Н. Захаров**

Шахты - 2018

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
Глава 1. Проблема управления устойчивостью подземных выработок угольных шахт	17
1.2. Общая характеристика угледобывающих единиц ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».....	17
1.2. Анализ статистической информации о состоянии протяжённых выработок шахт Западного Донбасса.....	20
1.4. Цель, идея, основные задачи и методы исследований.....	53
Выводы	55
Глава 2. Обеспечение устойчивости протяженных выработок, находящихся в зоне опорного давления лавы	58
2.1. Конструкции крепи капитальных и подготовительных выработок на угольных шахтах и тенденции их совершенствования.....	58
2.1.1. Комбинированные системы крепи протяжённых выработок.....	61
2.1.2. Анкерная крепь.....	62
2.1.3. Зонтичные конструкции крепи.....	74
2.1.4. Инъекционное упрочнение приконтурного породного массива.....	75
2.2. Характеристика объектов и направления исследований.....	78
2.2.1. Геологические характеристики шахт угольного месторождения Западный Донбасс.....	78
2.2.2. Направление исследований на шахте «Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».....	82
2.3. Анализ результатов натуральных измерений в геомеханической системе «лава-парные выработки».....	87

2.4. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива геомеханической системы «лава-парные выработки».....	99
2.4.1. Исходные предпосылки и расчётные схемы.....	99
2.4.2. Анализ результатов численного моделирования для глубины 470 м (Базовый вариант).....	105
2.4.3. Исследование влияния жесткости и размеров элемента охраны выработки на размер зоны разрушения над 167-м бортовым штреком после прохода лавы (Базовый вариант).....	110
2.4.4. Анализ результатов численного моделирования для глубины 400 м.....	118
2.4.5. Анализ результатов численного моделирования для глубины 350 м.....	122
2.5. Оценка работоспособности анкерной системы в присечной выработке.....	124
2.6. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности геомеханической системы «лава-выработки», содержащей элементы «зонтичной» крепи.....	136
2.7. Рекомендации по обеспечению устойчивости спаренных подготовительных выработок высоконагруженной лавы, закрепленных анкерной крепью с полным и неполным перекрытием.....	144
Выводы	147
Глава 3. Геомеханические процессы в окрестности протяженных выработок глубоких шахт Западного Донбасса	149
3.1. Пучение пород почвы как геомеханическое явление, влияющее на их устойчивость.....	149
3.2. Натурные исследования особенностей деформирования приконтурного углепородного массива в окрестности протяженных выработок шахт Западного Донбасса.....	173

3.3. Оценка средней величины коэффициента пластического расширения пород в приконтурной области выработки.....	182
3.4. Численное моделирование геомеханических процессов образования зон дезинтеграции породного массива в окрестности одиночной выработки.....	186
Выводы.....	195
Глава 4. Управление устойчивостью капитальных выработок в условиях больших деформаций пород почвы.....	197
4.1. Способы поддержания выработок на основе крепи с использованием несущей способности приконтурного массива пород.....	197
4.2. Методика решения задачи об устойчивости выработки с крепью АСН+А.....	214
4.3. Управление устойчивостью капитальных выработок с пучащей почвой.....	221
4.4. Шахтные исследования геомеханических процессов в приконтурном массиве протяженных выработок шахты «Им. Героев Космоса».....	237
4.4.1. Мониторинг состояния магистральных выработок.....	238
4.4.2. Натурные исследования на экспериментальных участках 2-го западного магистрального откаточного штрека горизонт 370 м.....	241
Выводы.....	255
Глава 5. Внедрение и экономическая эффективность результатов исследований.....	257
5.1. Оценка экономической эффективности использования различных вариантов конструкции крепи типа АСН+А.....	257
5.2. Внедрение рамно-анкерных видов крепи на шахтах компании ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» и разработка нормативных документов.....	263
5.2.1. Исходные положения.....	263
5.2.2. Концепция Стандарта.....	263

5.2.3. Учет влияния анкеров первого уровня на прочностные характеристики вмещающих пород.....	265
5.2.4. Расчет плотности установки рам поддерживающей крепи.....	266
5.2.5. Особенности применения двухуровневого анкерного крепления.....	267
5.2.6. Внедрение Стандарта в практику работы шахт компании ООО «ДТЭК ЭНЕРГО».....	267
5.2.7. Оценка экономической эффективности внедрения Стандарта на шахтах компании ДТЭК «ЭНЕРГО».....	272
5.3. Экономический эффект от применения проколов при сооружении монтажного штрека 165-й струговой лавы на ПСП Шахта «Степная».....	279
Выводы	288
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	289
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	293
ПРИЛОЖЕНИЯ	338
Приложение А. Рекомендации по применению и технологическим параметрам многослойных комбинированных крепей с заполнением закрепного пространства твердеющими составами в условиях шахты «им. Героев Космоса» ШУ имени ГЕРОЕВ КОСМОСА ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ».....	339
Приложение Б. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерной крепью: СОУ 10.1.05411357.010:2014.....	340
Приложение В. Инструкция по проектированию комбинированного рамно-анкерного крепления горных выработок: СОУ 10.1.05411357.012:2014.....	343
Приложение Г. Методика численного моделирования параметров и технологии сооружения комбинированной крепи типа АСН+А (арка-сетка-набрызгбетон+анкер).....	346

Приложение Д. Рекомендации по выбору технологии проведения парных выработок при струговой технологии отработки угольных пластов для условий шахт ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ».....	347
Приложение Е. Акт внедрения результатов диссертационной работы Смирнова А.В. «Геомеханическое обоснование параметров горных выработок в неустойчивых вмещающих породах для длительного поддержания при добыче угля на глубоких горизонтах» на предприятиях ООО «ДТЭК ЭНЕРГО».....	348

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. В мировом производстве электроэнергии процентная составляющая энергоносителей по состоянию на 2016 год распределена следующим образом: уголь – 28,1 %, природный газ – 24,1 %, гидро – 6,8 %, ядерные – 4,5 %, нефть - 33,3 %, возобновляемые – 3,2 %. Подавляющее количество электроэнергии в России – 87 % - также вырабатывается на тепловых электростанциях. При этом доля угля в структуре потребления энергоносителей для ТЭС составляет 13 %. Кроме того, значительная часть его идет на переработку в кокс, выработку тепла на ТЭЦ и для нужд населения. Таким образом, каменный уголь ещё долгие годы будет чрезвычайно востребованным сырьём.

Донецкий угольный бассейн разрабатывается уже более 200 лет. Горные работы в Центральной и Восточной частях месторождения ведутся на больших глубинах в условиях высокого горного давления, больших температур и тектонической нарушенности.

Сравнительно молодым в смысле эксплуатации является его Западный участок. Здесь угольные пласты имеют небольшую мощность, редко превышающую 1 м, и неустойчивые вмещающие породы, которые существенно обводнены.

При подземной добыче полезных ископаемых к глубоким условно относятся шахты, на которых в полной мере проявляются смещения контура выработок, превышающие 0,3 м, пучение пород почвы, динамические проявления горного давления. Как показывают исследования, такой ситуации соответствует величина геомеханического показателя условий разработки, которая составляет меньше 0,67 и определяется по формуле: $U = \frac{R_{сж}}{\gamma \cdot H}$, где $R_{сж}$ - предел прочности пород массива на одноосное сжатие, МПа; H - глубина разработки, м; γ – удельный вес горных пород, Н/м³.

Так, например, этот показатель одинаков для шахт Западного Донбасса с его неустойчивыми вмещающими породами на сравнительно небольшой глубине за-

легания угольных пластов, и для шахт Воркутинского бассейна, для угольных шахт Китая, для рудников Кривого Рога с его прочными породами, но глубиной разработки 2500 м, для медных шахт Польши, золотоносных рудников Индии и ЮАР.

Несмотря на мировые тенденции, направленные на всё большее использование альтернативных источников получения электроэнергии, каменный уголь ещё долгие годы будет чрезвычайно востребованным сырьём. При этом основные проблемы, связанные с его добычей, касаются внедрения технологий, обеспечивающих снижение себестоимости и повышение безопасности работающих. Эффективное решение их может быть осуществлено только с привлечением современных методов геомеханики, а отработка технологических параметров должна происходить в наиболее сложных горно-геологических условиях с тем, чтобы впоследствии распространить этот опыт на другие горные предприятия, активно внедряющие современную высокопроизводительную технику. К таким месторождениям относится Западный Донбасс и активно осваивающая его международная угольная компания ООО «ДТЭК ЭНЕРГО».

Международная вертикально интегрированная компания ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» является крупной энерго-угольной структурой. По состоянию на 01.01.2017 г. в её собственности или управлении находится 32 шахты, которые расположены на территории Украины и Российского Донбасса (АО «Шахтоуправление «Обуховская» и АО «Донской антрацит»). В Западном Донбассе компания владеет пятью шахтоуправлениями объединяющих десять шахт, а также предприятия транспортной и производственной инфраструктуры.

В настоящее время угледобывающие предприятия компании в целом обеспечивают добычу около 30 миллионов тонн каменного угля: газовый и антрацит. Его добыча имеет высокую себестоимость из-за того, что около 20 % затрат приходится на проведение и поддержание в эксплуатационном состоянии капитальных и подготовительных выработок. Эти затраты связаны с ликвидацией последствий вспучивания пород почвы, высокой стоимостью металлической арочной

крепи и её последующим ремонтом, причем на этих операциях задействовано около 40 % подземных рабочих.

Причины, лежащие в основе сложившейся ситуации, связаны, прежде всего, с увеличением глубины обрабатываемых угольных пластов, залегающих в неустойчивых породах, и усилением проявлений горного давления.

Таким образом, установление закономерностей проявления напряженно-деформированного состояния сложно-структурного породного массива, ослабленного развивающейся во времени и пространстве системой подземных горных выработок, их учет в геомеханических моделях, соответствующих новым горно-геологическим условиям, и последующая разработка на этой основе конструктивных решений и рекомендаций, обеспечивающих экономичную и безопасную работу горного предприятия, является актуальной научно-технической проблемой, имеющей важное народно-хозяйственное значение для горнодобывающей промышленности в целом.

Диссертационная работа выполнялась в соответствии с научным направлением Шахтинского института (филиала) ЮРГПУ (НПИ) им. М.И. Платова «Ресурсосберегающие, экологически чистые и безопасные технологии поиска, разведки и добычи полезных ископаемых» и госбюджетной темой П 3-889 «Технология и комплексная механизация процессов горного производства», выполняемой на кафедре «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» ЮРГПУ (НПИ), а также в продолжение выполнявшихся тем в рамках плана научно-исследовательских работ, реализованных компанией ООО «ДТЭК ЭНЕРГО», включающего следующие темы: ГП-410 «Геотехническое обоснование подземной технологии интенсивной добычи угля с учетом особенностей геологической среды» (№ ДР 0108U000541), «Разработка типовых материалов для проектирования монтажных и демонтажных камер струговых лав и монтажа-демонтажа оборудования в них» (№ 041014), «Оказание научно-технической помощи в проведении геомеханического мониторинга состояния подготовительных выработок струговой лавы с целью обоснования параметров камеры для демонтажа комплекса в горно-геологических

условиях шахты «Степная» ПАО «Павлоградуголь» (№ 041013), «Оказание научно-технической помощи в комплексном анализе и обосновании приоритетных направлений исследований по повышению устойчивости капитальных и подготовительных выработок шахт ПАО «Павлоградуголь» (№ 050382), «Разработка технологии возведения крепи с заполнением закрепного пространства твердеющими составами и их рецептур для условий шахт Западного Донбасса» (№ 050389), «Установление закономерностей деформирования парных выработок в процессе отработки лавы с целью разработки способов повышения их устойчивости» (№ 041016).

Целью работы является геомеханическое обоснование безопасной технологии подземной добычи угля на основе закономерностей деформирования сложно-структурного породного массива в окрестности капитальных и подготовительных выработок.

Идея работы состоит в управляемом воздействии на деформационные процессы, протекающие в окрестности капитальных и подготовительных выработок, пройденных в неустойчивых вмещающих породах, путем изменения механических свойств приконтурного породного массива инсталляцией искусственных структурных элементов и укрепляющих растворов, что позволяет повысить устойчивость сложно-структурного породного массива.

Для достижения поставленной цели в диссертации сформулированы следующие **основные задачи исследований**:

1. Выполнить анализ состояния пр отяжённых выработок угольных шахт Западного Донбасса, отрабатывающих пласты в сложных горно-геологических условиях, которые определены в качестве основных объектов исследований;
2. Выполнить комплекс экспериментальных геомеханических измерений в капитальных и подготовительных выработках действующих шахт;
3. Поставить и решить упругопластическую численную задачу об устойчивости геомеханической системы «лава-парные выработки» применительно к сложным горно-геологическим условиям угольных шахт;

4. Обосновать применительно к неустойчивым породам глубоких шахт геомеханическую модель развития деформационных процессов в окрестности одиночной капитальной выработки;

5. Поставить и решить упругопластическую численную задачу об устойчивости протяжённых капитальных выработок, расположенных в неустойчивых породах вне зоны влияния очистных работ;

6. Обосновать конструктивные и технологические параметры комбинированной крепи капитальных выработок типа АСН+А (арка-сетка-набрызг+анкер);

7. Разработать и внедрить нормативные документы по проектированию комбинированной крепи капитальных горных выработок, что позволит обеспечить широкое внедрение анкерной и рамно-анкерной крепи на шахтах;

8. Усовершенствовать комбинированную крепь демонтажных камер при струговой отработке маломощных угольных пластов.

Научная новизна работы.

Основная часть результатов настоящей работы на момент публикации получена впервые и имеет приоритетный характер. В процессе исследований было установлено следующее:

- впервые получены закономерности деформирования во времени приконтурного массива слабых пород, вмещающего протяжённые выработки угольных шахт, как в зоне, так и вне зоны влияния очистных работ, что позволило на этой основе разработать новые геомеханические модели для последующего их численного анализа;

- усовершенствована численная геомеханическая модель развития деформаций в окрестности протяжённых выработок, отличающаяся от аналогов учетом особенностей изменения во времени физико-механических свойств неустойчивых пород, что позволило объяснить возникновение системы кольцевых трещин и вывалов в кровле, приводящих к формированию аномальных значений нагрузки на крепь с последующим её разрушением;

- установлено, что для условий неустойчивых вмещающих пород шахт коэффициент разрыхления пород в приконтурной области протяжённой выработки линейно зависит от числа операций по устранению области пучения пород почвы;

- численная геомеханическая модель взаимодействия комбинированной крепи типа АСН+А с приконтурным породным массивом, отличающаяся применением последовательного возведения во времени и пространстве её элементов, что позволило обосновать конструктивные и технологические параметры;

- численная геомеханическая модель «лава-парные выработки» с детальным рассмотрением особенностей формирования напряжённо-деформированного состояния анкерных болтов первого и второго уровней, позволившая обосновать параметры крепи подготовительных выработок и необходимую жёсткость крепи сопряжения.

Теоретическая и практическая значимость работы

Научное значение работы состоит:

- в установлении закономерностей изменения величин вертикальной и горизонтальной конвергенции горных пород бортового штрека в геомеханической системе «лава-парные выработки» в условиях неустойчивых вмещающих пород в зависимости от расстояния до лавы на момент замера независимо от вида применяемой крепи;

- в оценке соотношения между величинами вертикальной и горизонтальной конвергенции пород, а также характере этих деформационных процессов, первый из которых формируется в основном за счет пучения почвы, а второй сопровождается значительным растрескиванием массива и вывалами породы;

- в разработке геомеханических моделей деформирования массива неустойчивых горных пород, описывающих вспучивание пород почвы, а также процесс их деструкции, которая сопровождается развитием трещин в боках и кровле выработки с образованием свода естественного равновесия.

Практическая ценность работы состоит:

- усовершенствована конструкция крепи демонтажных камер при струговой отработке угольных пластов путём инсталляции в породы кровли «зонтичных»

элементов;

- разработаны нормативные документы, позволившие обеспечить широкое внедрение анкерной и рамно-анкерной крепи на угольных шахтах;

- разработана экономико-математическая модель, позволяющая оптимизировать затраты на сооружение и эксплуатацию протяжённой капитальной выработки с комбинированной крепью типа АСН+А;

- разработаны и обоснованы конструктивные и технологические параметры конструкции комбинированной крепи типа АНС+А, обеспечивающей возможность управления устойчивостью капитальных выработок, сооружаемых в особо тяжёлых горно-геологических условиях;

- обоснованы параметры крепи сопряжений лавы и конвейерных штреков при отработке угольных пластов струговыми комплексами с применением парных выработок.

Методы исследования включают системный анализ источников информации в области теории и практики обеспечения устойчивости подземных выработок, пройденных в сложных горно-геологических условиях, методику планирования и организации натурных наблюдений, комплексное применение численных упругопластических решений, основанных на методе конечных элементов и реализованных в лицензионной программной среде Phase 2 канадской компании Rockscience с применением критерия разрушения Хоека-Брауна, методов и положений теории вероятностей и математической статистики.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Независимо от вида применяемой крепи величины вертикальной и горизонтальной конвергенции бортового штрека в геомеханической системе «лава-парные выработки» в условиях неустойчивых вмещающих пород описываются убывающими экспоненциальными функциями в зависимости от расстояния до лавы на момент замера, а их показатели определяют, что величина вертикальной конвергенции в 1,2-2 раза меньше горизонтальной, причем вертикальная конвергенция формируется в основном за счет пучения почвы, а горизонтальная сопровождается значительным растрескиванием массива и вывалами породы.

2. Учет прочностных свойств неустойчивых вмещающих пород угольного пласта в геомеханической модели системы «лава-парные выработки» применительно к маломощным угольным пластам позволяет при определенной жёсткости крепи охранной конструкции выявить в кровле присечной выработки зоны разгрузки, прочностные свойства породы в которых способны обеспечить закрепление канатных анкеров и создать двухуровневую армопородную несущую конструкцию в кровле, чем достигается требуемая устойчивость геомеханической системы «лава-парные выработки».

3. Для условий неустойчивых вмещающих пород угольных шахт предложена расчетная схема определения коэффициента разрыхления пород в приконтурной области протяженной выработки и установлено, что его величина линейно зависит от числа операций по устранению области пучения пород почвы, что позволяет вести прогноз объемов ремонтных работ.

4. Явление последовательного изменения напряжённо-деформированного состояния приконтурного массива, выявленное экспериментально и описанное геомеханической моделью, проявляется в том, что в неустойчивых вмещающих породах угольного пласта по мере перемещения забоя выработки происходит образование трех характерных зон: в первой образуется замкнутая область неупругих деформаций, во второй происходит потеря устойчивости приконтурного массива, реализуемая в виде вспучивания пород почвы, в третьей - продолжается деформация вмещающих пород, сопровождающаяся развитием трещин в боках и кровле выработки с образованием свода естественного равновесия.

5. Сохранность капитальных выработок, пройденных в неустойчивых вмещающих угольный пласт породах, достигается за счет применения комбинированной крепи типа АСН+А, работающей с использованием несущей способности упрочнённого набрызг-бетонным покрытием приконтурного породного массива при расчётном количестве анкеров, устанавливаемых в кровле выработки, что позволяет двукратно уменьшить величину поднятия пород почвы, сократить эксплуатационные затраты не менее чем на 17 % и обеспечить безопасность ведения работ.

Достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается корректной постановкой задач исследований, применением апробированных методов их решения, удовлетворительным совпадением результатов натурных измерений и аналитических расчётов (расхождение не превышает 15 %), обширным внедрением полученных результатов в практику сооружения выработок.

Реализация результатов исследований.

1. Рекомендации по выбору параметров технологии проведения парных выработок при струговой технологии отработки угольных пластов для условий шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».

2. Рекомендации по применению и технологическим параметрам комбинированных крепей с заполнением закрепного пространства твердеющими составами в условиях шахты «им. Героев Космоса» ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ».

3. Методика численного моделирования параметров и технологии сооружения комбинированной крепи типа АСН+А (арка – сетка – набрызг-бетон + анкер).

4. Стандарт отраслевой: Инструкция по проектированию комбинированной рамно-анкерной крепи горных выработок. Общие технические требования.

5. Стандарт отраслевой: Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерной крепью. Общие технические требования.

6. Результаты исследований используются при организации проведения учебного процесса в Федеральном государственном бюджетном образовательном учреждении высшего образования «Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ) им. М.И. Платова».

Апробация результатов работы.

Основные положения работы были доложены на «Неделе горняка-2014» (Россия, Москва, январь 2014 г.), на техсоветах ПСП «Шахта Степная»

(г. Першотравенск, ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», Украина, 2011-2013); на техсоветах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» (г. Павлоград, Украина, 2011-2014), на семинарах кафедры строительства, геотехники и геомеханики Государственного ВНЗ «Национальный горный университет» (г. Днепропетровск, Украина, 2011-2014); на 23-м Всемирном горном конгрессе (Монреаль, Квебек, Канада, 11-15 августа, 2013 г.); на международной конференции «Форум горняков – 2013» Геомеханика и геотехника (г. Днепропетровск, Украина, 2-5 октября); на международной конференции «Форум горняков – 2014» Геомеханика и геотехника (г. Днепропетровск, Украина, 1-4 октября); на международной конференции «Форум горняков – 2016» Геомеханика и геотехника (г. Днепропетровск, Украина, 5-8 октября); на III-й Международной научно-практической конференции «Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке» (г. Санкт-Петербург, Россия, 20-21 октября, 2016 г.); на научных семинарах Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук (декабрь 2017 г.) и Федерального государственного бюджетного образовательного учреждения высшего образования «Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ) им. М.И. Платова (март 2018 г.).

Публикации. Основные научные результаты по теме диссертации изложены в 47 печатных работах, в том числе 17 в специализированных изданиях, утвержденных ВАК РФ, 7 – в изданиях, входящих в международные наукометрические базы, 9 – в материалах конференций, 2 монографии, 2 стандарта (СОУ) и 1 патент. 11 научных работ опубликовано единолично.

Объем и структура диссертации. Диссертация состоит из введения, пяти глав, заключения, списка использованных источников из 442 наименований, изложенных на 45 страницах и шести приложений, изложенных на 12 страницах. Содержит 243 страницы машинописного текста, 179 иллюстраций и 23 таблицы. Общий объем диссертации составляет 349 страниц.

ГЛАВА 1

ПРОБЛЕМА УПРАВЛЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТЬЮ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ

1.1. Общая характеристика угледобывающих единиц ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»

В качестве объектов в исследовании были выбраны шахты публичного акционерного общества «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ». Такой выбор был сделан по двум причинам:

- сложные горногеологические условия;
- достаточно высокая технологическая культура выполнения производственных процессов.

Первое обстоятельство способствовало тому, что технологии, отработанные в наиболее сложных горно-геологических условиях могут быть распространены впоследствии и на другие шахты компании. Второе обстоятельство позволяло ускорить процесс отработки параметров инновационных технологий.

ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» - крупнейшее угледобывающее предприятие Украины. В состав объединения входят 10 шахт, а также предприятия транспортной и производственной инфраструктуры. В последние годы добыча составляла более 19 млн. тонн горной массы при суммарной проектной производственной мощности 12 млн. тонн.

Уголь энергетических марок, добываемый в объединении «ДТЭК Павлоградуголь», используется в качестве топлива для ТЭС, входящих в ДТЭК.

Угольное месторождение, известное как Западный Донбасс, расположено на левом склоне Днепровско-Донецкой впадины. Его промышленные запасы по состоянию на 1.01.2018 года составляют более 600 млн. тонн.

Промышленное значение имеют 15÷20 угольных пластов, которые относятся к тонким. Они относительно выдержаны как по мощности, так и по площади

распространения. Расстояние между пластами колеблется от 4÷6 м до 40÷60 м. Строение пластов простое с преобладающей мощностью 0,55÷0,95 м. Максимальная глубина залегания пластов составляет 900 м.

Отличительной особенностью месторождения является крепкий и вязкий уголь с сопротивляемостью резанию 2,5÷5,2 кН и слабые, склонные к пучению породы почвы и кровли пласта: аргиллит и алевролит, которые при увлажнении размокают, теряя при этом 50-80 % прочностных свойств. Приток даже незначительного количества воды в рабочее пространство лав приводит к размоканию почвы, расслоению и обрушению пород кровли.

Из 10 шахт, состоящих на балансе ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», 4 относятся к сверхкатегорийным, 1 шахта – II-ой категории, остальные - III-ей категории.

Угольные пласты имеют выход под покровные отложения Бучакского водоносного горизонта. Общешахтный приток воды в выработки колеблется от 50 до 1200 м³/час. По состоянию на 2014 г. общий водоприток составил 4990 м³/час.

При анализе работы шахт за последние шестнадцать лет (рисунок 1.1) прослеживается тенденция увеличения добычи угля с 2000 по 2017 годы включительно.

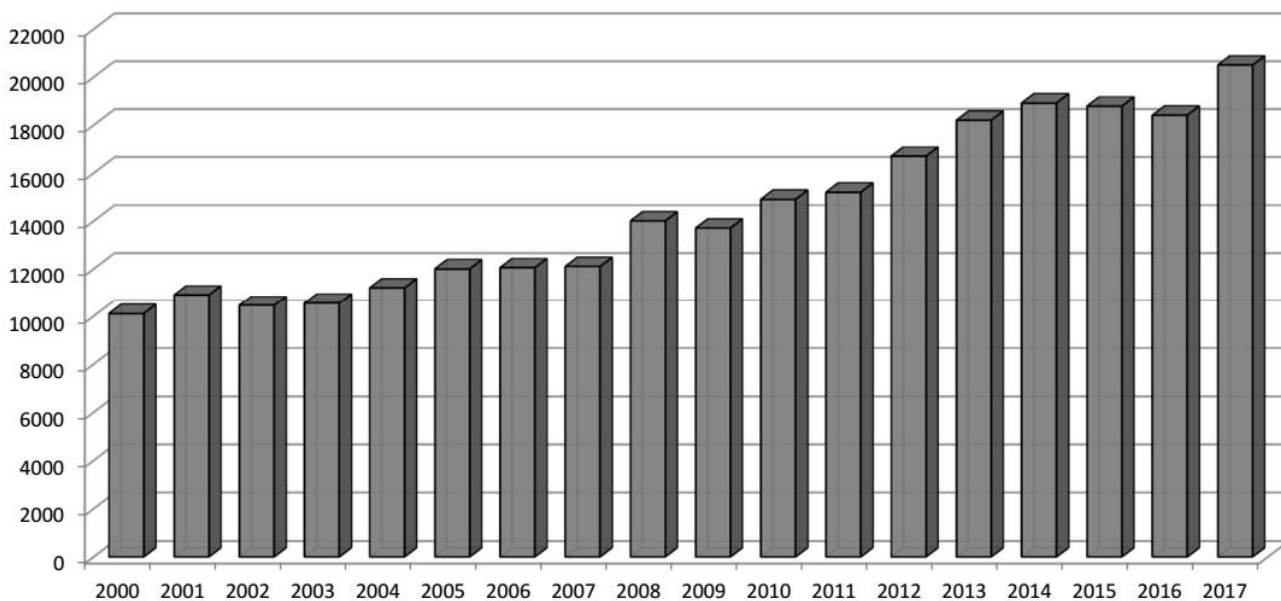


Рисунок 1.1 – Динамика добычи угля шахтами
ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»

Существующая в настоящее время технология добычи угля с отработкой выемочных столбов длиной до 2500 п.м лавами длиной 200÷300 м по восстанию / падению очистными комплексами КД-80, КД-90, ДМ, «Ostroj», стругами, комбайнами КА-80, КА200, УКД200÷250, УКД300, МВ410Е, МВ444 обеспечивает нагрузку на лаву порядка 1500-2000 тонн в сутки с зольностью на уровне 39 %.

Анализ показал, что обеспечение ключевых показателей эффективности (КРІ) угольного бизнеса ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» до 2020 года возможно только после внедрения новых технологий и оборудования для очистных и подготовительных работ. Это обстоятельство нашло отражение в «Актуализации стратегии ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» на период 2012÷2020 г.г.».

Снижение себестоимости добываемого угля предусматривается за счет реализации нескольких направлений развития производства. Они состоят в следующем:

- использование современной высокопроизводительной проходческой и добычной техники, в том числе струговых установок;
- увеличение длины отрабатываемых лав и выемочных участков;
- уменьшение продолжительности монтажа-демонтажа очистных комплексов;
- увеличение количества повторно используемых подготовительных выработок;
- увеличение объемов применения анкерной и рамно-анкерной крепи;
- увеличение объемов применения в капитальных выработках крепи с использованием несущей способности искусственно упрочнённого приконтурного породного массива;
- применение технологий, позволяющих снизить уровень зольности угля;
- улучшение условий проветривания горных выработок, путем сооружения вентиляционных скважин, устройства систем дегазации;
- совершенствование транспортных операций путем внедрения дизелевозов и монорельсовых дорог;

- рациональное использование водных ресурсов путем обеззараживания шахтных вод, строительства биоинженерных очистных сооружений;
- рациональное использование земельных ресурсов путем восстановления нарушенных горными работами территорий;
- охрана атмосферного воздуха путем ужесточения нормативов предельно допустимых выбросов,
- внедрение технологических процессов по утилизации шахтного метана;
- использование инновационных технологий, основанных на применении тепловых насосов».

Среди перечисленных выше мероприятий одними из основных являются применение струговых установок, а также рамно-анкерных и комбинированных систем крепи в условиях неустойчивых углевмещающих пород Западного Донбасса с целью снижения себестоимости добываемого угля.

1.2. Анализ статистической информации о состоянии протяжённых выработок шахт Западного Донбасса

К статистической оценке принимались данные о протяженности горных выработок, общем их состоянии, доле выработок, не соответствующих по тем или иным причинам требованиям Правил безопасности, об объемах и формах ремонтных работ по выработкам шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь». Источником данных для анализа являлась информация по указанным выше категориям, поданная шахтами по состоянию на август 2014 года [1].

Объемы проведения выработок по шахтам за период 2009-2014 гг. представлены на рисунках 1.2, 1.3.

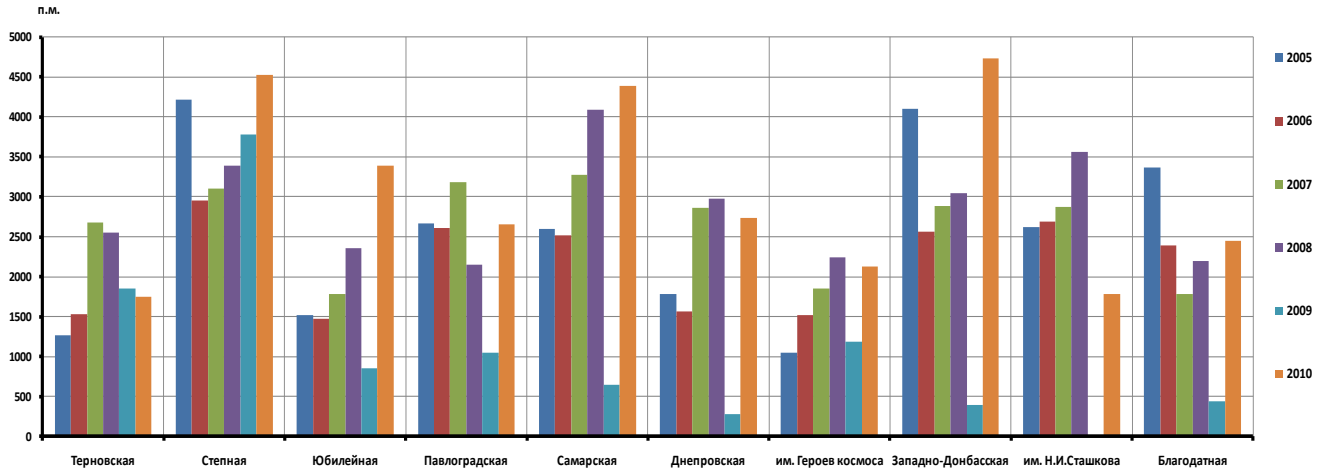


Рисунок 1.2 – Динамика проведения капитальных выработок по шахтам ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» (с 2009 по 2014 г.)

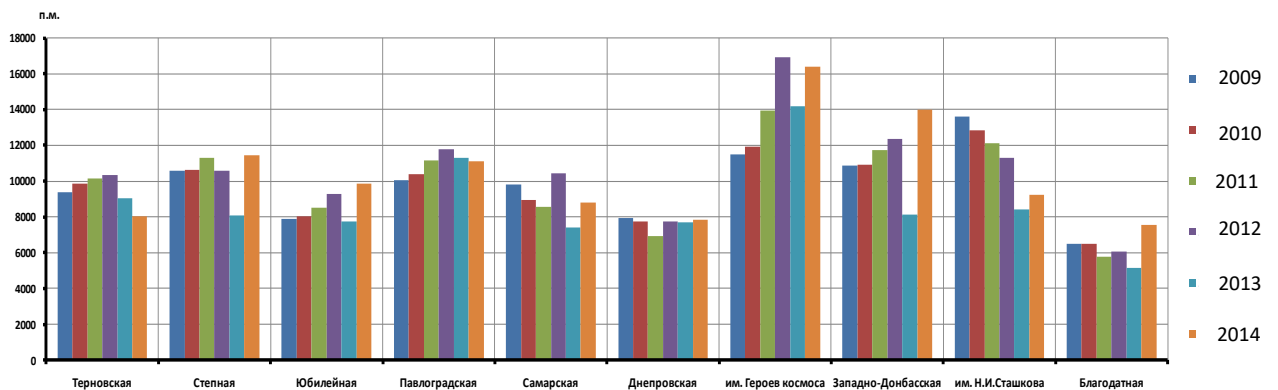


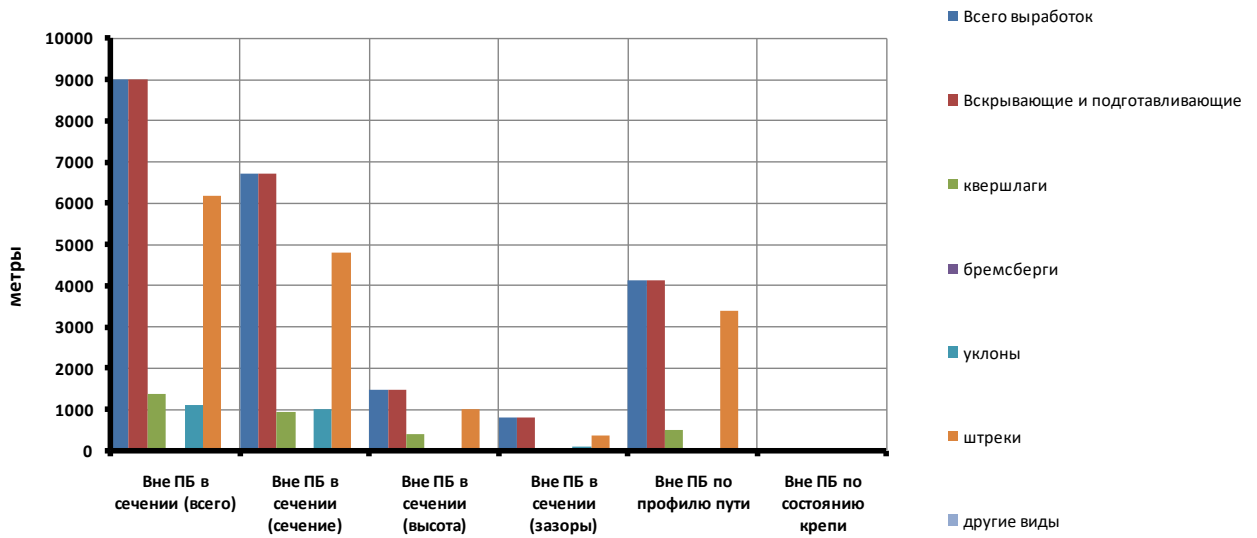
Рисунок 1.3 – Динамика проведения подготовительных и вскрывающих выработок по шахтам ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» (с 2009 по 2014 г.)

На рисунке 1.4 представлена информация о выработках, не отвечающих требованиям Правил безопасности (ПБ) по следующим категориям:

- несоответствие по сечению, в том числе уменьшение сечения выработки;
- уменьшение высоты выработки (вертикальная конвергенция);
- уменьшение величины безопасных зазоров;
- несоответствие по профилю рельсового пути;
- несоответствие по состоянию крепи выработок.

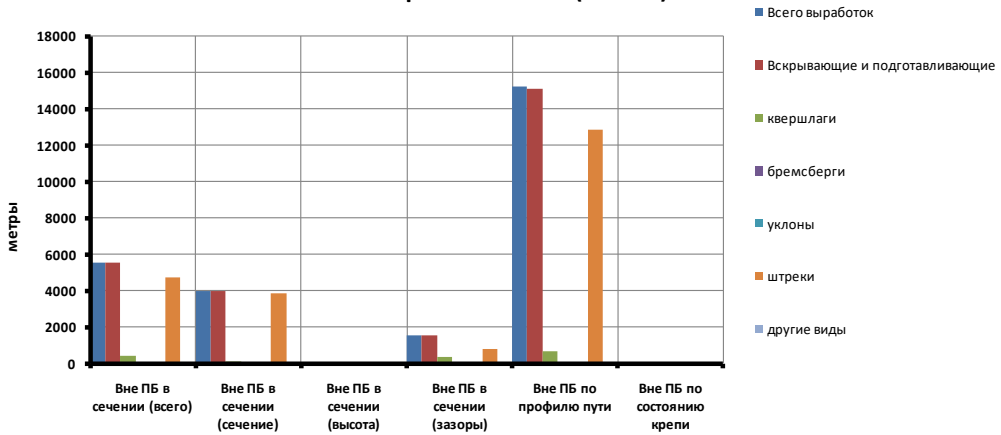
a)

ш. Западно-Донбасская (2010 г.)



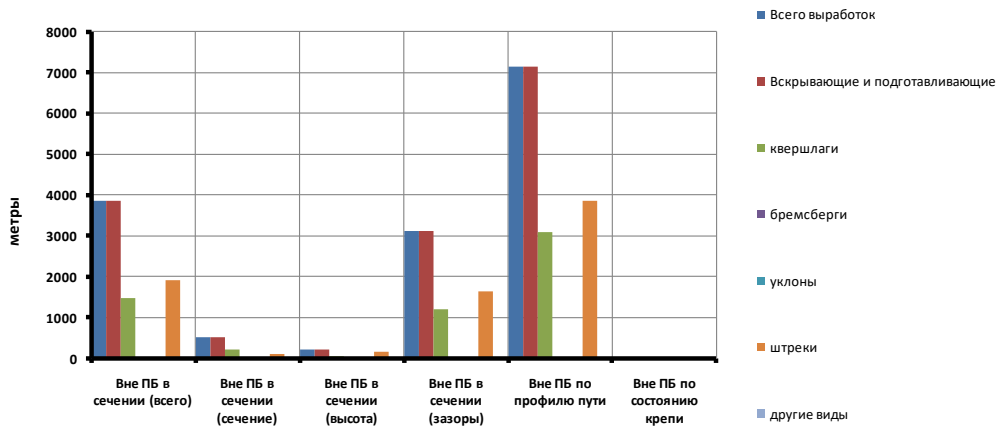
b)

ш. Героев Космоса (2010 г.)



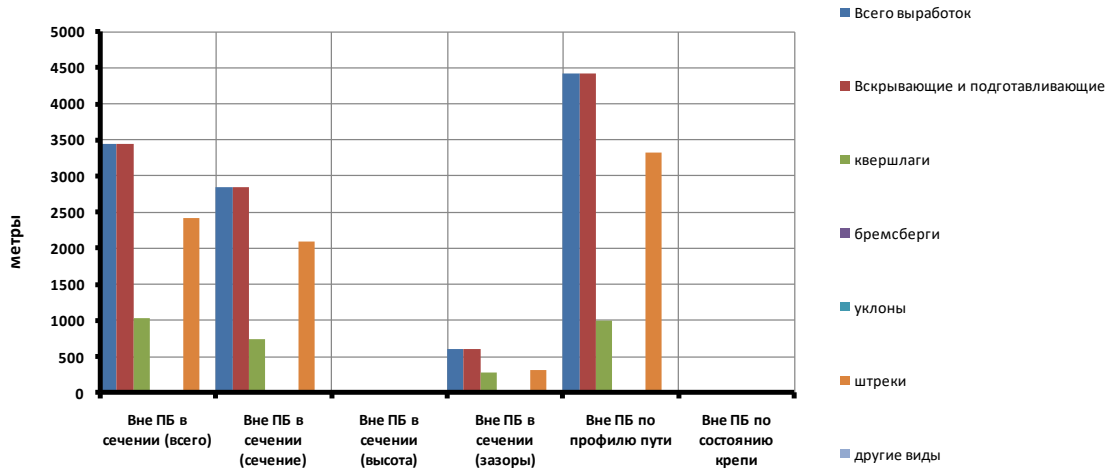
b)

ш. Степная (2010 г.)



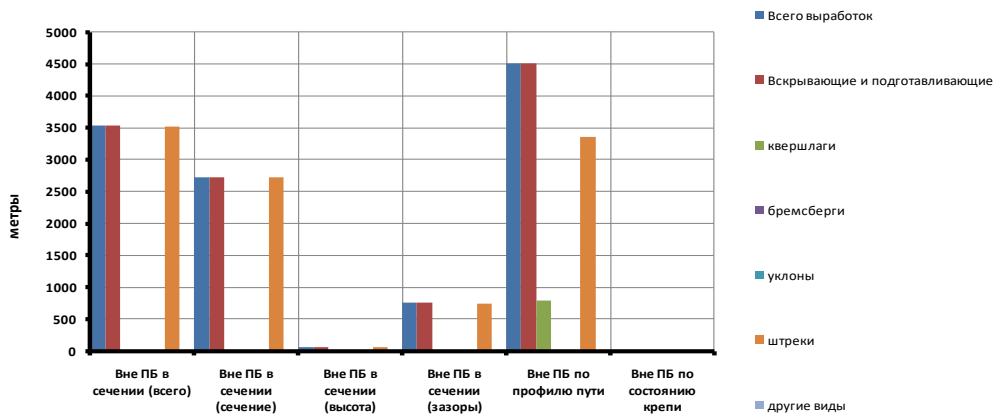
з)

ш. Юбилейная (2010 г.)



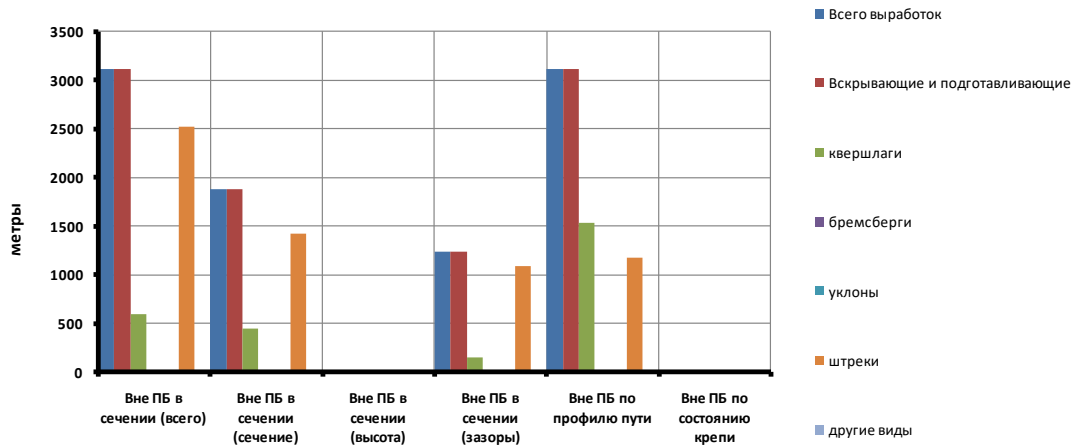
д)

ш. им. Сташкова (2010 г.)



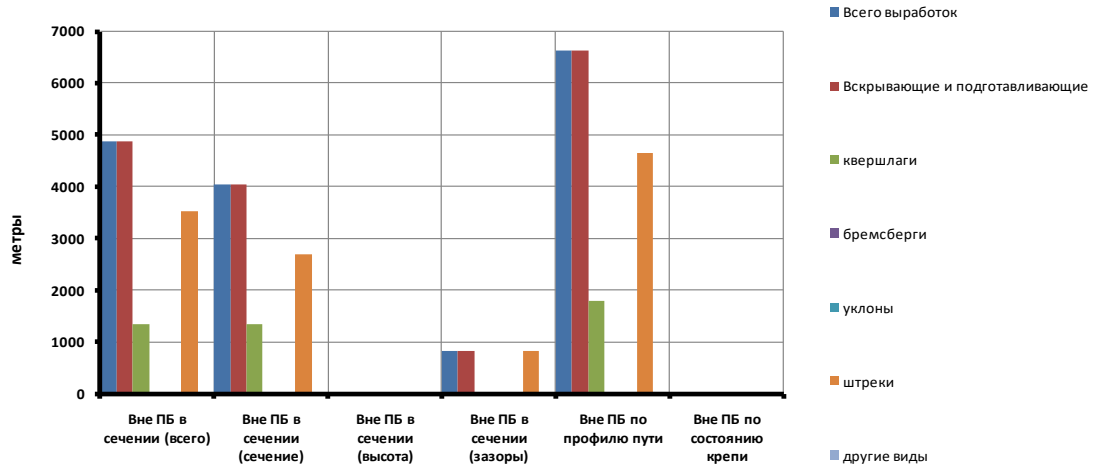
е)

ш. Благодатная (2010 г.)



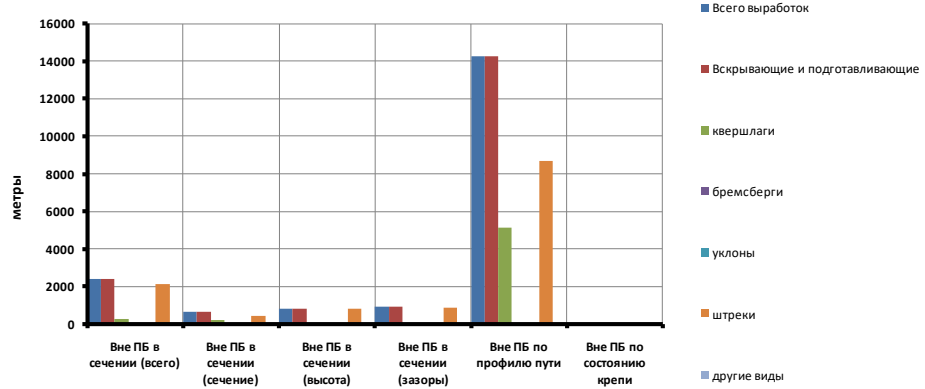
ж)

ш. Днепроvская (2010 г.)



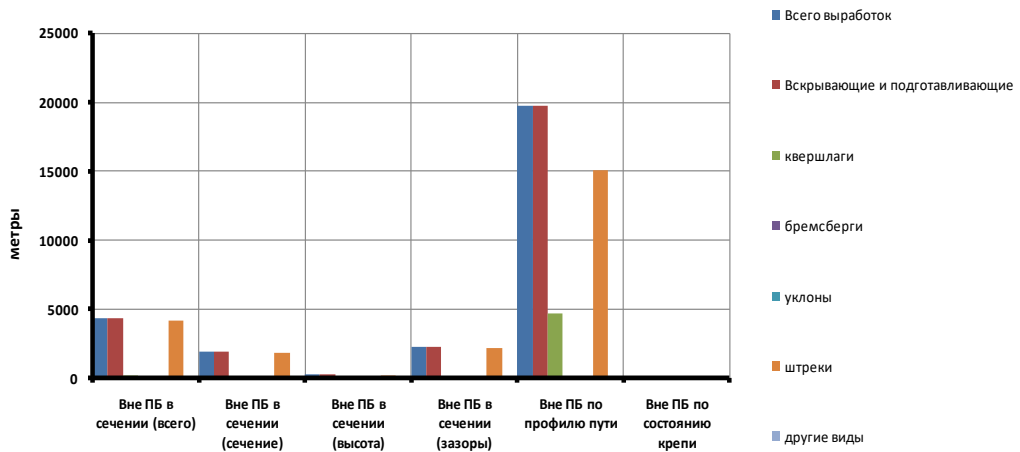
з)

ш. Павлоградская (2010 г.)



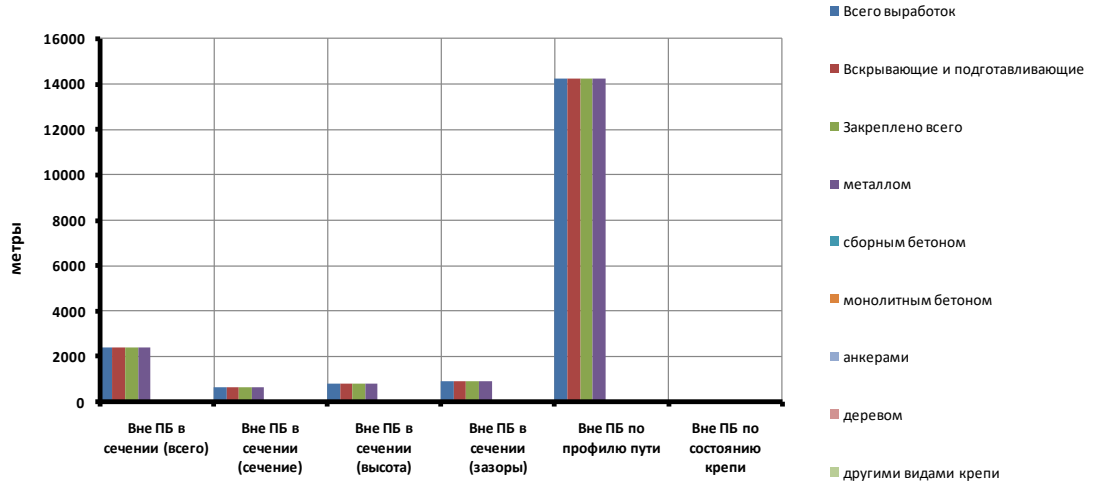
и)

ш. Терновская (2010 г.)



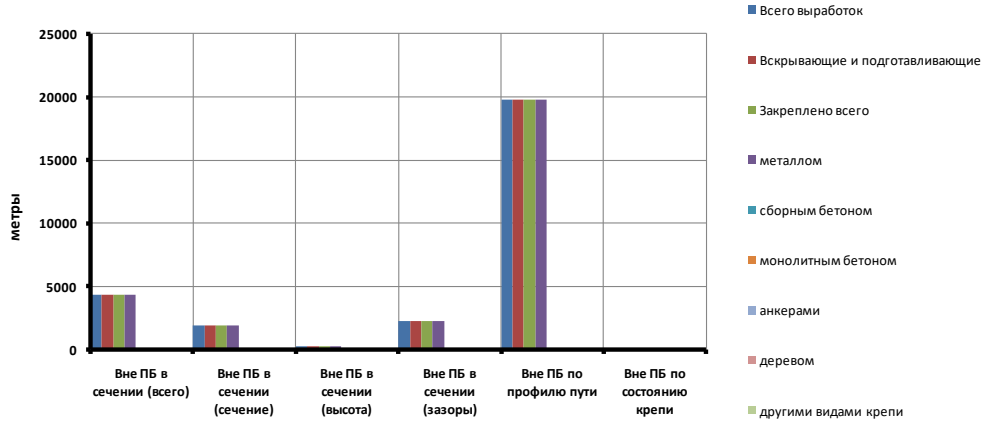
з)

ш. Павлоградская (2010 г.)



и)

ш. Терновская (2010 г.)



к)

ш. Самарская (2010 г.)

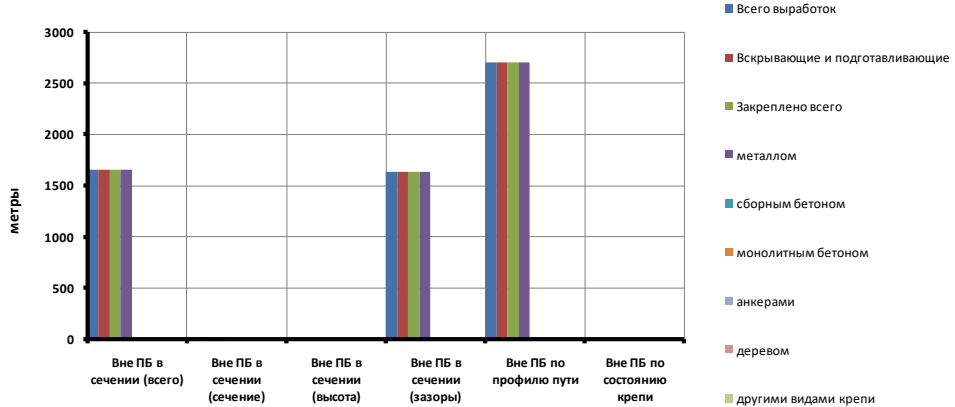


Рисунок 1.6 – Протяженность выработок, не отвечающих требованиям ПБ (по типам крепи)

Основные проблемы отступления от требований ПБ наблюдаются в выработках, закрепленных металлом.

В среднем в 12,6% всех вскрывающих и подготавливающих выработок, которые эксплуатируются на шахтах и закреплены металлом, наблюдаются отклонения по профилю пути, в 5,8% – по сечению (в т.ч. 3,5% – от уменьшения сечения; 0,38% – от потери высоты выработки; 1,9% – от невыдержанных зазоров) (рисунок 1.7), что вполне согласуется с данными, проанализированными выше.

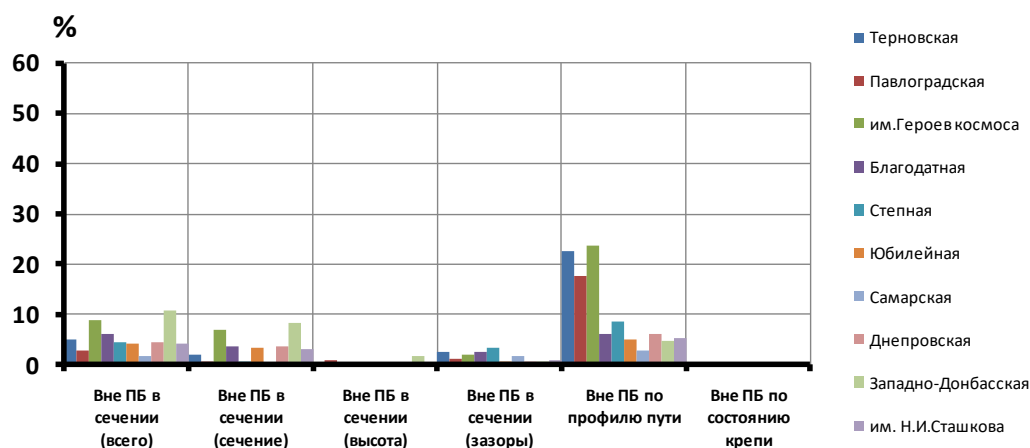


Рисунок 1.7 – Доля действующих вскрывающих и подготавливающих выработок, закрепленных металлом, не отвечающих требованиям ПБ

Обращает на себя тот факт, что в статистических материалах не выделяется такой вид крепи, как рамно-анкерная крепь, тогда как анкерной и рамно-анкерной крепью на 2009 год было закреплено от 33,1% до 99,9% всех вскрывающих и подготавливающих выработок шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» (рисунок 1.8).

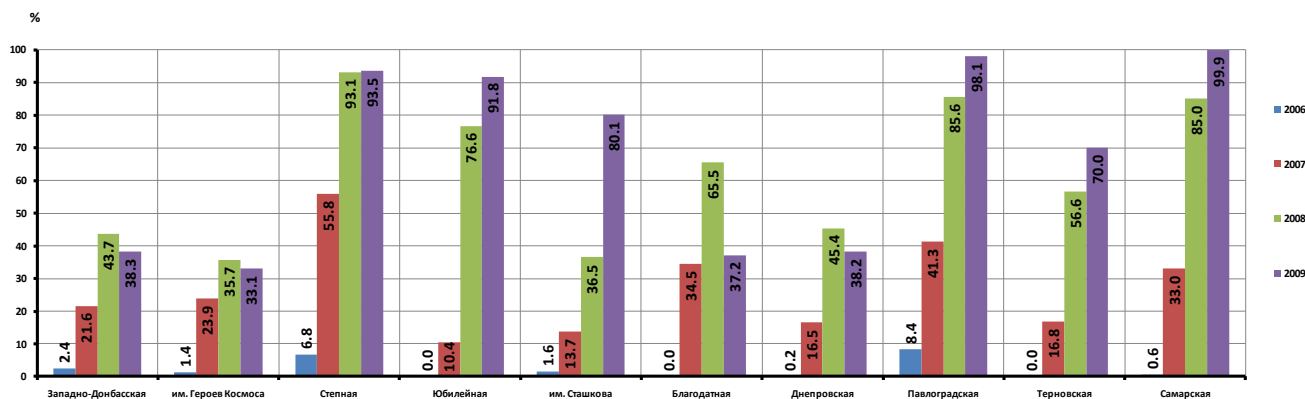


Рисунок 1.8 – Доля применения анкерного и рамно-анкерного крепления на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»

Данные о фактических объемах ремонтов в магистральных, подготовительных (лавных) выработках шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» по видам ремонтных работ представлены на диаграммах рисунки 1.9-1.11. Рисунки 1.12-1.21 представляют те же сведения, но по каждой шахте отдельно.

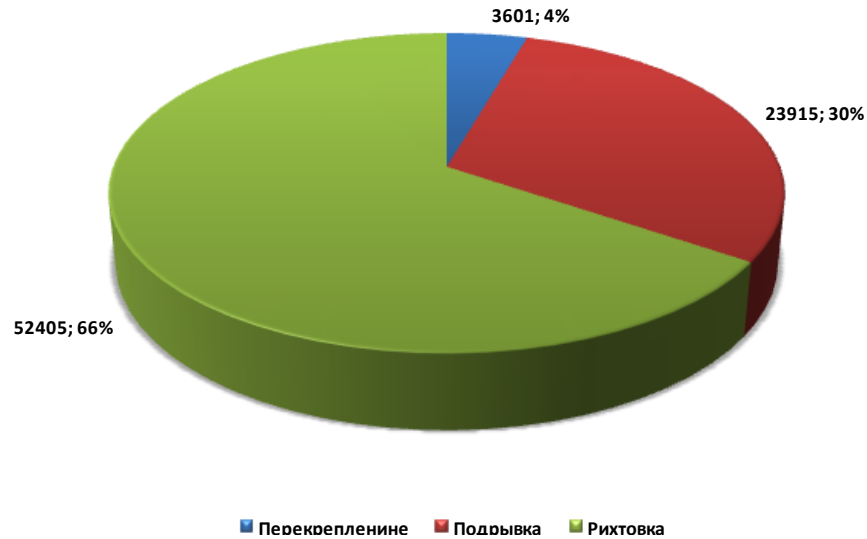


Рисунок 1.9 – Суммарные фактические объемы ремонтных работ магистральных и участковых во всех выработках шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» по видам работ

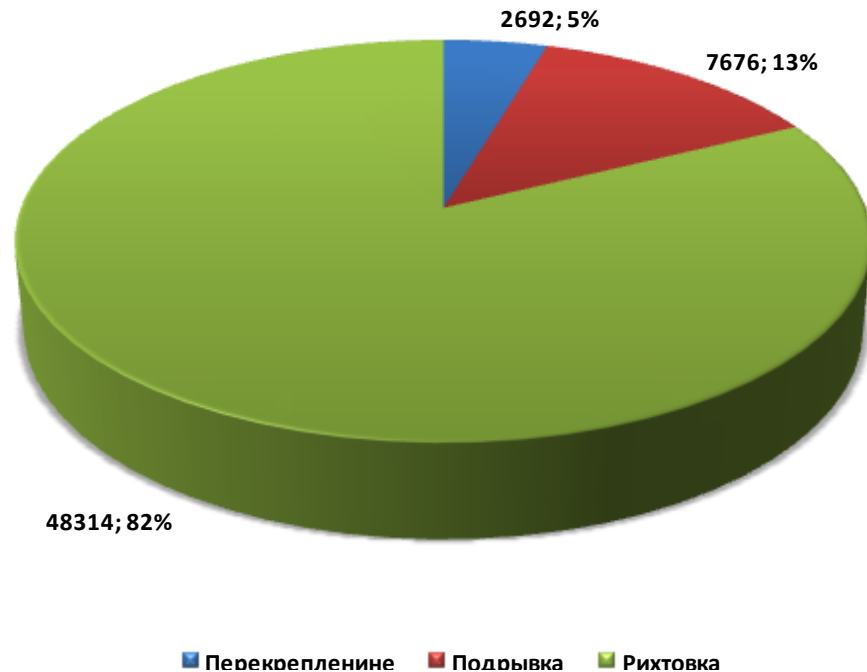


Рисунок 1.10 – Фактические объемы ремонтных работ во всех магистральных выработках шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» по видам работ

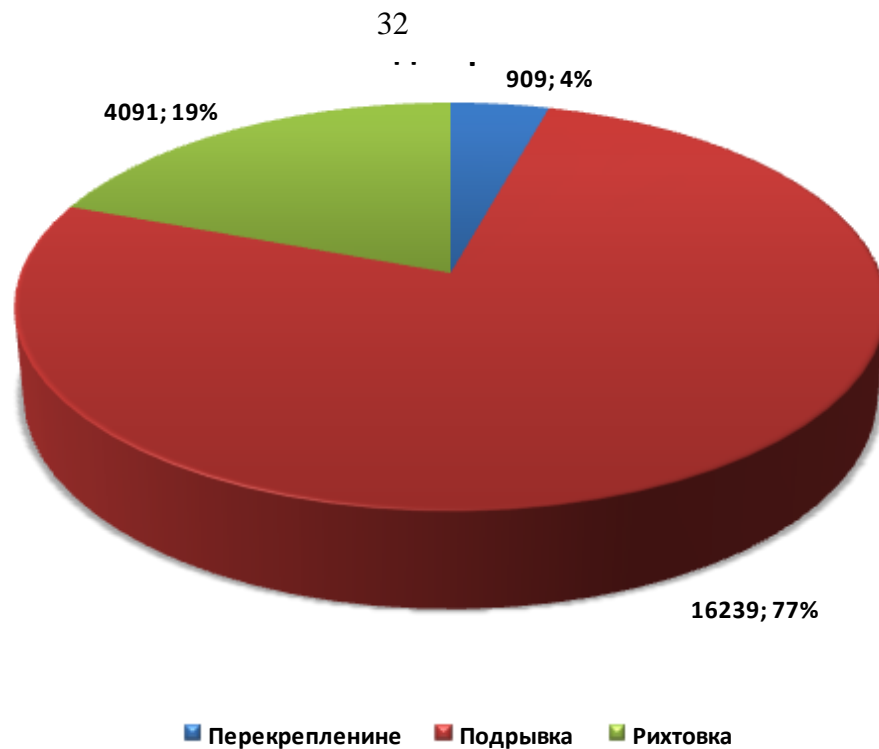


Рисунок 1.11 – Фактические объемы ремонтных работ во всех участковых выработках шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» по видам работ

a)

"Западнодонецкая" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"Западнодонецкая" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года лавные выработки (в т.ч. вне графика)



в)

"Западнодонецкая" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.12 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте «Западно-Донецкая» по видам работ: а) магистральные выработки; б) участковые выработки; в) суммарно по магистральным и участковым выработках

а)

"им. Героев космоса" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"им. Героев космоса" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года лавные выработки (в т.ч. вне графика)



в)

"им. Героев космоса" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.13 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте «им. Героев Космоса» по видам работ: а) магистральные выработки; б) участковые выработки; в) суммарно по магистральным и участковым выработках
а)

"Степная" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"Степная" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года лавные выработки (в т.ч. вне графика)



в)

"Степная" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.14 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте «Степная» по видам работ: а) магистральные выработки; б) участковые выработки; в) суммарно по магистральным и участковым выработкам

а)

"Юбилейная" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"Юбилейная" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года лавные выработки (в т.ч. вне графика)



в)

"Юбилейная" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.15 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте «Юбилейная» по видам работ: а) магистральные выработки; б) участковые выработки; в) суммарно по магистральным и участковым выработкам

а)

"им. Сташкова" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"им. Сташкова" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года лавные выработки (в т.ч. вне графика)



в)

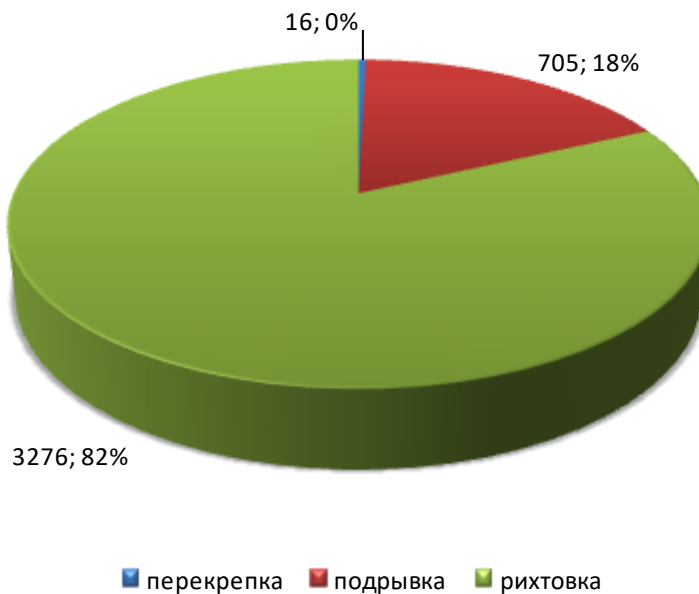
"им. Сташкова" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.16 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте им. Н.И. Сташкова по видам работ: а) магистральные выработки; б) участковые выработки; в) суммарно по магистральным и участковым выработкам

a)

"Благодатная" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"Благодатная" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года лавные выработки (в т.ч. вне графика)



в)

"Благодатная" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.17 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте «Благодатная» по видам работ: а) магистральные выработки; б) участковые выработки; в) суммарно по магистральным и участковым выработкам

а)

"Днепровская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"Днепровская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.18 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте «Днепровская» по видам работ: а) магистральные выработки; б) суммарно по магистральным и участковым выработкам

Примечание: согласно анализируемым данным, за период с начала года по август месяц в подготовительных выработках шахты ремонтные работы не выполнялись

а)

"Павлоградская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"Павлоградская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года лавные выработки (в т.ч. вне графика)



в)

"Павлоградская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.19 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте «Павлоградская» по видам работ: а) магистральные выработки; б) участковые выработки; в) суммарно по магистральным и участковым выработкам

а)

"Терновская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"Терновская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.20 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте «Терновская» по видам работ: а) магистральные выработки; б) суммарно по магистральным и участковым выработкам

а)

"Самарская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года магистр. выработки (в т.ч. вне графика)



б)

"Самарская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года лавные выработки (в т.ч. вне графика)



в)

"Самарская" Объем фактических ремонтных работ по видам с начала 2010 года все выработки (в т.ч. вне графика)



Рисунок 1.21 – Фактические объемы ремонтных работ по шахте «Самарская» по видам работ: а) магистральные выработки; б) участковые выработки; в) суммарно по магистральным и участковым выработкам

Анализ представленных диаграмм показывает следующее. Основные виды ремонтных работ в протяженных выработках большинства шахт связаны с рихтовкой пути и подрывкой пород почвы – в целом по ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» на долю работ по рихтовке приходится 66 % от всего объема ремонтов, на подрывку – 30 %. Большая часть работ по рихтовке приходится на магистральные выработки (82 % от всех ремонтов), тогда как в участковых 77 % от всех ремонтов приходится на работы по подрывке. Эти результаты хорошо согласуются с данными о состоянии выработок, где основной причиной несоответствия требованиям ПБ является искажение профиля пути (см. рисунки 1.5, 1.8).

Работы по перекреплению в общем объеме ремонтов в целом по ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» не превышают 4 %. Сравнительно небольшую долю перекрепление занимает и в отчетах большинства шахт – на восьми из десяти этот вид ремонтных работ составляет за рассматриваемый период от 0% (шш. Юбилейная и им. Сташкова) до 7 % (шш. Западно-Донбасская и Степная) от об-

щего объема работ. Причем, на ш. Западно-Донбасская в основном перекрепляются магистральные выработки, а на ш. Степная распределение этого вида работ между участковыми и магистральными выработками примерно равно – 6 % и 7 % от общего объема ремонтов в них соответственно.

На шахтах Павлоградская и им. Героев Космоса доля перекреплений за рассматриваемый период довольно высока – 31 % и 49 % от общего объема ремонтов по шахте соответственно. Причем в последней этому виду ремонтов подвержены только магистральные выработки (89 % от всего объема ремонтов магистральных выработок).

В ш. Павлоградская участковые выработки перекрепляются в два раза чаще, чем магистральные – 34 % против 17 % от общих объемов ремонтов соответственно.

В целом по объединению, в абсолютных величинах за рассматриваемый период (январь-август 2014 г.) всего было выполнено ремонтных работ:

– по перекреплению - 2 692 п.м. магистральных выработок, 909 п.м. участковых выработок, или всего 3 601 п.м.;

– по рихтовке - 48 314 п.м. магистральных выработок, 4 091 п.м. участковых выработок, или всего 52 405 п.м.;

– по подрывке - 7 676 п.м. магистральных выработок, 16 239 п.м. участковых выработок, или всего 23 915 п.м.

Согласно имеющейся статистической информации, средние площади сечений магистральных выработок в целом по ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» составляют 13,1 м² в свету, участковых – 10,6 м² в свету.

Для оценки величины затрат на выполнение указанных видов работ был выполнен расчет их усредненной сметной стоимости для условий шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».

Расчет сметной стоимости работ по подрывке и перекреплению выработок выполнялся с применением пакета программ «Строительные Технологии – СМЕТА» © «Computer Logic Group». Сметная документация составлена с применением следующих документов:

- Правила определения стоимости строительства (ДБН Д.1.1-1-2000);
- Ресурсные элементные сметные нормы на строительные работы (РЭСН) (ДБН Д.2.2-99-35 «Горнопроходческие работы»).

При составлении сметных расчетов приняты следующие показатели и начисления:

- общепроизводственные расходы рассчитаны в соответствии с усредненными показателями ДБН д.1.1-1-2000, Приложение 3;
- усредненный показатель размера сметной прибыли, Расчёт №5 – 18,01 руб./чел.-ч. (0,30 USD/чел);
- ставка коммунального налога – 10,00 %;
- показатель отчислений на покрытие административных затрат строительно-монтажных организаций, Расчёт № 6 – 4,16 руб./чел.-ч (0,07 USD/чел.-ч) .
- тарифные сетки приняты, исходя из следующего (таблица 1.1).

Таблица 1.1 – Тарифные показатели

Наименование тарифной сетки	Норма продолжительности рабочего времени, чел.ч.	Среднемесячная заработная плата, руб.	Средний разряд работ
Работы, выполняемые на поверхности шахт	167,00	7 494,5	3,80
Подземные работы (0-группа)	167,00	22 859,7	3,80

Расчет сметных параметров по перекреплению и подрывке почвы выполнен для конвейерных (площадь сечения выработки в проходке $S=16,5 \text{ м}^2$, при использовании крепи КШПУ-М-14,4) и вентиляционных (площадь сечения выработки в проходке $S=13,5 \text{ м}^2$, при использовании крепи КШПУ-М-11,7) штреков.

Для работ по перекреплению учитывалось повторное использование рам арочной трехзвенной податливой крепи, а также 70 % затяжки. Объемы работ по расширению выработки приняты равными 20 % от площади ее сечения в проход-

ке. Для учета дополнительных работ по снятию-установке кабелей и трубопроводов, трудоемкость работ по снятию крепей увеличена на 25 %.

Расчет локальных смет и договорных цен на работы по перекреплению выполнен на 1 погонный метр выработки. Итоговые суммы ориентировочных затрат на перекрепление в целом по ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», с учетом объема работ по перекреплению за рассматриваемый период сведены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Стоимость работ по перекреплению протяженных выработок

Тип крепи	Профиль	Шаг установки рам крепи, м	Сметная стоимость на 1 п.м., тыс. руб.	Объем работ по перекреплению, м		Ориентир. стоимость работ, тыс. руб
				магистр.	участк.	
КШПУ-М-11,7	СВП-22	0,5	13,7	-	909	12,5
		0,7	13,1	-	909	11,8
		0,8	12,3	-	909	11,2
		1,0	12,3	-	909	11,1
	СВП-27	0,5	15,3	-	909	13,9
		0,7	14,2	-	909	13,0
		0,8	13,3	-	909	12,1
		1,0	13,1	-	909	11,9
КШПУ-М-14,4	СВП-27	0,5	17,5	2 692	-	47,1
		0,7	16,2	2 692	-	43,5
		0,8	15,23	2 692	-	41,0
		1,0	14,9	2 692	-	40,3

Общие ориентировочные затраты на перекрепление выработок по всему объединению за рассматриваемый период находятся в следующем диапазоне сумм:

* минимально – $(11,1 + 40,3) = 51,5$ тыс. руб. (727,9 USD);

* максимально – $(13,0 + 47,1) = 60,1$ тыс. руб. (849,2 USD).

Для работ по подрывке учтено повторное использование рельсовых путей, шпал и крепежных материалов.

Расчет локальных смет и договорных цен на работы по подрывке выполнен на 1 погонный метр выработки. Итоговые суммы ориентировочных затрат на подрывку в целом по ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», с учетом объема работ по подрывке за рассматриваемый период представлены на рисунках 1.9 - 1.11 и сведены в таблице 1.3.

Таблица 1.3 – Стоимость работ по подрывке почвы в протяженных выработках

Тип крепи	Ширина выработки, м	Высота подрывки, м	Сметная стоимость на 1 п.м., тыс. руб.	Объем работ по подрывке, м		Ориентир. стоимость работ, тыс. руб.
				магистр.	участк.	
1	2	3	4	5	6	7
КШПУ-М-11,7	4,774	0,3	2,7	-	16 239	42,0
		0,5	4,1	-	16 239	66,9
		0,6	4,8	-	16 239	78,6
		0,8	4,8	-	16 239	102,0
		1,0	7,7	-	16 239	125,3
КШПУ-М-14,4	5,14	0,3	2,8	7 676	-	21,8
		0,5	4,4	7 676	-	33,7
		0,6	5,2	7 676	-	39,7
		0,8	6,7	7 676	-	51,6
		1,0	8,3	7 676	-	63,5

Общие ориентировочные затраты на подрывку выработок по всему объединению за рассматриваемый период находятся в следующем диапазоне сумм:

*минимально – $(21,8 + 42,0) = 63,8$ тыс. руб. (901,5 USD);

*максимально – $(63,5 + 125,3) = 188,8$ тыс.руб. (2,7 тыс. USD).

** Перевод гривен в рубли выполнен по состоянию на 26.05.2016 года*

Для работ по рихтовке учтено повторное использование рельс, шпал и крепежных материалов при деревянных шпалах, и повторное использование рельс и крепежей с новыми железобетонными шпалами.

Расчет локальных смет и договорных цен на работы по рихтовке выполнен на 1 погонный метр выработки. Итоговые суммы ориентировочных затрат на рихтовку пути в целом по ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», с учетом объема работ по рихтовке за рассматриваемый период сведены в таблицу 1.8.

Общие ориентировочные затраты на рихтовку пути в выработках по всему объединению за рассматриваемый период находятся в следующем диапазоне сумм (см. таблицу 1.4):

минимально – 1,7 млн. руб. (24,0 тыс. USD);

максимально – 23,4 млн. руб. (330,6 тыс. USD).

Таблица 1.4 – Стоимость работ по рихтовке пути в протяженных выработках

Тип шпал	Сметная стоимость на 1 п.м., тыс. руб.	Объем работ по рихтовке, м		Ориентир. стоимость работ, млн. руб.
		магистр.	участк.	
1	2	3	4	5
Деревянные	0,427	-	4 091	1,7
Железобетонные	0,485	48 314	-	23,4

Таким образом, общая сумма ориентировочных затрат на выполнение ремонтных работ в протяженных выработках на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», согласно произведенным выше оценкам, составит:

минимально – $(0,0515 + 0,0638 + 1,7) = 1,81$ млн. руб. (25,6 тыс. USD);

максимально – $(0,06 + 0,188 + 23,4) = 23,6$ млн. руб. (334,2 тыс. USD).

Общая стоимость протяженной выработки может быть представлена как совокупность капитальных затрат на сооружение выработки и затрат на поддержа-

ние и ремонт выработки (эксплуатационных затрат). При этом при сооружении и эксплуатации выработки следует стремиться к тому, чтобы эта совокупность затрат была минимальной, т.е.:

$$\sum Z = Z_{\text{кан}} + Z_{\omega} \rightarrow \min, \quad (1.1)$$

где $Z_{\text{кан}}$ – капитальные затраты на сооружение выработки; Z_{ω} – эксплуатационные затраты, связанные с ремонтом и поддержанием выработки.

Очевидно, что обеспечить выполнение условия (1.1) возможно, управляя входящими в выражение параметрами $Z_{\text{кан}}$ и Z_{ω} . Кроме того, следует заметить, что $Z_{\omega} = f(Z_{\text{кан}})$.

Уровень капитальных затрат, например, для участков выработок, в предположении, что они закреплены рамно-анкерной крепью (рама КШПУ-11,7, шаг 0,8 м + 7 анкеров длиной 2,4 м) и имеют длину, равную общей длине проведения подготовительных выработок по ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» за текущий год, составит:

$$Z_{\text{кан}} = 104253,0 * 4,3 = 448,3 \text{ тыс. руб. (6,3 тыс. USD).}$$

Здесь учтены только затраты на крепежные материалы.

С учетом того, что основным видом ремонтов в подготовительных выработках является подрывка почвы, а стоимость подрывки 1 п.м. выработки для указанных условий (КШПУ-11,7) составит от 2,7 до 7,7 тыс. руб., уровень эксплуатационных затрат для данной группы составит:

$$\text{от } Z_{\omega} = 104253,0 * 2,7 = 281,5 \text{ тыс. руб. (3,9 тыс. USD)}$$

$$\text{до } Z_{\omega} = 104253,0 * 7,7 = 802,7 \text{ тыс. руб. (11,3 тыс. USD).}$$

Здесь учтено, что в выработках выполняются только работы по подрывке, без рихтовки и перекрепления, в течение только восьми месяцев эксплуатации под влиянием очистных работ.

Таким образом, общая ожидаемая стоимость таких выработок, с учетом величин $Z_{\text{кан}}$ и Z_{ω} , составит:

$$\text{от } \sum Z = 448,3 + 281,5 = 729,8 \text{ тыс. руб. (10,3 тыс. USD)}$$

$$\text{до } \sum Z = 448,3 + 802,7 = 1,25 \text{ млн. руб. (17,7 тыс. USD).}$$

Таким образом, из приведенных выше расчетов следует, что стоимость эксплуатационных затрат приближается к стоимости затрат на сооружение капитальных выработок и существенно, почти в два раза, превышает затраты на сооружение участковых штреков. Из этого следует, что исследование процессов, приводящих к таким последствиям, с целью снижения себестоимости добываемого угля, является актуальной научно-технической проблемой.

1.4. Цель, идея, основные задачи и методы исследований

Научная проблема, решаемая в настоящей диссертации, состоит в установлении закономерностей деформирования и потери устойчивости структурно неоднородного углепородного массива в окрестности протяжённых выработок глубокого заложения, которые пройдены в условиях неустойчивых пород Западного Донбасса.

Такие условия залегания, характерные для Западного Донбасса, когда полезное ископаемое находится в слабых (нарушенных, неустойчивых, т.п.) вмещающих горных породах, встречаются на отдельных участках многих угольных и рудных месторождений. Они обладают своей спецификой в части развития деформационных процессов, а, следовательно, в проведении и поддержании в эксплуатационном состоянии капитальных и подготовительных горных выработок.

Целью настоящих исследований является геомеханическое обоснование безопасной технологии подземной добычи угля на основе закономерностей деформирования сложно-структурного породного массива в окрестности капитальных и подготовительных выработок.

Идея работы состоит в управляемом воздействии на деформационные процессы, протекающие в окрестности капитальных и подготовительных выработок,

пройденных в неустойчивых вмещающих породах, путем изменения механических свойств приконтурного породного массива инсталляцией искусственных структурных элементов и укрепляющих растворов, что позволяет повысить устойчивость сложно-структурного породного массива.

Поставленная цель достигается комплексно путём анализа источников информации в области современных технологий обеспечения устойчивости протяжённых выработок угольных шахт, выполнения натуральных и аналитических исследований, применения методов планирования эксперимента, механики твёрдого деформируемого тела, теории вероятностей и математической статистики, численных методов решения упругопластических задач.

Основные задачи исследований состоят в следующем:

- проведение анализа состояния протяжённых выработок глубоких угольных шахт Западного Донбасса, отрабатывающих пласты в сложных горно-геологических условиях, которые определены в качестве основных объектов исследований;

- выполнение комплекса экспериментальных геомеханических измерений в капитальных и подготовительных выработках действующих шахт;

- поставка и решение упругопластической численной задачи об устойчивости геомеханической системы «лава-парные выработки» применительно к сложным горно-геологическим условиям глубоких угольных шахт;

- обоснование применительно к неустойчивым породам глубоких угольных шахт геомеханическая модель развития деформационных процессов в окрестности одиночной капитальной выработки;

- поставка и решение упругопластической численной задачи об устойчивости протяжённых капитальных выработок, расположенных в неустойчивых породах вне зоны влияния очистных работ;

- обоснование конструктивных и технологических параметров комбинированной крепи капитальных выработок типа АСН+А (арка-сетка-набрызг+анкер);

- разработка и внедрение нормативных документов по проектированию комбинированной крепи горных выработок для глубоких угольных шахт;
- усовершенствование комбинированной крепи демонтажных камер при струговой обработке маломощных угольных пластов;

Выводы

1. Выполнен анализ статистической информации о состоянии горных выработок и объемах ремонтных работ в выработках шахт ПАО «ДТЭК-Павлоградуголь», который показал, что преобладающей причиной отклонений от требований ПБ для штреков и квершлагов является несоответствие по профилю пути – в среднем по всем шахтам 11,6 % и 16,6 % для штреков и квершлагов соответственно. Второй по значимости категорией является уменьшение сечения выработки – в среднем 3,7 % и 3,4 % для штреков и квершлагов соответственно. Третьей по значимости - категория «отклонение по зазорам», в среднем 2,01 % и 1,99 % для штреков и квершлагов соответственно.

2. Основные виды ремонтных работ в протяженных выработках большинства шахт связаны с ликвидацией последствий пучения пород почвы (подрывка, рихтовка пути) – в целом по ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» на долю работ по рихтовке приходится 66 % от всего объема ремонтов, на подрывку – 30 %. Большая часть работ по рихтовке приходится на магистральные выработки (82 % от всех ремонтов), тогда как в участковых 77 % от всех ремонтов приходится на работы по подрывке.

3. В целом по объединению, в абсолютных величинах за рассматриваемый период (январь-август 2014 г.) всего было выполнено ремонтных работ:

- по перекреплению - 2 692 п.м. магистральных выработок, 909 п.м. участковых выработок, или всего 3 601 п.м.;
- по рихтовке - 48 314 п.м. магистральных выработок, 4 091 п.м. участковых выработок, или всего 52 405 п.м.;

– по подрывке - 7 676 п.м. магистральных выработок, 16 239 п.м. участковых выработок, или всего 23 915 п.м.

Общие ориентировочные затраты на перекрепление выработок по всему объединению за рассматриваемый период составляют от 51,5 тыс. руб. (727,9 USD) до 61,0 тыс. руб. (849,2 USD), в зависимости от площадей сечений выработок, типоразмеров крепи и шага установки (рассматривалась только рамная стальная крепь).

4. Общие ориентировочные затраты на подрывку выработок по всему объединению за рассматриваемый период составили от 63,8 тыс. руб. (901,5 USD) до 188,8 тыс. руб. (2,7 тыс. USD), в зависимости от ширины выработки и глубины подрывки.

5. Общие ориентировочные затраты на рихтовку пути в выработках по всему объединению за рассматриваемый период составили от 1,7 млн. руб. (24,0 тыс. USD) до 23,4 млн. руб. (330,6 тыс. USD), в зависимости от вида шпал (деревянные/железобетонные).

6. Общая сумма ориентировочных затрат на выполнение ремонтных работ в протяженных выработках на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», составляет от 1,81 млн. руб. (25,6 тыс. USD) до 23,6 млн. руб. (334,2 тыс. USD).

7. Выполненный анализ производственной деятельности угольных шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» позволил определить пути снижения себестоимости добываемого угля, главными из которых является интенсификация его добычи и уменьшение расходов, связанных с поддержанием протяжённых выработок в эксплуатационном состоянии. Решение этой проблемы состоит в применении струговой технологии отработки угольных пластов и применении комбинированных крепей, работающих с использованием несущей способности приконтурного породного массива.

8. Узким местом применения струговых комплексов являются большие затраты на монтаж и демонтаж оборудования. Ликвидация этого недостатка возможна благодаря устройству демонтажной камеры, комбинированная крепь которой должна получить соответствующее геомеханическое обоснование.

9. Один из путей повышения устойчивости и снижения металлоёмкости протяжённых выработок, пройденных на большой глубине в условиях неустойчивых пород Западного Донбасса, заключается в применении комбинированных крепей, конструкция которых должна отражать особенности их нагружения в технологическом процессе. Обязательным элементом такой конструкции является приконтурный породный массив, достаточная прочность которого обеспечивается инсталляцией искусственных структурных элементов и инъекциями скрепляющих растворов.

10. Определены цель, идея, основные задачи и методы исследований.

ГЛАВА 2

ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК, НАХОДЯЩИХСЯ В ЗОНЕ ДЕЙСТВИЯ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ЛАВЫ

2.1. Конструкции крепи капитальных и подготовительных выработок на угольных шахтах и тенденции их совершенствования

С ростом глубины отработки угольных пластов возрастает уровень напряжений в породных массивах, увеличиваются смещения контура выработок, что приводит к снижению их общей устойчивости и необходимости выполнения больших объёмов ремонтных работ [2, 3, 4]. В особенности ухудшается состояние подготовительных выработок, находящихся в зоне интенсивного ведения очистных работ, что объясняется применением современного высокопроизводительного оборудования, такого, например, как струговые комплексы. Как следствие, существенно возрастают затраты на приведение выработок в эксплуатационное состояние. По оценкам специалистов ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» для группы шахт Западного Донбасса эти затраты ежегодно достигают, примерно, 100 млн. долларов США. В связи с возрастающей конкуренцией на рынке угля проблема повышения устойчивости протяжённых выработок приобретает особую актуальность.

Исследованиям геомеханики массива горных пород, ослабленного подземными выработками, посвящены работы Ардашева К.А., Баклашова И.В., Виноградова В.В., Заславского Ю.З., Картозии Б.А., Круковского А.В., Ю.Н. Линника, Литвинского Г.Г., Мартовицкого А.В., Панкратенко А.Н, Протосени А.Г., Сдвижковой Е.А., Солодянкина А.В., Софийского К.К., Усаченко Б.М., Шашенко А.Н. и многих других учёных [2, 4-27].

В горногеологических условиях шахт Донбасса для обеспечения устойчивости протяжённых выработок различного назначения применяется до 100 различных видов крепи [28, 29]. Однако наибольшее распространение получила поддерживающая металлическая крепь арочной формы, объёмы применения которой на

разных шахтах изменяются от 52-72 до 86-96 %. В качестве прокатного профиля используется специальный профиль СВП-33 или СВП-27. В зависимости от геометрических размеров выработки и шага установки крепи на один погонный метр выработки расходуется от 600 до 1000 кг металла. При этом около 30 % длины эксплуатируемых выработок находятся в неудовлетворительном состоянии и требует выполнения ремонтных работ.

Затраты на возведение крепи протяжённых выработок не ограничиваются только одним фактором металлоемкости. Дополнительные затраты на транспортировку спецпрофиля к месту установки крепи и её монтаж практически удваивают стоимость металлопроката. Затраты при повторном использовании крепи в подготовительных выработках еще выше. Извлечение крепи из завала и её доставка на поверхность для ремонта добавляют ещё около 50-80 % к первоначальной стоимости металла. Поэтому общая стоимость работ, связанных с устройством крепи подготовительных выработок, в 2-2,5 раз превышает стоимость затрат на приобретение нового спецпрофиля. Всё это существенно влияет на себестоимость угля [30].

Значительный вес элементов металлической крепи, низкий уровень механизации процесса её возведения создают постоянный риск повышенного травматизма при выполнении этих работ. По статистике только за последние 5 лет из всех несчастных случаев со смертельным исходом, которые произошли на шахтах Донбасса, около 13 % зафиксировано при проведении и креплении горных выработок металлической рамной крепью.

Кроме перечисленного выше, вследствие деформации рам уменьшается сечение выработок, что ухудшает условия проветривание, повышает запылённость в выработках, а также негативно сказывается на транспортировке угля, механизмов и материалов.

Совершенствование металлической крепи идет в трех направлениях:

- выбор рациональной формы;
- обеспечение условий контакта крепи и приконтурного породного массива;
- улучшение работы замковой части.

Все эти мероприятия уже не оказывают существенного влияния на улучшение эксплуатационных качеств выработок с металлической рамной крепью. Таким образом, можно считать доказанным, что с увеличением глубины разработки применение традиционных конструкций крепи поддерживающего типа имеет ограниченную область применения. Совершенствование конструкций крепи, как показывает мировой опыт, должно идти по пути применения комбинированных систем, необходимым конструктивным элементом которых является сам приконтурный породный массив, упрочнённый тем или иным способом. К таким упрочняющим элементам относятся анкеры различной конструкции, зонтичные конструкции для особо тяжёлых условий и упрочняющие растворы.

Так, результаты многолетних исследований на шахтах Германии показали, что при глубине 1400 м на 80 % протяженности штреков еще можно управлять горным давлением, если использовать все известные технические решения, и, в первую очередь: заполнение закрепного пространства, возведение околострековых литых полос, разгрузка массива, укрепление его вяжущими или анкерами и комбинация этих мероприятий (рисунок 2.1), а также дополнительные меры при проектировании подготовки очистного участка: расположение выработок в зонах пониженного давления; отработка способами снижающими влияние повышенного давления со стороны лав и др. [31, 32].

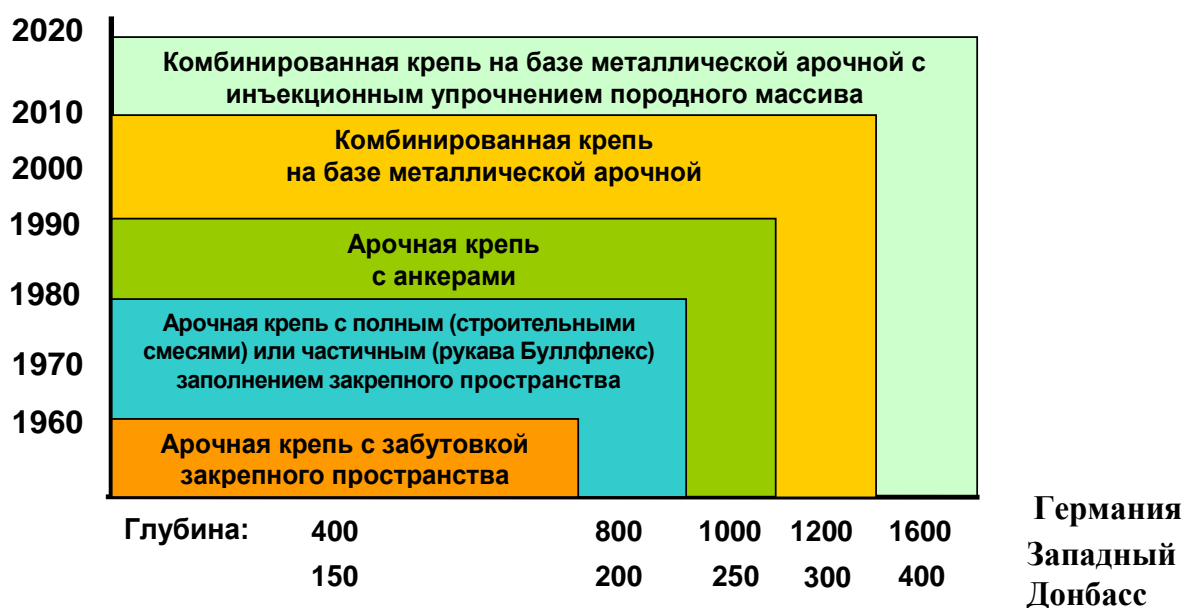


Рисунок 2.1 – Развитие систем крепи с ростом глубины разработки [31, 32]

Учитывая существенное отличие горно-геологических условий шахт Германии и Западного Донбасса в части метаморфизма углевмещающих пород, эти выводы становятся актуальными для этого региона, начиная с глубин в 2-3 раза меньших.

2.1.1. Комбинированные системы крепи протяжённых выработок

С ростом глубины разработки угольных месторождений увеличиваются напряжения в окрестности подземных выработок. Это приводит к образованию зоны пластических деформаций, потере упругопластической устойчивости приконтурного породного массива, образованию больших перемещений на контуре выработки. Исследования показывают, что повлиять на размеры зоны пластических деформаций установкой той или иной крепи практически невозможно. Но устойчивость выработок в значительной степени определяется не столько размерами зоны неупругих деформаций, сколько перемещениями на контуре [27].

Для условий шахт Западного Донбасса это обстоятельство отражено на рисунке 2.2, где уровень эксплуатационного качества выработки оценивается показателем устойчивости, который определяется как отношение суммарной длины не требующих ремонта участков \bar{S} к полной длине выработки S :

$$\omega = \frac{\bar{S}}{S}. \quad (1.2)$$

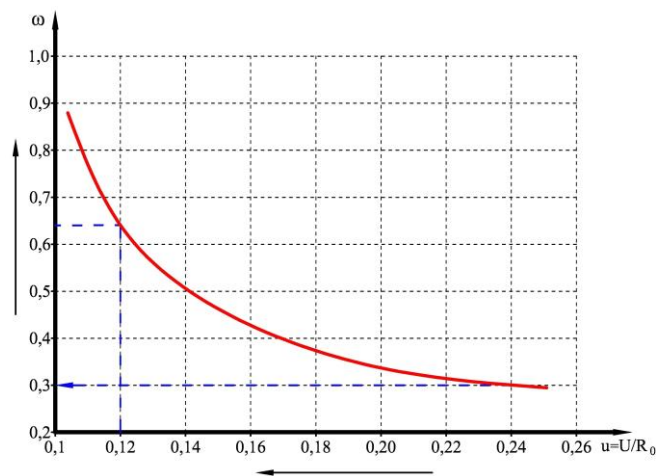


Рисунок 2.2 – Зависимость показателя устойчивости от относительных смещений контура выработки [26]

Величина ω изменяется в пределах от 0 до 1. Выработка обладает полной устойчивостью при $\omega = 1$ или полностью разрушена при $\omega = 0$.

Уменьшить смещения контура можно, увеличив прочность приконтурного породного массива, что достигается двумя путями:

- искусственным изменением структуры путём внедрения некоторых более прочных элементов, например, анкеров различной конструкции:
- инъектируя цементно-песчаными растворами или полимерными составами.

2.1.2. Анкерная крепь

Анкерные болты как самостоятельный вид крепи, а также в сочетании с подпорными элементами, давно применяют при сооружении подземных выработок [33]. Особенно широкое применение они нашли в последние пятьдесят лет в Великобритании [34-37], США [38, 39], Германии [40-53], Польше [54-56], Австралии [57], России [58-67], Индии [68], Украине [7, 9, 69-76] и других странах. При этом уже в 1936 году сообщается о систематическом применении анкеров в шахтах по добыче свинца в США. В 1947 году Горное Бюро США для уменьшения количества несчастных случаев, вызванных обрушением кровли, впервые разработало нормативные документы по применению анкеров, что способствовало их более широкому внедрению. Благодаря этому, в 1949 году в США анкерная крепь применялась уже почти на 200 шахтах, а в 1968 году их число выросло до 912. В 1989 году в американских угольных шахтах было установлено около 120 миллионов анкеров различной конструкции [77].

До 1970-х годов, в основном, были распространены анкеры с механическим закреплением металлического стержня в донной части шпура. Появление двухкомпонентных полимерных составов с быстрым схватыванием и высокой прочностью, а также трубчатых конструкций типа Свеллекс, позволило использовать более эффективные анкеры с закреплением по всей длине, что способствовало существенному повышению устойчивости подземных выработок при одновременном уменьшении затрат на их сооружение [78].

За этот период было выполнено большое количество исследований, связанных с изучением принципов работы систем анкерной крепи, качества ее установки и оценкой состояния приконтурного массива. Это работы Виноградова В.В., Вознесенского А.С., Усаченко Б.М., Широкова А.П., Борисова А.В., Касьяна Н.Н., Мельникова Н.И., Семевского В.Н., Панека Л., Ланга Т., Якоби О., Indraratna V., Li C, Mark C, Oreste P., Peng S., Stillborg B., Tannant D.D. и др. [9, 14, 79-118].

Для различных типов пород были разработаны десятки конструкций анкерных систем.

Взаимодействие между анкерами и породным массивом в зависимости от его структуры обеспечивается реализацией одного, двух или трех основных механизмов: подвешивание нижнего породного слоя к более прочному верхнему, формирование породной балки из нескольких слабо связанных друг с другом породных слоёв и стягивание блоков, разбитых трещинами, в единый массив [39, 60, 119-122].

При наличии в кровле выработки неустойчивого слоя пород возможно их обрушение, что может привести к дополнительному динамическому нагружению крепи и её разрушению. Однако, если выше неустойчивого слоя пород достаточно близко залегает более прочный слой, то нижний слой может быть как бы подвешен к более прочному с помощью системы анкеров. При этом количество анкеров и их длина должны быть такими, чтобы они могли выдержать вес отслаивающихся слабых пород. Для этого анкера должны быть внедрены в породу прочного слоя на глубину не менее 0,25-0,35 м [38, 119].

Во многих случаях в основной кровле выработок могут находиться слои пород небольшой мощности со слабой связью на контактных поверхностях, которые после проходки выработки могут отслаиваться и создавать дополнительную нагрузку на крепь с динамическим эффектом. В этом случае анкерные болты как бы сшивают эти маломощные слои пород в единую довольно мощную балку, которая имеет большую прочность. При этом существенно уменьшаются перемещения со стороны кровли.

В тех случаях, когда породы кровли сильно представлены однородными, но сильно трещиноватыми породами, анкерные болты, пронизывая блоки, словно стягивают их в единый монолит, обладающий существенно большей интегральной прочностью. Этот эффект зависит от качества закрепления анкеров, что определяет силу их натяжения. Анкера с полным закреплением по длине должны быть более прочными, чем порода, в которой они закрепляются [37].

В ДонНТУ была предложена концепция обеспечения устойчивости выработок с анкерной крепью [79], в соответствии с которой анкер рассматривается не как силовой, а как армирующий горные породы элемент. С этой точки зрения создаваемая в кровле и боках выработки породо-анкерная конструкция рассматривается как часть крепи, которая вследствие этого приобретает высокую несущую способность при достаточной податливости.

Модель сшивания анкерами породных слоев пород почвы исследована в [123]. При этом слои пород в почве рассматриваются, как некоторая слоистая балка. Будучи сшитыми анкерами, слои работают как единое целое, балка приобретает повышенную жесткость, меньше деформируется и, как следствие, меньше расслаивается. При анкерровании учитывается структура породных слоёв, мощность, прочность, а также технология проведения выработки. Анкеры рекомендуется устанавливать непосредственно в забое выработки, когда породы почвы ещё не претерпели существенного разрушения.

На основании теоретического анализа и опыта анкерного крепления в различных горно-геологических условиях в работе [124] приводятся экономически целесообразные параметры крепи для полевых выработок Североуральских бокситовых месторождений. Район месторождений характеризуется наличием неравнокомпонентного поля напряжений, сложным геологическим строением породного массива, интенсивной тектонической нарушенностью.

Расчет параметров анкерной крепи сводится к определению размеров области пластических деформаций вокруг выработки, величины нагрузки на крепь, несущей способности её элементов, длины и плотности установки анкерных болтов.

С учетом характера работы крепи основные параметры анкеров определяют применительно к двум основным расчетным схемам: подвешивания и сшивания породных блоков.

В работе [125] авторы на основе модели сшивания тонких породных слоёв, рассматривают возможность создания конструкции, несущая способность которой увеличивается не только за счет уменьшения отслоений, но и за счёт увеличения прочности сшитой анкерами конструкции и уменьшения ее деформируемости. Отмечается, что коэффициент запаса прочности армированной анкерами породной конструкции может достигать 1,5-2.

Для уменьшения расслоения пород в большепролетных подготовительных выработках в работе [126] предлагается применение тросовой анкерной стяжной крепи (АСК) для подвешивания и омоноличивания породных слоёв в кровле выработки. Одним из недостатков крепи АСК является большая податливость тросовых элементов и опасность их разрушения.

Исследованиям работы анкерной крепи посвящено большое количество работ. В них использовались такие методы, как физическое моделирование [73, 93, 127], аналитические исследования и натурные измерения [15, 62, 74, 104-107, 122, 128-139].

В работе [69] на основе эмпирических формул, разработанных научно-исследовательским центром ДМТ (Германия), предпринята попытка создать расчет прогноза конвергенции для штреков арочного сечения с различными видами крепи. Основой этого подхода является расчет вертикальной конвергенции пород кровли и почвы. Применение анкеров в качестве элемента комбинированной крепи уменьшает смещения кровли и значительно изменяет соотношение между смещениями пород кровли и почвы, повышая тем самым устойчивость выработки в целом.

В методе расчета конвергенции для каждой фазы эксплуатации штрека учитываются свойства пород кровли и почвы и их относительное изменение, а также количественно оценивается и используется в расчетах наличие различных зон ослабления и пластов-спутников. Как отмечает автор [69], применение метода

расчета конвергенции для десяти различных рабочих ситуаций на четырех шахтах с различными горно-геологическими условиями дало положительные результаты.

В работе [139] приводится методика расчета основных параметров анкерной крепи: несущая способность штанг, их длина и плотность установки. В качестве основных исходных данных для оценки параметров анкерной крепи приняты глубина проведения выработки, расчетное сопротивление сжатию и категория устойчивости неупрочненных пород, нагрузка на рамную крепь, которые определяются в соответствии с требованиями СНиП II -94-80. Подчеркивается, что для обеспечения надёжности расчётов, особенно в случае неустойчивых пород, необходимо предварительно провести испытания на несущую способность анкера, и паспорта крепления выработок разрабатывать по их результатам. Регулировка несущей способности анкерной крепи осуществляется изменением плотности установки анкеров и их длиной.

В статье [140] приведены расчеты для схем крепления горных выработок анкерами, которые устанавливаются на цементном растворе. Задачи решаются методом конечных элементов. При моделировании учитываются такие параметры, влияющие на устойчивость пород кровли, как ширина выработок, мощность пачки угля в породах кровли и схема установки анкеров.

Рассматривается схема расположения анкеров перпендикулярно напластованию в выработке с прямоугольным сечением. Регулируемыми параметрами являются плотность установки анкеров и их длина.

В Институте угля СО РАН разработано программное обеспечение, позволяющее выполнять расчёты параметров анкеров глубокого заложения (второго уровня), используемых для усиления крепи выработок, проводимых по угольным пластам в характерных для Кузбасса горнотехнических условиях [141]. Оно базируется на теории сводообразования и эмпирических зависимостях параметров породного массива от крепости пород и угля, полученных экспериментальным путем. Программное обеспечение реализовано в виде комплекса из 14 самостоятельных программных модулей в программной среде Microsoft Excel.

Для оценки устойчивости породного обнажения вблизи забоя тоннеля авторы работы [142-144] предлагают использовать эмпирические зависимости. Если известен промежуток времени, в течение которого рабочие могут работать на незакрепленном участке забоя, инженер на диаграмме Лауффера-Бенявского выбирает соответствующий вид крепи и длину шпуров. Отмечается, что время устойчивого состояния выработки без крепи зависит как от состояния пород, так и от так называемого «активного пролета».

В [144] отмечается, что «анкерование окружающих пород необходимо осуществлять в процессе проведения выработки и практически сразу же после их обнажения. Установка анкеров существенно видоизменяет в положительную сторону механизм сдвижений и разрушений приконтурных пород в пределах зоны неупругих деформаций».

Оценка возможности применения двух типов комбинированной крепи для выработок с арочным поперечным сечением выполнена в работе [145].

Тип А - анкерно-рамная крепь: непосредственно в забое вначале устанавливают анкерную крепь, а затем в 10-50 м от забоя устанавливают податливые металлические арки с тампонажем закрепного пространства.

Тип В - рамно-анкерная крепь: непосредственно в забое устанавливают рамную крепь и выполняют тампонаж закрепного пространства, а затем на расстоянии 10-100 м от забоя производится установку анкерных болтов.

Автор отмечает, что в большинстве случаев применение анкерной крепи не оказало существенного влияния на вертикальную конвергенцию, а, следовательно, и на устойчивость выработок в целом. Причём для крепи типа А этот эффект наступает после того, как вертикальная конвергенция достигает 15 %, а для крепи типа В практически сразу. Этот вывод резко выделяется на фоне многочисленных исследований других авторов.

Результаты изучения проблемы применения анкерной крепи в выработках с длительным сроком службы, сооружаемых в сложных горно-геологических и технологических условиях изложены в работах [48, 53, 66, 146-151].

В [58] отмечается, что анкерная крепь на шахтах Российского Донбасса (в том числе и на шахтах компании ДТЭК) применяется практически во всех выработках с различными технологическими функциями. При этом нередко срок поддержания выработок с анкерной крепью соизмерим со сроками отработки панели, крыла или даже шахты.

В работе [59] авторы отмечают, что в России область применения анкерной крепи на удароопасных и подработанных пластах ограничена следующими нормативными требованиями:

- на подработанных пластах величина междупластья не должна быть меньше 12 мощностей подрабатывающего пласта;
- при расположении выработок с анкерной крепью на подработанных пластах отношение глубины от поверхности к расчетному сопротивлению пород кровли должно быть менее 2,5;
- применение податливой анкерной крепи ограничивается сроком службы выработки на удароопасных пластах до 2 лет.

Для уточнения параметров и критериев рациональной области применения сталеполлимерной анкерной и рамно-анкерной крепи были выполнены обширные натурные исследования в различных горнотехнических ситуациях. На их основе было доказано, что на достигнутых шахтами ОАО «Воркутауголь» глубинах 730-1040 м необходимая плотность установки анкерной крепи по отношению к существующей должна быть увеличена в кровле на 20-30 %, в боках на 50-60 %, а максимальное расстояние между рядами анкеров не должно превышать 1,0 м. Результаты исследований были учтены в дополнениях к нормативным документам. В настоящее время на шахтах ОАО «Воркутауголь» до 35-40 % подготовительных выработок крепится сталеполлимерной анкерной крепью.

Методологические основы освоения эффективной технологии отработки пологих угольных пластов в сложных горно-геологических условиях, выбор рациональных схем проведения и крепления выработок рассмотрены в работах О.И. Казанина [152, 153].

Область применения анкерной крепи определяется большим количеством горногеологических и горнотехнических факторов. В таблице 2.1 представлены результаты исследований, выполненных на шахтах Германии, по определению области применения анкеров в выработках в зависимости от состава крепи, формы поперечного сечения выработок и параметров отработки [154].

Область применения анкеров в зависимости от типа крепи, формы поперечного сечения выработок и порядка отработки выемочных столбов [154].

Таблица 2.1 – Результаты исследований по определению области применения анкеров в выработках в зависимости от состава крепи, формы поперечного сечения выработок и параметров отработки (Германия)

Сечение штрека и вид крепи	Проходка	Отработка 1 -й лавы		Отработка 2-й лавы
		Обратный порядок отработки	Прямой порядок отработки	
Штреки с анкерной крепью прямоугольного сечения	++	+	0	0
Штреки с анкерной крепью арочного сечения	++	+	+	+/-
Штреки с комбинированной крепью арочного сечения	++	++	++	+

Практика использования анкерной крепи в шахтах Восточного Донбасса России, в том числе и на шахтах ООО «ДТЭК ЭНЕРГО», с прочными породами кровли (50-130 МПа) показала, что они часто являются недостаточными для обеспечения устойчивости выработок [151]. В отдельных зонах протяженностью от нескольких метров до нескольких десятков метров, расположенных вне зоны влияния очистных работ, отмечены смещения пород кровли, в 2-6 раз превышающие расчетные значения, нередки случаи разрушения анкерных болтов. В этих зонах при глубинах разработки от 245 до 917 м в 2000-2007 гг. произошло 14 за-

валов выработок. По мнению автора, [155] одним из факторов, определяющих резкие вариации смещений кровли и нагрузок на анкерные крепи в выемочных выработках с прочными породами кровли, является изменение количества и типа слабых контактов между слоями и блоками в кровле выработок. Для идентификации таких участков предлагается вести контроль по фактическому натяжению в анкерах первых 3-4 рядов от забоя с помощью динамометрического ключа.

Расширить область применения анкерной крепи предлагается путем применения канатных анкеров. В работе [156] отмечается, что в настоящее время современные технологии отработки угольных пластов требуют увеличения ширины подготовительных выработок. Отрабатывается большое количество угольных пластов, где мощность непосредственной кровли на высоту мощностью более ширины выработки представлена слабыми породами с возможностью расслоения и обрушения в выработках вместе с установленными анкерами. Для поддержания таких выработок в условиях слабых пород кровли целесообразно использовать канатные анкеры глубокого заложения. Основная задача, которая решается канатными анкерами, это подвеска пород непосредственной кровли к вышележащим устойчивым слоям пород.

В настоящее время канатные анкера успешно применяются:

- 1) при креплении широких – более 6 м – выработок, камер и сопряжений – более 8 м;
- 2) при сохранении выработок на границе с выработанным пространством для повторного использования и управления газовыделением;
- 3) в зонах выветривания горных пород;
- 4) при креплении выработок, пройденных в массивах с повышенной обводненностью;
- 5) для предварительно пройденных демонтажных камер;
- 6) для усиления крепи выработок впереди очистного забоя в зоне повышенного горного давления.

В Кузбассе широкое применение получили два вида канатных анкеров – АК 01 и АК 02 производства ООО «РАНК 2». Анкер канатный АК 01 с ампуль-

ным способом закрепления на длину 1-1,5 м в донной части шпура. Анкер канатный АК 02 с ампульно-нагнетательным способом закрепления по всей длине шпура.

Существует две схемы крепления выработок с использованием канатных анкеров: крепление только канатными анкерами при их длине до 4,0-4,5 м; многоуровневое крепление, когда в забое производится крепление анкерами первого уровня, а затем, с отставанием, сформированный слой подвешивается к более прочным породам кровли.

Как показал опыт, применение канатных анкеров глубокого заложения с высокой несущей способностью существенно повышает ее надежность и расширяет область применения анкерной крепи.

Совершенствованием технологии устройства анкерных систем крепи занимались специалисты многих угледобывающих стран: Германии [40-49, 151-156], Англии [32-365], России [65, 82, 83, 157-163], Украины [144, 164-170] и др.

Обычно анкерные болты устанавливают в кровле выработок с прямоугольным поперечным сечением перпендикулярно напластованию, а в выработках арочной формы – радиально. Но такие схемы расположения анкеров не всегда работоспособны. При усложнении горно-геологических условий для повышения несущей способности анкерной системы в целом необходимо повышать плотность установки анкеров в ряду и уменьшать расстояние между рядами, что не всегда технологически осуществимо и экономически выгодно.

Наиболее перспективным направлением повышения степени взаимодействия между анкерами является такое их пространственное расположение, которое бы обеспечило сохранение пород приконтурного массива в состоянии трехосного сжатия. Как показали испытания породных образцов, даже незначительное увеличение бокового подпора повышает предел прочности в 1,5-2,5 раза [10, 165].

Сотрудниками ДонНТУ предложен способ обеспечения устойчивости выработок, основанный на повышении грузонесущей способности окружающего их разрушенного породного массива за счет особого пространственного расположения анкерных болтов [166]. Сущность его заключается в том, что анкера устанавли-

ливается розетками по четыре в каждой, образуя пространственный куб. При этом анкера располагаются по большим диагоналям куба, одна сторона основания которого совпадает с продольной осью выработки, а вторая вдоль контура её поперечного сечения. Анкер при этом рассматривается не как силовой элемент, а как элемент, армирующий породный массив [79].

Для определения рациональной схемы установки анкеров в слоистом массиве были проведены исследования методом физического моделирования [79, 169, 170], на основании которых даны рекомендации в части пространственного расположения анкерных болтов в породанкерной конструкции. Недостатком такого подхода является совершенно недоказанная сама возможность моделирования анкерных болтов в масштабах модели. Об этом авторы просто умалчивают. А между тем, уменьшение размеров моделируемого анкера приводит к непропорциональному уменьшению его жёсткости, что делает условия моделирования не соответствующими действительности, ставя тем самым под сомнение выводы, сделанные авторами.

Наиболее развиты технологии анкерного крепления в угольных шахтах США, Австралии, Великобритании и Германии. В каждой стране приняты свои принципы обеспечения устойчивости выработок. Это вызвано, прежде всего, отличиями горно-геологических условий и способов подготовки выемочных столбов к отработке. В этой связи при проведении подготовительных выработок используются различные технологии анкерного крепления, различное оборудование, типы анкеров и комплектующих [78]. Так, например, в США принято с каждой стороны выемочного столба проводить по три штрека с двумя целиками между ними, в Австралии - по два с одним целиком, в Германии - по одному.

Трёх- и двухштрековая система подготовки, которая возможна при наличии мощных пластов и устойчивой кровли, позволяют использовать мобильное оборудование для проведения и крепления выработок. Наличие нескольких забоев и высокопроизводительного проходческого оборудования даёт возможность вести одновременно выемку горной массы и установку анкеров.

При системе подготовки выемочного столба оконтуренного одним штреком инфраструктура ограничена пространством. В связи с необходимостью обеспечить транспортировку и проветривание площадь поперечного сечения выемочных штреков в немецких шахтах составляет до 24 м^2 , что значительно больше по сравнению с американскими выработками (14 м^2). Однако наличие трёх выработок общей площадью в 42 м является вполне достаточным для размещения всего необходимого оборудования [78].

Существенны различия и в схемах расположения анкеров. Например, в американских шахтах практически не крепят боковые породы, в то время как боковые анкера являются основным компонентом систем обеспечения устойчивости выработок в Германии. Значительно отличается и плотность установки анкеров. Причина высокой плотности установки анкерных болтов в немецких шахтах заключается не только в большой глубине разработки и особенностях геологического строения углевмещающего породного массива, а, прежде всего, тем, что применяется система разработки с одним штреком, который сохраняют для повторного использования.

Первый нормативный документ «Руководство по использованию анкерной крепи для поддержания выработок в угольных шахтах» [34] был разработан в Великобритании в 1996 году. Основное его требование состояло в том, что необходимо выполнять непрерывную оценку геологических особенностей приконтурного массива выработки и осуществлять постоянный контроль за деформациями пород кровли. Система мониторинга за состоянием выработки направлена на то, чтобы анкерная система в точности соответствовала проекту. Для оценки деформированного состояния закрепленных анкерами пород кровли в выработке применяются особые датчики – телл-тейсы – и экстензометры. Телл-тейсы устанавливают через каждые 20 м , экстензометры – через 200 м .

Все расходные материалы, указанные в нормативном документе, должны соответствовать критериям, установленным Британским Стандартом BSI 7861 Part 1 & 2 [35, 37].

Сегодня около 85% всех выработок в угольных шахтах Великобритании проводятся с применением анкерной крепи. Внедрение анкерной крепи повысило безопасность работ и позволило сократить количество обрушений кровли с 11 в 1996/97 до 1 в 2000/01. В выработках с анкерной крепью не отмечено ни одного смертельного несчастного случая с сентября 1997 года [32].

Для механизации и повышения производительности при установке анкеров проходческие комбайны стали оснащаться специальным оборудованием. Технология механизированной установки анкеров получила широкое распространение в США, Австралии, Великобритании, Китае и активно развивается в Германии, Польше, России, Украине [171-185].

Подводя итог анализа информации в области использования анкеров как самостоятельного вида крепи, так и в сочетании с поддерживающими элементами, следует отметить, что существующие методы моделирования таких сложных систем всё ещё далеки от совершенства и в этом направлении продолжается работа исследовательских коллективов в разных странах. Происходит и корректировка нормативной базы, которая позволила бы выполнять проектирование анкерных систем техническими отделами шахт применительно к выработкам, сооружаемым в обычных, не тяжёлых, условиях.

2.1.3. Зонтичные конструкции крепи

В мировой практике при проведении выработок в слабых трещиноватых породах на небольших глубинах все большую популярность приобретает метод создания армированного защитного слоя пород в той части породного или грунтового массива, где вследствие несвязности пород ожидаются вывалы, высыпания пород и отделение блоков. В частности, укрепление пород осуществляют впереди забоя в кровле и боках протяженной выработки, создавая так называемый «зонт» (*Umbrella Arch*) при движении забоя. Этот метод успешно используется на угольных шахтах Канады, США, Германии, России, а также как вспомогательный метод армирования тоннелей большого диаметра в Италии и Японии [186-195].

Принципиальная схема создания защитного свода представлена на рисунке 2.3.

Для укрепления пород впереди забоя выработки пробуривают скважины длиной 10-18 м, в которые устанавливают металлические трубы или балки различного профиля.

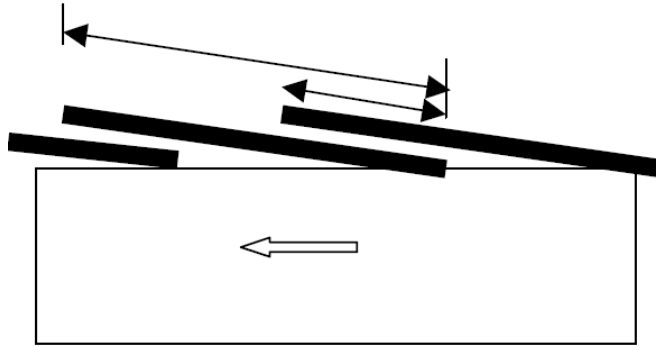


Рисунок 2.3 – Продольное сечение конструкции защитного свода

Расстояние между металлическими элементами может составлять 0,5-2,0 м, угол наклона 5-15°. Установка рядов металлических элементов производится так, чтобы каждый предыдущий ряд перекрывал последующий на 20-50% его длины. Скважины заполняются полиуретановыми смолами. Таким образом, создается защитный породно-армированный слой, который по принципу взаимодействия с массивом подобен анкерной крепи, но предполагает более мощные металлические конструкции, наклоненные под небольшим углом к напластованию.

На угольных и рудных шахтах России для укрепления пород впереди трещиноватого («ползущего») забоя подготовительных выработок также пробуривают вперед скважины и устанавливают в них металлические рельсы, называемые «проколотами» [196, 197].

2.1.4. Инъекционное упрочнение приконтурного породного массива

Одним из способов повышения устойчивости является инъекционное упрочнение вмещающих пород твердеющими составами. Эта технология позволяет повысить устойчивость кровли выработки за счет ликвидации расслоения и

увеличения прочности трещиноватых пород, и используется для постоянного и временного крепления выработок. Инъекционное упрочнение делает массив подобным монолитной строительной конструкции, способной выдерживать большие статические и динамические нагрузки [170].

Сущность упрочнения горных пород состоит в нагнетании в них под давлением различных твердеющих составов [171]. Высокое давление нагнетания, низкая первоначальная вязкость, молекулярная дисперсность составов позволяют проникать им в трещины с шириной раскрытия 0,01 мм и более. Давление и темп нагнетания составов принимают из условия обеспечения наибольшего насыщения трещин составом, но без разрушения массива. Диапазон рабочего давления 10-25 МПа, темп нагнетания состава на 1 м длины шпура 0,7-2,5 л/мин. Обычно сетка расположения инъекционных шпуров (скважин) 1x1 м, 1,5x1,5 м, 2x2 м выбирается в зависимости от трещиноватости пород. Удовлетворительным считается упрочнение, при котором 80 % трещин (с шириной раскрытия не менее 0,01 мм) заполнено упрочняющим составом.

Развитие технологий комбинированного крепления на базе инъекционного упрочнения приконтурного массива горных пород в сочетании с анкерной крепью позволит повысить экономическую эффективность и надежность [172].

Комплексное воздействие на структуру и физико-механические характеристики горных пород путем сочетания инъекционного упрочнения с анкерной крепью позволяет достичь наиболее максимального эффекта консолидации приконтурного массива горных пород.

В работе [68] представлен способ повышения устойчивости горных выработок, заключающийся в установке в массив пород по периметру выработки анкеров, анкеро-инъекторов и последующем нагнетании укрепляющих растворов. Весь технологический процесс крепления выработки, основанный на инъекционном упрочнении пород, можно разделить на два этапа: первый этап заключается в возведении элементов, поддерживающих выработку до создания оболочки из упрочненных пород в забое; второй - включает в себя работы, связанные с инъекционным упрочнением пород, и выполняется с отставанием от проходческого за-

боя. При этом время отставания является расчетным геомеханическим параметром.

К недостаткам данного способа можно отнести необходимость большого расхода упрочняющей вещества для сплошного упрочнения разрушенного массива пород вокруг выработки, а также трудозатраты связанные с большим объемом подготовительных работ.

Для снижения материальных и трудовых затрат в работе [173] была усовершенствована технология инъекционного упрочнения приконтурных пород с одновременным анкерованием. Разработанный способ заключается в разделении зоны разрушенных пород на секторные участки локальными упрочненными зонами. Благодаря этому обеспечивается самозаклинивание разрушенных пород между локально упрочненными зонами, за счет чего обеспечивается повышение поддерживающей способности разрушенных пород.

Как отмечается в работе [174] перспективным является использование цементационных составов и составов на основе минеральных наполнителей, обладающих химической инертностью, стабильностью свойств во времени, схожестью структур и свойств с закрепляемыми породами. Поэтому практическая реализация идеи консолидирующей, интегрированной в массив горных пород системы крепи возможна при внедрении технологий на базе цементационного упрочнения трещиноватой приконтурной зоны в сочетании с анкерной крепью, закрепляемой сыпучим минеральным заполнителем [174].

Во втором варианте с целью создания более универсальной технологии и элементной базы разработана конструкция инъекционного анкера, позволяющая совместить процессы инъектирования и отфильтровывания излишней жидкой фазы цементационного раствора в одной скважине.

Приведенные технологии упрочнения пород направлены на устранение негативного влияния образовавшейся трещиноватости. Но по мнению автора нужно не восстанавливать сплошность нарушенных зон или упрочнять их, а не допускать их образование. То есть необходимо сохранять природную сплошность (монолитность), которая была в массиве до проведения горной выработки. Ан-

керная крепь, при установке анкеров по определенным схемам для сохранения пород в трехосном состоянии, является наиболее перспективным средством для этого.

Наиболее технологически оправданным и экологически приемлемым является упрочнение приконтурного породного массива путём заполнения закрепного пространства цементно-песчаными растворами, как это делается, например, при возведении крепи типа АНТ [198-200]. Процесс возведения подобной крепи растянут во времени и пространстве, поскольку принимается во внимание необходимость образования систем трещин в приконтурном породном массиве. Анкерные болты устанавливаются при этом непосредственно в призабойном пространстве, обеспечивая возможность отодвинуть работы по инъецированию за зону работы технологического проходческого оборудования (комбайн, перегружатель). Как будет показано далее, в тяжёлых горно-геологических условиях Западного Донбасса при такой технологии обеспечения устойчивости выработок наиболее эффективным является комплексное применение металлических поддерживающих арок, сетчатой затяжки, набрызгбетонного покрытия и анкерных болтов.

2.2. Характеристика объектов и направления исследований

2.2.1. Геологические характеристики шахт угольного месторождения

Западный Донбасс

Вмещающие породы угольного месторождения, известное как Западный Донбасс, являются менее прочными, чем уголь и характеризуются как неустойчивые. По этой причине условия разработки угольных пластов в Западном Донбассе относятся к тяжёлым, и они обладают своей спецификой в части развития дефор-

мационных процессов, а, следовательно, в проведении и поддержании в эксплуатационном состоянии капитальных и подготовительных горных выработок.

Наличие неустойчивых пород, в отличие от других регионов, накладывает свои особенности на процесс деформирования приконтурной области пород. Основные исследования устойчивости оконтуривающих выработок, обоснование конструкции и параметров крепи проводились на шахте «Степная» «ДТЭК Павлоградуголь».

Однако, поведение неустойчивых пород в окрестности выработок для условий больших глубин разработок и сложных горно-геологических условий на шахтах Западного Донбасса имеет свои особенности, требующие дополнительных натуральных измерений. Явление вспучивания пород почвы, предполагает формирование вокруг выработки критической зоны неупругих деформаций, что приводит к большим смещениям контура выработки, и влечет за собой потерю упругопластической устойчивости приконтурного массива.

В этой связи на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» были выполнены натурные исследования особенностей деформирования приконтурного углепородного массива в окрестности протяженных выработок шахт Западного Донбасса, а также проанализированы деформационные процессы модели протяженной выработки и формирования нагрузки на крепь. Исследования охватывали все шахты региона с наиболее активными проявлениями горного давления. Это, прежде всего, шахты «им. Героев Космоса» и «Степная».

Структурные колонки угольных пластов C_6 (ш. «Степная») и C_{10}^B (ш. «им. Героев Космоса») представлены на рисунке 2.4.

Физико-механические свойства угля и вмещающих пород, характеристики которых учитывались при выполнении экспериментов и разработке геомеханических моделей по шахтам «Степная» и «им. Героев Космоса» приведены в табл. 2.2 и табл. 2.3 соответственно.

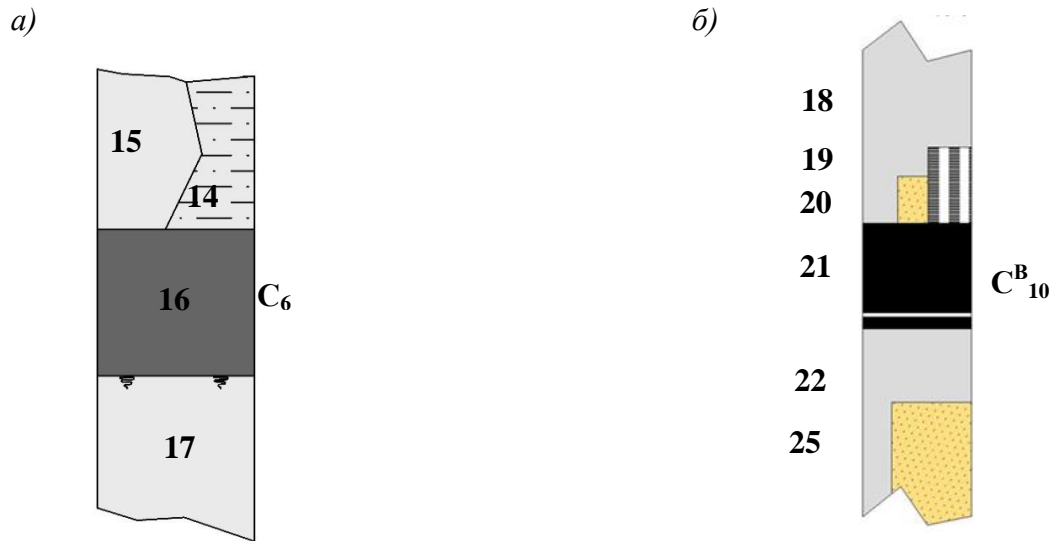


Рисунок 1 – Структурная колонка: а) пласта C_6 шахты «Степная» (М 1:50);
 б) пласта C_{10}^B шахты «им. Героев Космоса» (М 1:50)

Таблица 1 – Физико-механические свойства угля и вмещающих пород по шахте «Степная»

	Норм. мощность. м	Описание пород	Физико-механические свойства			
			$\sigma_{сж}$, МПа	σ_p , МПа	ρ , г/см ³	трещиноватость
14	0,0 – 1,3	Алеврит основной и непосредственной кровли. Контакт резкий.	20,1-38,1	1,8	2,34	1-3
15	0,0 – 4,0	Аргиллит непосредственной кровли. Контакт резкий.	13,0-13,7	1,6-1,7	2,42-2,48	1-3
16	0,36 – 1,00	Угольный пласт C_6 каменный, черный, полублестящий, одно-пачечного строения.	23,4-35,4	1,4-1,6	1,27-1,40	10-15
17	1,4 – 2,00	Аргиллит непосредственной почвы. Контакт резкий.	15,7-20,6	1,9-2,3	2,26-2,52	2-4

Таблица 2 – Физико-механические свойства угля и вмещающих пород по шахте «им. Героев Космоса»

	Норм. мощность. м	Описание пород	Физико-механические свойства			
			$\sigma_{сж}$, МПа	σ_p , МПа	ρ , г/см ³	трещи- новатость
18	4,8 – 6,05	Аргиллит непосредственной кровли. Неустойчивый.	8,2- 22,1	0,5- 3,4	2,37	12-15
19	0,0 – 0,35	Песчаник непосредственной кровли. Слабообводненный.	15,4- 17,0	1,4- 1,5	1,81	4-6
20	0,0 – 0,57	Аргиллит углистый непосредственной кровли. Неустойчивый.	7,2- 19,1	0,7- 2,4	2,07	10-13
21	0,0 – 0,69	Угольный пласт С ^В ₁₀ каменный, черный, полуматовый, трещиноватый.	28,7- 29,0	1,1- 4,7	1,26	10-15
22	3,7 – 17,6	Аргиллит непосредственной почвы. «Кучерявчик». Неустойчивый.	13,4	2,0- 2,4	2,26	12-15
23	1,0 – 5,9	Алеврит непосредственной почвы. Комковатой текстуры типа «кучерявчик».	3,9- 41,0	5,0	2,34	-
24	0,0 – 0,20	Угольный прослой				
25	0,0 – 3,2	Песчаник непосредственной почвы. Зернистый, слабообводненный. «Кучерявчик».	19,0- 23,8	-	-	4-6

2.2.2. Направление исследований на шахте «Степная»

ПАО «ДТЭК Павлограуголь»

При отработке подготовленного к выемке участка угольного пласта при струговой выемке в зоне опорного давления лавы находятся оконтуривающие выработки – бортовые и сборные штреки, а также демонтажная камера. Обеспечение их устойчивости, обоснование конструкции и параметров крепи, представляет собой сложную инженерную и научную задачу.

Кроме того, струговая технология выемки угольных пластов в отличие от комбайновой предполагает быстрое подвигание угольного забоя (10-20 метров в сутки). В таких условиях подготовить к отработке соседнюю лаву можно только при условии либо сохранения сборного штрека на отрабатываемом столбе и его повторного использования в качестве бортового, либо проведение двумя встречными забоями вприсечку к сборному штреку дополнительной выработки. На шахте «Степная» ПАО «ДТЭК Павлограуголь» при подготовке и работе 161-й, 163-й, 165-й и 167-й лав обоснована и внедрена технология проведения присечных выработок.

Основанием для этого послужил положительный опыт проведения дополнительной подготовительной выработки вприсечку к уже существующему сборному штреку в условиях 161-й лавы. Присечная выработка обладала достаточной устойчивостью при эксплуатации, в том числе и на участке, который проводился с горизонта 300 м навстречу движущемуся забою 161-й лавы. Применение рамно-анкерной крепи и элементов усиления (деревянных стоек, металлических балок из профиля СВП) позволили обеспечить устойчивость присечной выработки при встрече ее забоя с забоем лавы и дальнейшей эксплуатации.

При подготовке и отработке 163-й струговой лавы была апробирована методика установки канатных анкеров в 165-м сборном штреке, проведенном с горизонта 300 м одним проходческим забоем. Сочетание сталеполлимерных анкеров, рамной крепи и анкеров второго уровня позволило повысить несущую способ-

ность системы крепи и обеспечить повторное использование 165-го сборного штрека в качестве бортового штрека при отработке последующей 165-лавы.

Полученные результаты подтвердили эффективность работы анкеров в составе комбинированной рамно-анкерной крепи в условиях шахты «Степная», но в то же время показали, что повторное использование выработки в данных горно-геологических условиях хотя и является возможным, но требует больших материальных и трудовых затрат, направленных на ремонт и восстановление выработки до необходимого эксплуатационного состояния (подрывка почвы, замена рам крепи, обеспечение достаточного сечения выработки для вентиляции и размещения оборудования). Поэтому, следующим шагом для рационализации подготовительных работ стало изучение возможности комбинации двух опробованных направлений: проведение присечных выработок вместо повторного использования штрека и внедрение двухуровневых анкеров с целью постепенного отказа от рамно-анкерной крепи в пользу «чисто» анкерной.

В соответствии с поставленной целью, при подготовке 167-й струговой лавы, было принято решение не использовать повторно 167-й сборный штрек, а провести к нему вприсечку дополнительную выработку – 167-й бортовой штрек. При этом проектом предусмотрено традиционное комбинированное рамно-анкерное крепление с дополнительной установкой канатных анкеров и закрепление экспериментальных участков 167-го бортового штрека разной длины с помощью только лишь анкеров двух уровней. Для этих участков разработаны соответствующие паспорта крепления при ширине предохранительного целика между присечными выработками равного 4 м. Ширина предохранительного целика принята равной на основе опыта сооружения присечных выработок в горно-геологических условиях шахт Западного Донбасса.

Для перехода на крепление только анкерами с полным перекрытием необходимо было оценить характер работы анкерной крепи в условиях проведения присечных выработок на всех этапах их эксплуатации:

- проведение первой выработки вне зоны влияния очистных работ (167-й сборный штрек);

- проведение присечной выработки вне зоны влияния очистных работ (167-й бортовой штрек);
- прохождения волны опорного давления от первой лавы (165-я струговая лава);
- воздействия очистных работ при подходе второй лавы и после прохода второй лавы (167-я лава).

В связи с этим на шахте «Степная» был выполнен комплекс исследовательских работ, который включал визуальные и экспериментальные наблюдения за состоянием выработки (167-го бортового штрека, пройденного вприсечку к ранее пройденному 167-му сборному штреку 167-й лавы) на участках, закрепленных анкерной крепью с полным и неполным перекрытием; сравнение состояния участков указанной выработки, закрепленных разными видами крепи: анкерной и рамно-анкерной; геомеханическое моделирование работы породного массива с целью выявления возможных путей повышения функциональности и надежности различных вариантов крепи в рассматриваемых горно-геологических условиях.

Для своевременного ввода в эксплуатацию 167-й лавы 167-й бортовой штрек проведен встречными забоями с горизонта 490 м и 300 м. При проведении данной выработки с горизонта 490 м на участках от ПК 244 до ПК 208+3м устанавливалась рамно-анкерная крепь. На участках выработки:

- ПК 244-210 рамная крепь КШПУ-15 усилена 5-ю анкерами;
- ПК 210-208+3м количество анкеров увеличено до 10 штук.

Начиная с ПК 208+3м, паспортом предусмотрены экспериментальные участки выработки, закрепленные только анкерной крепью с полным и неполным перекрытием, предполагающим, соответственно, применение от 13 до 18 сталеполлимерных анкеров длиной 2,4 м, а также анкеров 2-го уровня - канатных анкеров длиной 8 м.

Экспериментальные участки имеют вид «островков» различной длины (рисунк 2.5), чередующихся с участками рамно-анкерной крепи.

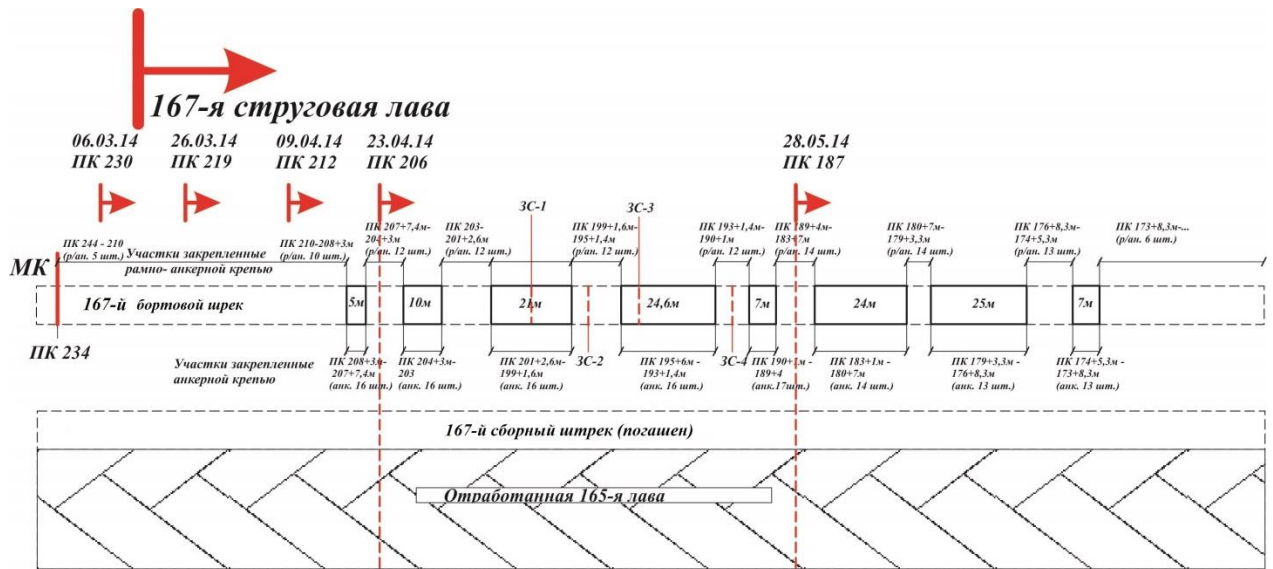


Рисунок 2.5 – Локализация участков, закрепленных анкерной крепью в 167-м бортовом штреке

Следует отметить, что если проведение 167-го бортового штрека с горизонта 490 м осуществлялось в разгруженной зоне после стабилизации горного давления в отработанной 165-й лаве и на границе с угольным целиком, то проведение этого же штрека с горизонта 300 м выполнялось навстречу движущемуся забою 167-й лавы. Выше указывалось, что на шахте «Степная» уже есть положительный опыт проведения бортового штрека вприсечку навстречу забою лавы (163-й бортовой штрек 163-й струговой лавы). Тем не менее, такую практику нельзя назвать повсеместной и отработанной. По этой причине такая технология требовала дальнейшего изучения.

Таким образом, 167-й бортовой штрек является объектом двух практических экспериментов: возможности внедрения в чистом виде анкерной крепи в присечной выработке и проведения присечной выработки навстречу волне горного давления от движущегося забоя лавы.

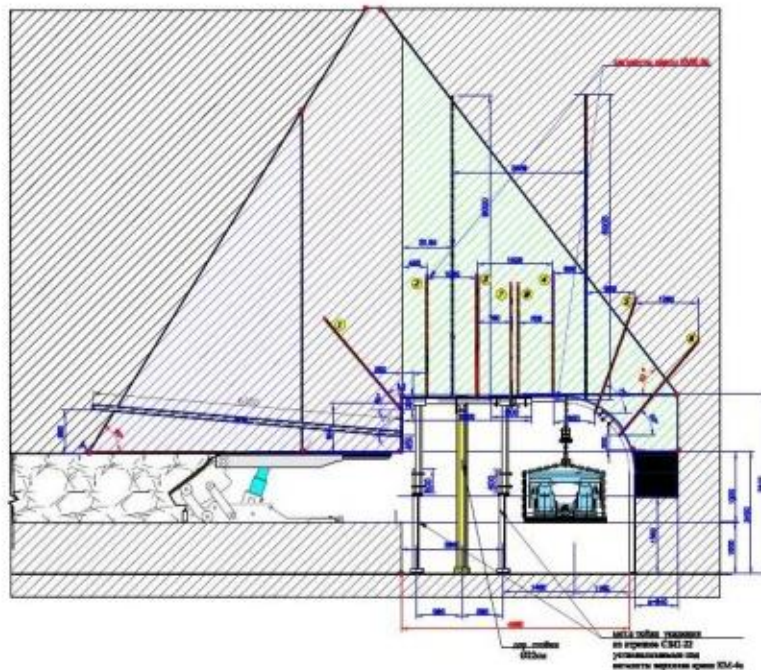
Эти обстоятельства обусловили сложность выбора экспериментальных участков, закрепленных анкерной крепью с полным и неполным перекрытием. Подобную крепь можно было устраивать только на «нижних» пикетах при проведении штрека с горизонта 490 м, хотя из многолетних наблюдений и накопленного практического опыта известно, что в условиях поля шахты «Степная» участки

подготовительных участковых выработок пласта С₆, проведенных «снизу», всегда находятся в худшем состоянии, чем те, которые были проведены «сверху», то есть с горизонта 300 м.

Поэтому выше пикета ПК 174+5,3м – 173+8,3м участки, закрепленные только анкерной крепью, отсутствуют. Таким образом, экспериментальные участки, закрепленные в чистом виде анкерной крепью, находятся в наиболее сложных горно-геологических условиях. Кроме того, опыт эксплуатации струговых лав показал, что для надёжной и безопасной работы по демонтажу секций механизированной крепи со стороны демонтажной камеры следует предусмотреть устройство «зонтичной» защиты в виде проколов, заведенных в породы кровли со стороны демонтажной камеры (рисунок 2.6).

Этот вид конструктивного элемента комбинированной крепи для эффективного повышения устойчивости выработок, сооружаемых в тяжёлых горногеологических условиях, возможен и при проходе присечных выработок, что также требует соответствующего обоснования. Приведенные выше особенности ведения горных работ на шахтах Западного Донбасса послужили поводом для выполнения изложенных ниже исследований.

a)



б)

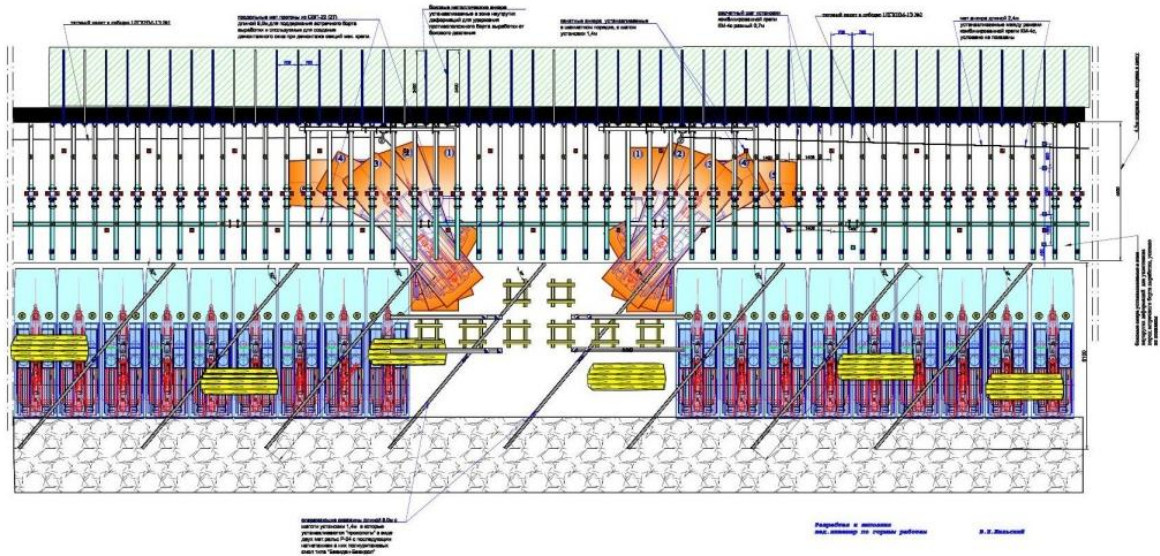


Рисунок 2.6 – Демонтаж секций механизированной крепи: а) схема демонтажной секции ДВТ с двух сторон; б) общий вид демонтажной камеры с «зонтичными» элементами крепи

2.3. Анализ результатов натуральных измерений в геомеханической системе «лава-парные выработки»

Наблюдения выполнялись по всей трассе 167-го бортового штрека. Замерные станции заложены как на участках с «чисто» анкерной крепью, так и на участках с комбинированной рамно-анкерной крепью. По всей трассе выработки измерялись параметры сечения, фиксировались визуально определяемые деформации породного массива, отмечались технологические погрешности. Основной задачей при организации наблюдений является систематизация данных о проявлениях горного давления на участках, закрепленных разными видами крепи, их обобщение для дальнейших выводов и рекомендаций.

В соответствии с [201] горно-геологические и горнотехнические условия проведения 167-го бортового штрека вприсечку к 167-му сборному штреку шахты «Степная» классифицируются как «тяжелые». В связи с этим паспорт крепления выработки (рисунок 2.7), предполагает установку силовых и подпорных элементов перекрытия, которые сформированы системой анкеров, часть которых установлена с наклоном на забой под углом $70-75^{\circ}$ к ее оси, а часть с наклоном назад (на устье выработки). Такое расположение анкеров блокирует развитие трещин во всех трех возможных направлениях.

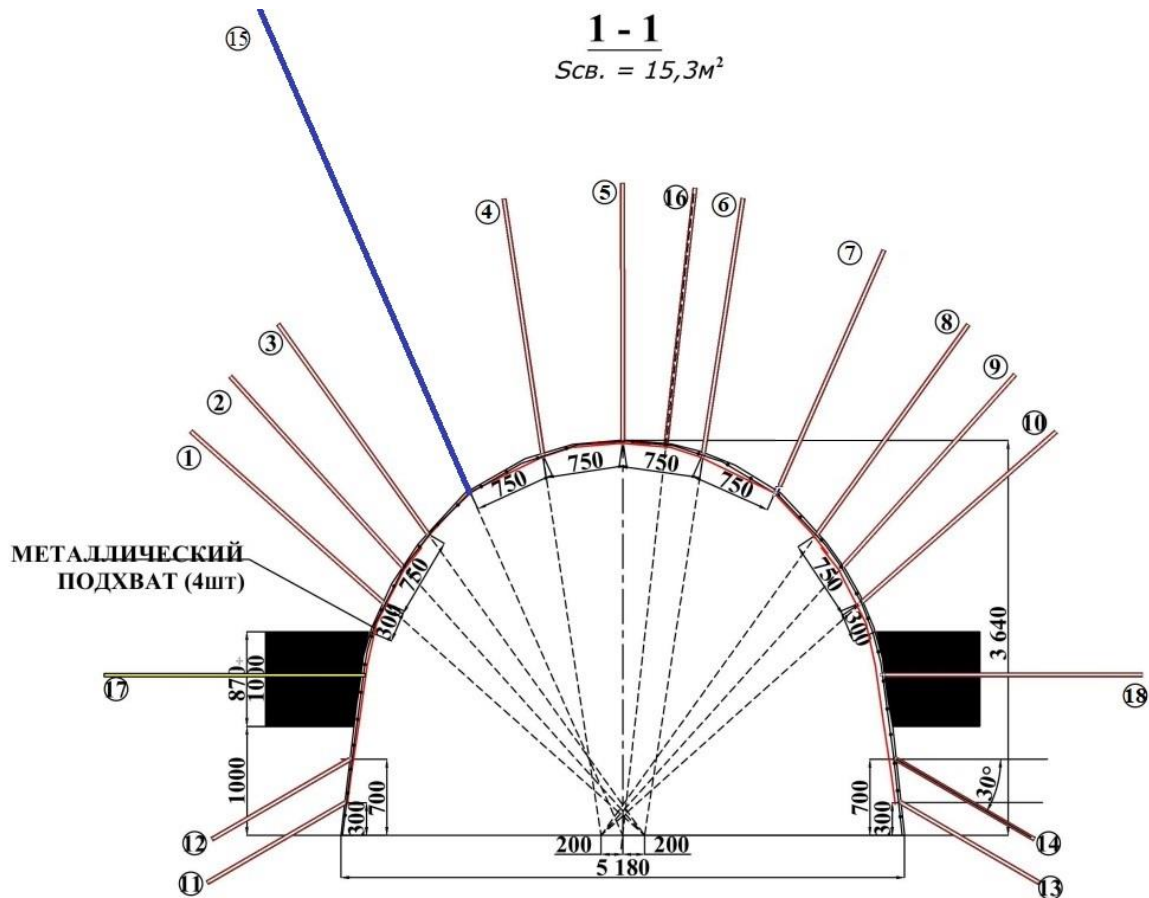


Рисунок 2.7 – Паспорт крепления выработки

Анкера под номерами: 5-7 – силовая часть перекрытия выработки; 3, 4, 8, 16 - подпорная часть перекрытия выработки; 1, 2, 9, 10, 17,18 - опоры перекрытия выработки; 11-14 – основание конструкции; 15 – канатные анкера. В соответствии с паспортом крепления 167-го бортового штрека:

- Анкера № 1, 3-8, 10, 12, 14 установлены при проведении выработки с наклоном на забой под углом $70-75^{\circ}$ от ее оси;
- Анкера № 2, 9, 11, 13, 16 установлены с наклоном назад под углом $70-80^{\circ}$ (на устье выработки).

Таким образом, полное перекрытие анкерной крепью предполагает инсталляцию 18-ти анкеров, в том числе 1-го канатного, образующих 2-х уровневую систему полного перекрытия. Существенная роль отводится анкерам № 11, 12, 13, 14, установленным в почву выработки и создающим опору конструкции. Породы пласта в соответствии с паспортом укрепляются деревянными анкерами № 17 и 18.

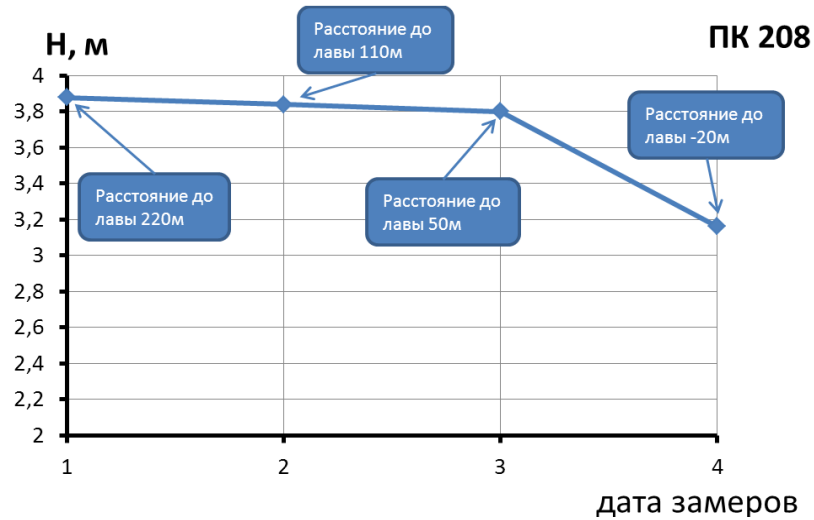
Согласно маркшейдерским замерам реальные размеры сечения выработки в проходке отличались от размеров, предусмотренных паспортом. В частности, на указанном пикете они составили: высота выработки $h = 3.84$ м, ширина $B = 4,8$ м.

Наиболее информативными являются результаты наблюдений, выполненных на пикете $208 + 3$ м – $207 + 7$ м. На этом пикете, находящемся на расстоянии 260 м от монтажной камеры, расположен первый участок, закрепленный только анкерной крепью. Наблюдения на нем велись с момента проходки до попадания его в зону опорного давления 167-й лавы и после прохода лавы.

Первые существенные деформации массива зафиксированы на момент, когда забой лавы приблизился к данному участку на расстояние 110 м. При этом интенсивные смещения произошли в боках выработки. Изменения размеров штрека по ширине по сравнению с измеренными в проходке составили 0,35 м, при том, что изменение штрека по высоте не превысило 0,04 м. По мере приближения лавы деформации штрека нарастали так, как показано на рисунке 2.8.

График показывает, что в момент наибольших деформаций после прохода лавы уменьшение штрека по высоте не превысило 0,75 м. Визуальные наблюдения показали, что часть вертикальной конвергенции пород (до 50%) реализовалась за счет пучения почвы. В кровле не отмечено интенсивных деформаций в виде трещин и вывалов.

а)



б)

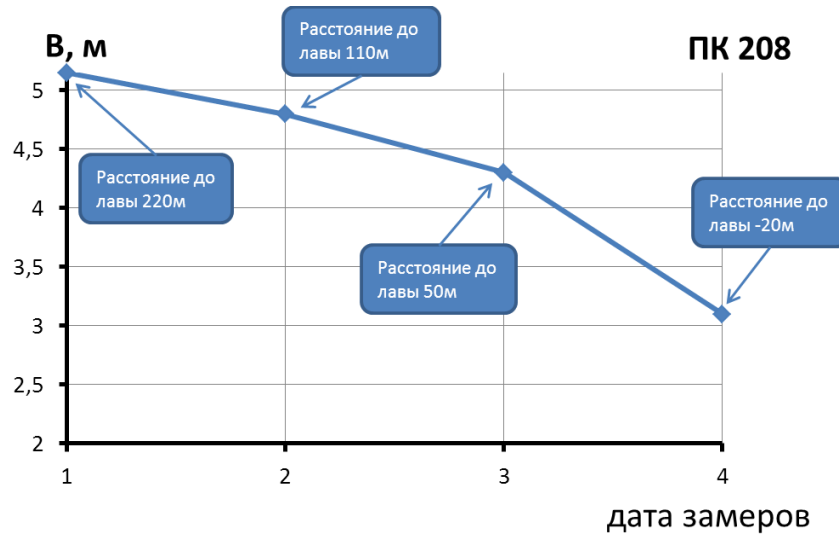


Рисунок 2.8 – Изменение высоты (а) и ширины (б) штрека на ПК 208
 1 - замеры от 01.11.13; 2- замеры от 26.03.14; 3- замеры от 09.04.14;
 4 - замеры от 23.04.14

Наибольшие деформации имели место в боках выработки (см. рисунок 2.9).

В момент сопряжения с лавой и после прохода лавы в боках выработки наблюдалось значительное растрескивание массива и вывалы породы. После прохода лавы сечение штрека по ширине уменьшилось на 2,05 м (см. рисунок 2.8).



Рисунок 2.9 – Состояние штрека на участке анкерного крепления после прохода лавы

Следует отметить, что на пикете $208 + 3\text{м} - 207 + 7\text{м}$ сечение выработки находится на глубине 460 м. Выше отмечалось, что для условий шахты «Степная» характерны интенсивные проявления горного давления на «нижних» пикетах, что обуславливает низкую устойчивость штреков на этих участках и большой объем ремонтных работ при традиционных видах крепи и охраны. Таким образом, первый участок, закрепленный только анкерами, на котором опробована технологическая возможность сопряжения штрека с лавой при таком способе крепления, не является показательным по фактору горного давления. Негативные его проявления имеют место и при традиционном рамно-анкерном креплении.

Значительные деформации бортов штрека в определенной мере обусловлены тем, что именно эта часть контура выработки, по сути, остается незакрепленной, так как предусмотренные по проекту деревянные анкеры (№ 17 и 18 на рисунке 2.6) в угольный пласт не устанавливались. Анкеры в почву также установлены не в полном количестве. При этом, нельзя утверждать, что указанные отклонения от паспорта оказали существенное влияние на развитие деформаций контура выработки.

При поддержании штрека за лавой большую роль играют подпорные элементы в виде деревянных ремонтин, а также крепление бровки достаточной ширины. И то, и другое связано с определенными трудностями.

При традиционном поддержании штрека за лавой деревянные ремонтинны упирают в раму крепи, создавая подпорную конструкцию. При «чисто» анкерном креплении, т.е. при отсутствии рамы, с этой целью использовались деревянные брусья, подпертые ремонтинами. С учетом арочной формы выработки такая конструкция является недостаточно технологичной. Проблемным вопросом является и выкладывание бровки достаточной ширины. Иногда формирование бровки шириной 1,5-2,0 м невозможно, поскольку крайние секции струга смещаются в сторону выработки на очень близкое расстояние. В этом случае ширина бровки может оказаться даже менее 1,0 м.

Интенсивное разрушение массива со стороны лавы на первом участке, закрепленным только анкерами, показало, что отсутствие металлической крепи как оградительного элемента создает небезопасную ситуацию при поддержании штрека в окне лавы и за лавой до момента погашения выработки. Поэтому на всех остальных экспериментальных участках с полным и неполным перекрытием анкерной крепью к моменту подхода лавы была дополнительно установлена металлическая крепь КШПУ, ограждающая штрек от возможных вывалов пород со стороны выработанного пространства лавы за очистным забоем. Обследование показало, что в местах установки контакт металлической рамной крепи с породным контуром отсутствовал, поэтому её наличие практически не повлияло на результаты эксперимента по оценке эффективности «чисто» анкерной крепи.

Наблюдения за деформацией контура выработки продолжены на всех участках до и после прохода лавы по всей трассе выработки. Построены обобщающие графики изменения сечения выработки при закреплении ее только анкерами в зависимости от расположения сечения выработки по отношению к забою лавы.

На рисунках 2.10, 2.11 показаны приращения смещений в боках выработки (изменения ширины выработки ΔB , м) и в вертикальном направлении (изменения

высоты выработки ΔH , м). Крупными маркерами показаны изменения ширины на ПК 200, где установлена замерная станция ЗС1 и на ПК 183, 176 и 174, где за время исследований снято наибольшее количество замеров. Данные по этим пикетам являются наиболее характерными и показательными.

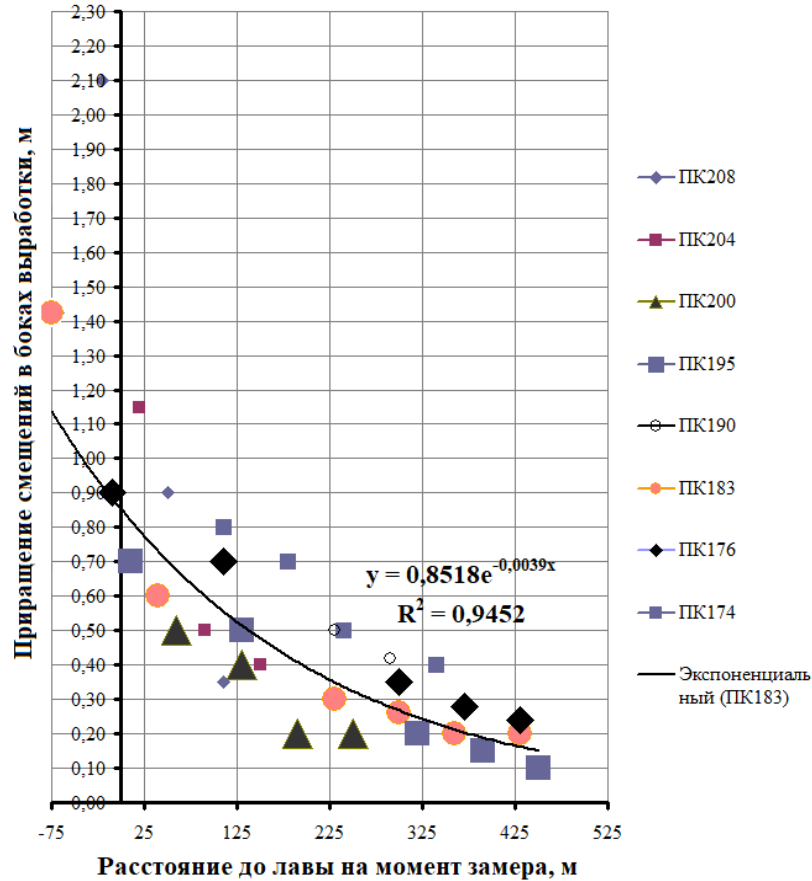


Рисунок 2.10 – Изменения величин смещений выработки в зависимости от расстояния до лавы на момент замера в боках выработки

Из анализа видно, что интенсивное приращение смещений на различных участках имеет место при подходе лавы на расстояние 50-30 м. Уменьшение ширины выработки на этот момент в разных сечениях составило 0,6-0,9 м. Наибольшие деформации в боках выработки реализовались после прохода лавы.

Уменьшение ширины выработки составило 0,9 -1,4 м за исключением отмеченного выше самого «нижнего» участка ПК 208, где резкое разрушение породы в боках штрека привели к уменьшению его ширины на 2,05 м.

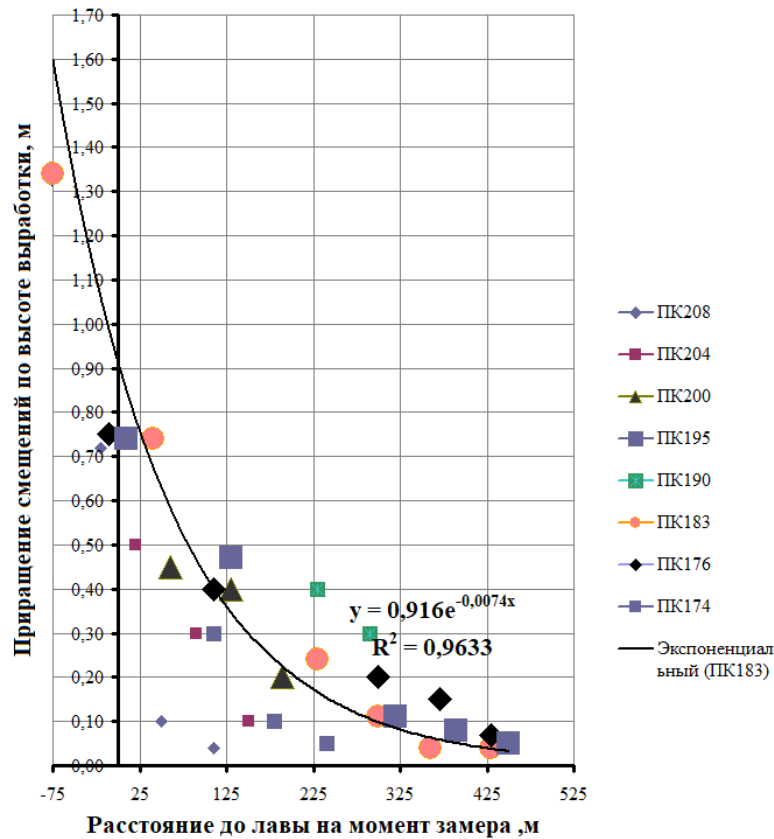


Рисунок 2.11 – Изменения величин смещений выработки в зависимости от расстояния до лавы на момент замера по высоте выработки

Уменьшение штрека по высоте при подходе лавы на расстояние 50-30м на различных участках составило 0,45-0,75 м. После прохода лавы приращения смещений составили 0,75-1,35 м. Причем наибольшее уменьшение сечения по высоте зафиксировано на участке ПК -183.

Таким образом, на тех участках, где поддержание выработки осуществляется только анкерами, наиболее уязвимыми с точки зрения устойчивости являются борта штрека, которые в отсутствие боковых анкеров являются практически не закрепленными. Выдавливанию и разрушению пород способствует также недостаточное укрепление нижней части штрека анкерами № 11-14 (см. рисунок 2.10), направленными в почву выработки.

Систематизация визуальных и инструментальных наблюдений выполнялась также на участках, изначально закрепленных рамно-анкерной крепью. На рисунке 2.12. показаны изменения сечения выработки на пикете 180+7м - 179+3,3м (ПК180), который находится на расстоянии 540 м от монтажной камеры. В соот-

ветствии с паспортом выработка на этом пикете закреплена крепью КШПУ-15 и системой анкеров в количестве 12 штук. Наблюдения на этом участке проводились вплоть до прохода лавы. Замеры сечения выполнялись между рамами крепи. Изменения сечения выработки (приращения смещений) на данном участке показаны на рисунках 2.12-2.13 в зависимости от положения очистного забоя на дату замера.

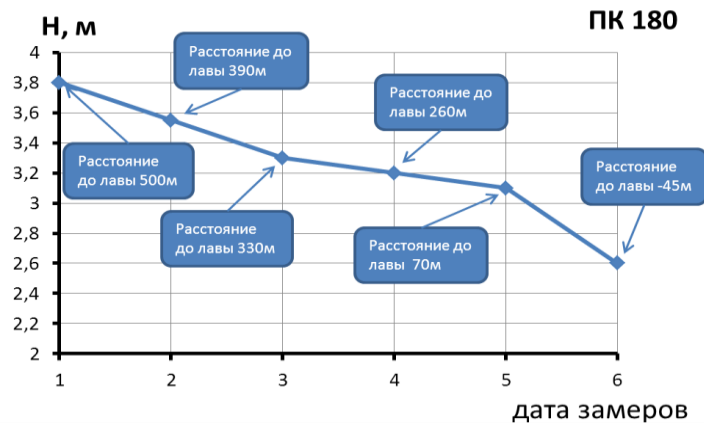


Рисунок 2.12 – График изменения высоты выработки на ПК 180 (рамно-анкерное крепление) в зависимости от приближения к нему линии очистного забоя 167-й струговой лавы на дату выполнения измерений:
 1 - замеры от 01.11.13; 2 - замеры от 26.03.14.; 3 - замеры от 09.04.14;
 4 - замеры от 23.04.14; 5 - замеры от 28.05.14; 6 - замеры от 17.06.14

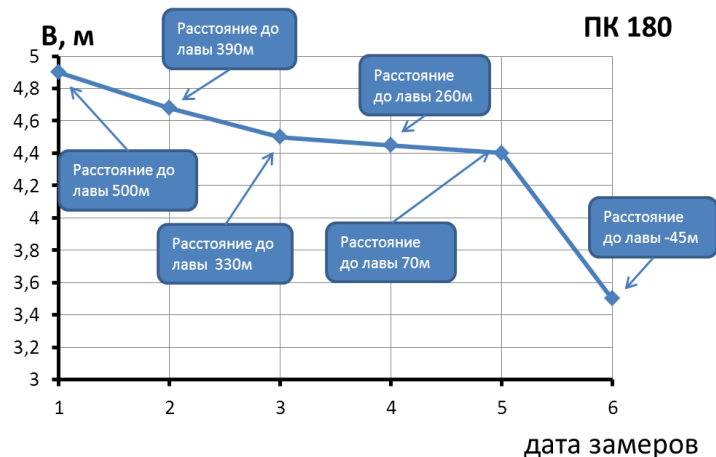


Рисунок 2.13 – График изменения ширины выработки на ПК 180 в зависимости от приближения к нему линии очистного забоя 167-й струговой лавы на дату выполнения измерений: 1 - замеры от 01.11.13; 2 - замеры от 26.03.14.;
 3 - замеры от 09.04.14; 4 - замеры от 23.04.14;
 5 - замеры от 28.05.14; 6 - замеры от 17.06.14

Полученные в результате измерений данные, представленные на рисунках 2.11 и рисунке 2.12, аппроксимированы следующими экспоненциальными зависимостями

$$\Delta U_{\text{верт}} = 0,8518e^{-0,004L} \quad (2.1)$$

$$\Delta U_{\text{горз}} = 0,916e^{-0,007L} \quad (2.2)$$

Изменение скорости вертикальной и горизонтальной конвергенции (рисунок 2.14) также аппроксимируются экспоненциальными зависимостями, приведенными ниже:

$$V_{\text{верт}} = -0,00341e^{-0,004L} \quad (2.3)$$

$$V_{\text{горз}} = -0,00641e^{-0,007L} \quad (2.4)$$

Из графиков рисунков 2.10 и 2.11 видно, что горизонтальная и вертикальная конвергенция растет по мере приближения лавы, причем точки, соответствующей 20-25 метров от динии забоя горизонтальные смещения превышают вертикальные, а затем становятся меньше их. Приращение смещений в кровле и почве при подходе лавы на расстояние 20-25 м составляет примерно 0,75 м. После прохода лавы, как показывают данные, представленные на рисунках 2.12 и 2.13, уменьшение сечения по высоте достигло 1,2 м, по ширине – 1,4 м. Таким образом, смещения на участке, изначально поддерживаемом рамно-анкерной крепью, практически совпадают с теми, что имели место на пикете ПК 183, где выработка закреплена только анкерами, и где рамная крепь была установлено непосредственно перед подходом лавы.

Из графиков рисунка 2.14 следует, что на расстоянии, примерно, 70-100 м абсолютное значение скоростей смещения сечения выработки в горизонтальном и вертикальном направлении начинает возрастать, свидетельствуя об интенсификации процессов, протекающих в динамической системе «лава-парные выработки».

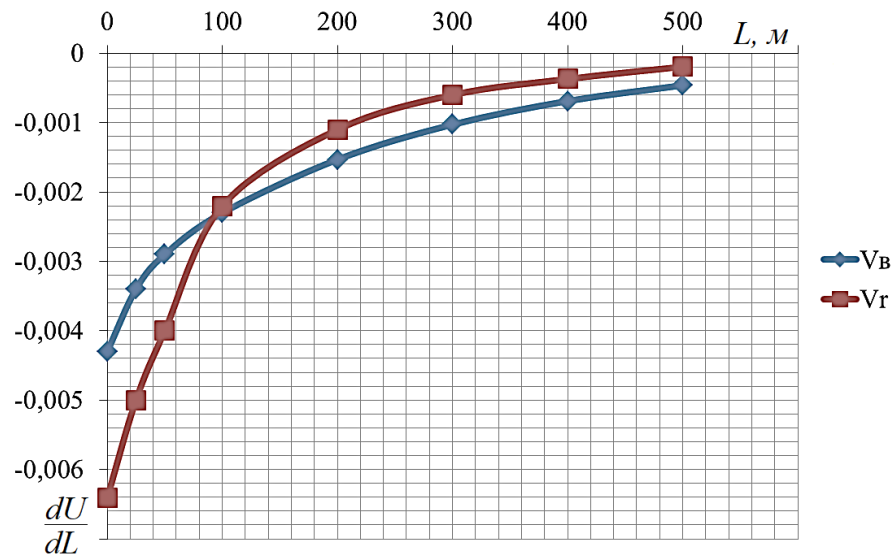


Рисунок 2.14 – Зависимость приращений (скорости) вертикальной и горизонтальной конвергенции горных пород в выработке в зависимости от расстояния до лавы на момент замера

Визуальные наблюдения показали, что характер деформаций массива примерно одинаков на всех описанных выше участках: с полным перекрытием анкерной крепью и на участках с рамно-анкерным креплением. При подходе лавы в кровле выработки наблюдаются техногенные трещины, но массив сохраняет целостность. Металлические рамы на этом этапе не деформированы. Видимые деформации имеют место в боках выработки. Наблюдается складывание анкерных подхватов «гармошкой» (рисунок 2.15), выдавливание разрушенных пород в боках выработки и разрыв прогонов (рисунок 2.16).



Рисунок 2.15 – ПК 180 складывание анкерных подхватов «гармошкой»



Рисунок 2.16 – Деформации металлических прогонов на ПК180
выдавливание разрушенных пород в боках выработки

Таким образом, по результатам натуральных наблюдений можно сделать следующие обобщения.

1. Технологическая функциональность сопряжения лавы с бортовым штреком, удерживаемым только анкерной крепью, опробована полностью только на участке ПК208+3м – 207+7,4м. Этот участок, однако, является наименее показательным по фактору горного давления и технологических сложностей инсталляции анкеров в почву выработки. Здесь произошли наибольшие разрушения в бортах выработки, вследствие чего поперечное сечение штрека уменьшилось по ширине на 2,05 м. При этом высота штрека уменьшилась на 0,7 м.

2. Характер деформаций, за исключением ПК 208+3 м, примерно, одинаков как для участков, закрепленных только анкерами с последующей дополнительной установкой рам для безопасности работ, так и на участках, где рамно-анкерное крепление выполнялось изначально при проведении выработки.

3. Приращения смещений контура выработки на различных стадиях очистных работ также близки по значению на указанных участках: после прохода лавы уменьшение по ширине составляет 1,2-1,4 м, а по высоте 0,7 -1,4 м. Наибо-

лее интенсивные смещения контура выработки наблюдаются при подходе лавы к измерительному пункту на расстояние 50-30 м.

4. Скорость нарастания конвергенции контура выработки становится максимальной на расстоянии, примерно, 70-100 м от замерной станции до линии очистного забоя, что свидетельствует об интенсификации геомеханических процессов в динамической системе «лава-парные выработки».

5. Экспериментально установлена экспоненциальная зависимость величин вертикальной и горизонтальной конвергенции горных пород бортового штрека в геомеханической системе «лава-парные выработки» в условиях малопрочных неустойчивых вмещающих пород, от расстояния лавы до монтажной камеры независимо от вида применяемой крепи. При этом показатели экспонент определяют, что величина вертикальной конвергенция меньше, чем горизонтальной, причем вертикальная конвергенция формируется в основном за счет пучения почвы, а горизонтальная сопровождается значительным растрескиванием массива и вывалами породы.

2.4. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива геомеханической системы «лава-парные выработки»

2.4.1. Исходные предпосылки и расчётные схемы

Выполненные натурные измерения позволили перейти к построению расчётных схем и анализу напряжённо-деформированного состояния (НДС) геомеханической системы «лава-парные выработки», которое устанавливалось на основе метода конечных элементов (МКЭ) с использованием лицензионной вычислительной программы PHASE2 компании *Rocscience*, (Канада).

Исследования напряженно-деформированного состояния породного массива выполнялись последовательно для различных стадий формирования геомеханической системы «лава-парные выработки»:

- проведение первой выработки (167-го сборного штрека) вне зоны влияния очистных работ;
- проведение присечной выработки (167-го бортового штрека) вне зоны влияния очистных работ;
- прохождение в окрестности парных выработок волны опорного давления от первой лавы (165-я лава);
- воздействие очистных работ при подходе и после прохода второй лавы (167-я лава).

Расчётные конечноэлементные схемы применительно к каждой стадии формирования напряжённо-деформированного состояния в окрестности динамической системы «лава-парные выработки» приведены на рисунках 2.17-2.21.

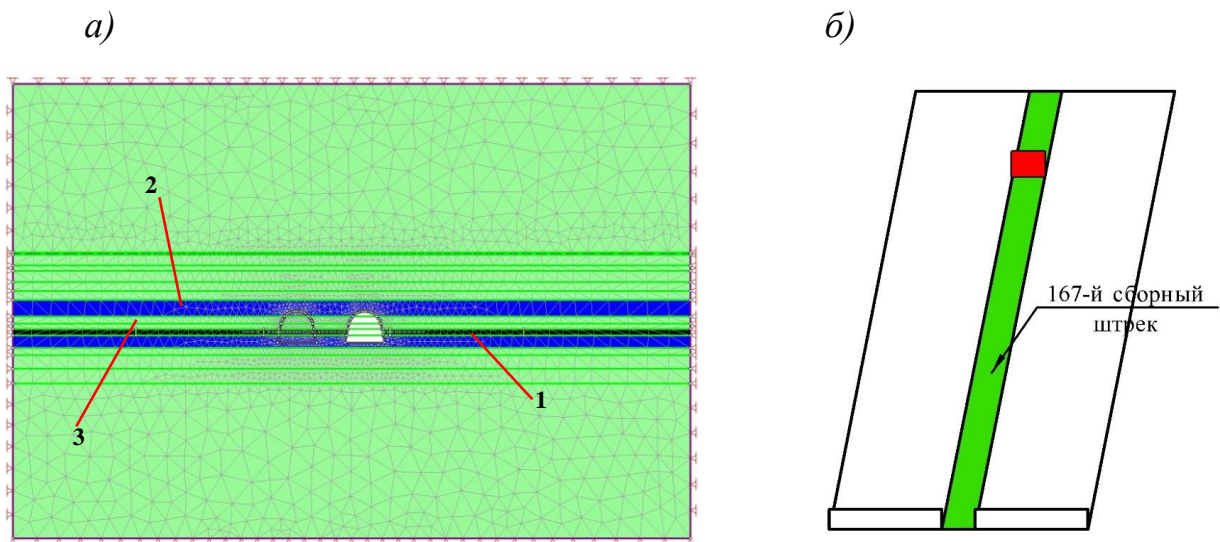
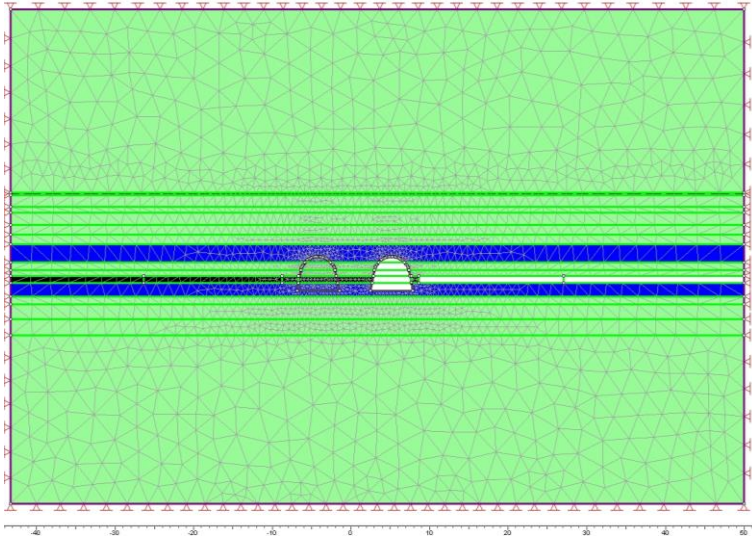


Рисунок 2.17 – Проведение 167-го сборного штрека 165-й лавы вне зоны влияния очистных работ: а) конечноэлементная схема: 1 – угольный пласт, 2 – аргиллит, 3 – алевролит; б) схема проведения работ

а)



б)

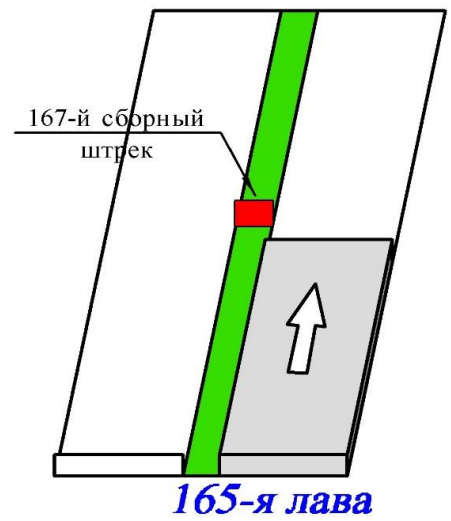
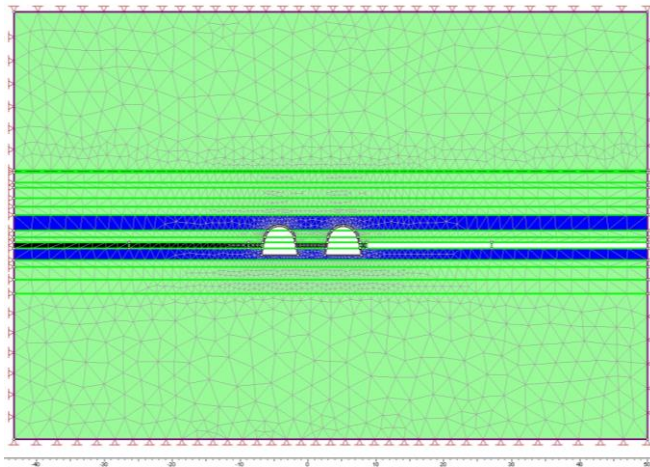


Рисунок 2.18 – 167-й сборный штрек у окна 165-й лавы:
а) конечноэлементная схема; б) схема проведения работ

а)



б)

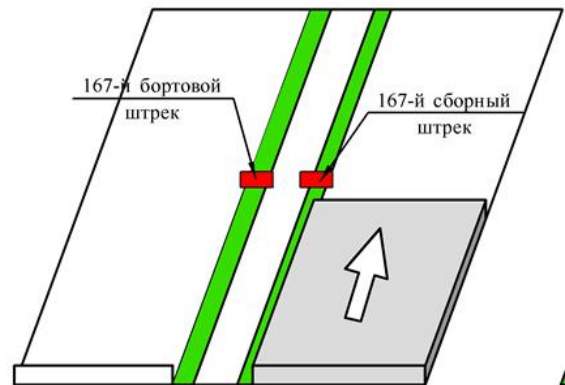


Рисунок 2.19 – Проведение 167-го бортового штрека вприсечку к
167-му сборному с оставление целика 4 м: а) конечноэлементная схема;
б) схема проведения работ

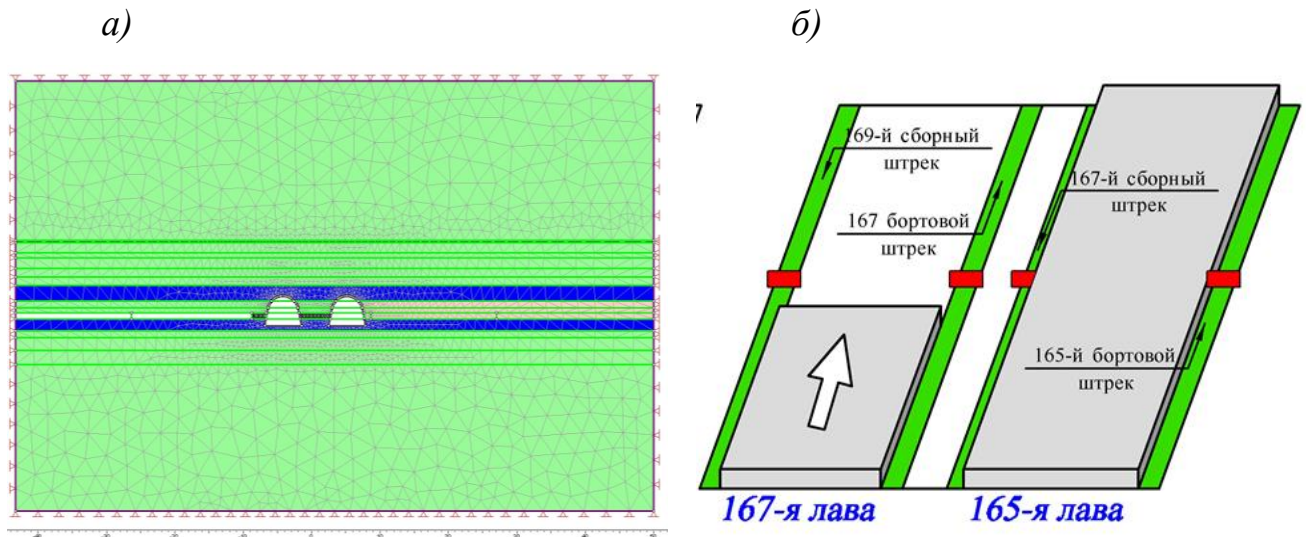


Рисунок 2.20 – 167-й бортовой штрек у окна 167-й лавы с оставление целика 4 м:

а) конечноэлементная схема; б) схема проведения работ

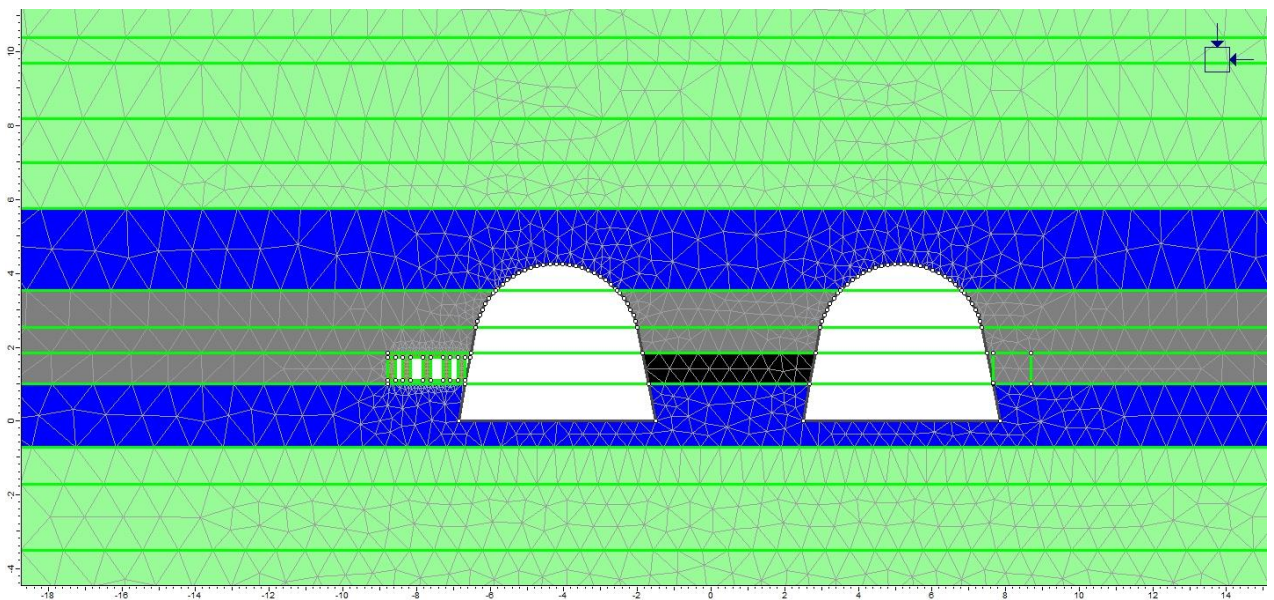


Рисунок 2.21 – 167-й бортовой штрек у окна 167-й лавы

(Плоская расчетная схема)

Начальное поле напряжений во всех рассматриваемых случаях полагается гидростатическим. Для горизонта 470 м при удельном весе пород $\gamma = 2,47 \text{ т/м}^3$ начальное поле напряжений $\sigma_y = \sigma_x = \gamma H_p = 11,6 \text{ МПа}$. Размер целика между выработками составляет 4 м.

Анализируется напряженно-деформированное состояние (НДС) в плоском сечении выработок, перпендикулярном оси выработок. Для учета объемности задачи начальное поле напряжения увеличивается путем введения коэффициента пригрузки $k=1,4$. Тогда начальные напряжения принимаются равными $\sigma_y = \sigma_x = kH_p = 16,5 \text{ МПа}$.

Первоначально определяется напряженно-деформированного состояния породного массива без учета анкеров с целью воссоздания картины формирования зон разрушения пород над выработками. Вес пород, заключенных в этих зонах создает нагрузку на крепь. Поэтому определение размеров этих зон является основной первоначального инженерного расчета.

Расчет осуществляется в упругопластической постановке. На каждой последующей стадии моделирования учитываются деформации массива, реализованные на предыдущей стадии. Также на каждой стадии анализируются все компоненты напряженно-деформированного состояния породного массива: напряжения, деформации, перемещения. Однако основной величиной, представляющей практический интерес на данной стадии исследований, являются, как указано выше, размеры тех областей, где породы перешли в неупругую стадию деформирования. По современным представлениям в пределах этих зон имеет место трещинообразование, расслоение пород, образование блоков, утрата связи с основным массивом.

Размеры области разрушенных пород определялись на основе эмпирического критерия прочности Хоека-Брауна, учитывающего разрушение пород от совокупности действия нормальных и касательных напряжений с учетом природной нарушенности и неоднородности пород.

В общем виде критерий Хоека-Брауна выражается формулой:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a, \quad (2.5)$$

где σ_1 и σ_3 - максимальные и минимальные напряжения в массиве, m_b – константа Хоека-Брауна для породного массива, s и a постоянные величины, учитывающие генезис и состояние (качество) породного массива, σ_{ci} – предел прочности на одноосное сжатие массива пород в нетронутом состоянии. Константы подбираются для каждой литологической разности из базы данных DATABASE лаборатории Rockscience, предоставляющей лицензионное программное обеспечение.

Теоретическую основу программного продукта составляют соотношения механики деформируемого твердого тела: уравнения равновесия, совместности деформаций, Гука и Коши. Совместное решение этих уравнений при заданных граничных условиях и принятом критерии разрушения позволяет в рамках метода конечных элементов численно определить напряженно-деформированное состояние в произвольной точке исследуемой области породного массива.

Физико-механические свойства пород приведены в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Физико-механические свойства пород

Порода	Модуль Юнга, МПа	Коэфф. Пуассона	Прочность породного образца на сжатие, МПа	Коэффициент структурного ослабления	Прочность на сжатие с учетом коэффициента структурного ослабления, МПа
Аргиллит	3193	0,3	32	0,5	16
Алевролит	2981	0,3	43	0,5	21,5
Уголь	4000	0,3	37,5	0,4	15
Обрушенные породы	226	0,3	7	-	7

2.4.2. Анализ результатов численного моделирования для глубины 470 м (Базовый вариант)

На рисунках 2.22-2.25 показано формирование зон разрушения на разных стадиях развития горных работ в той последовательности, в которой выполнялось численное моделирование. На рисунках темный (красный цвет) показывает зону разрушения. Белыми точками показаны места, где разрушение происходит от растяжения. Эти области можно трактовать как зоны повышенного трещинообразования в породах.

Характерной особенностью приведенных ниже рисунков 2.22-2.25 является то, что над присечной выработкой на всех стадиях формирования геомеханической системы «лава-парные выработки» сохраняется область пород, в которой не развиваются пластические деформации, то есть порода сохраняет сплошность и несущую способность. Это подтверждает известный из практики положительный опыт проведения выработок в разгруженной зоне вприсечку к уже существующему штреку.

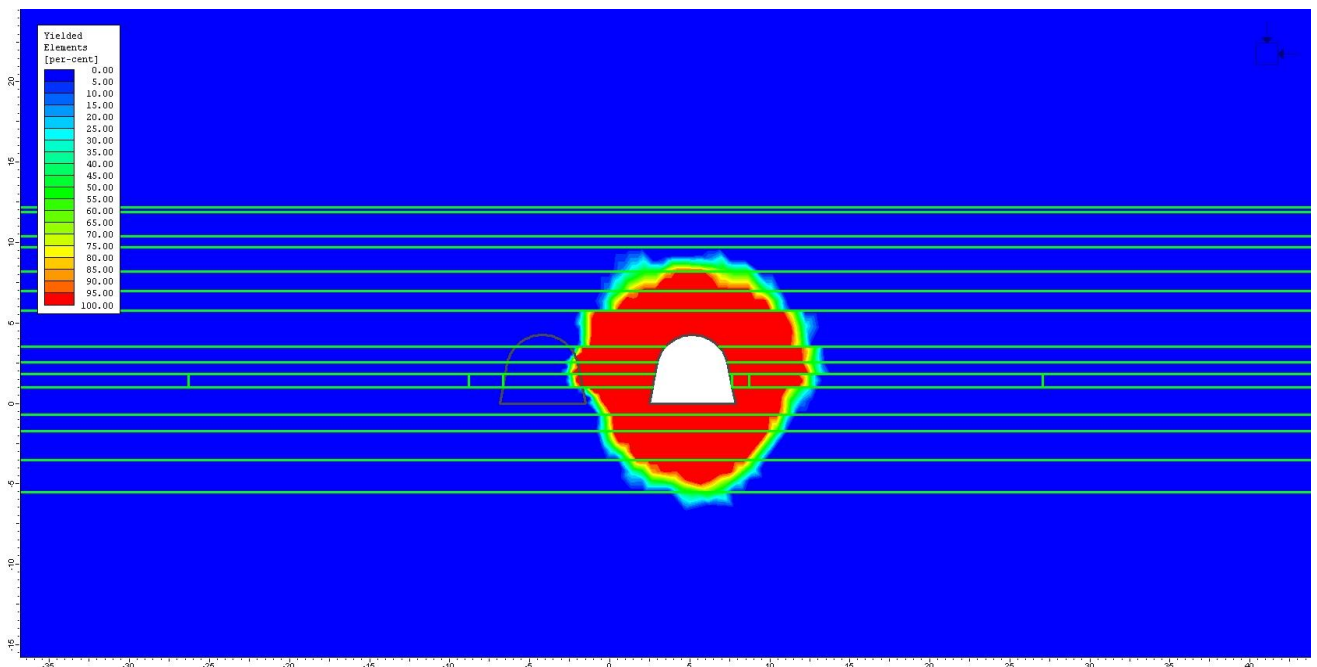


Рисунок 2.22 – Зона разрушения вокруг 167-го сборного штрека
до подхода первой 165-ой лавы

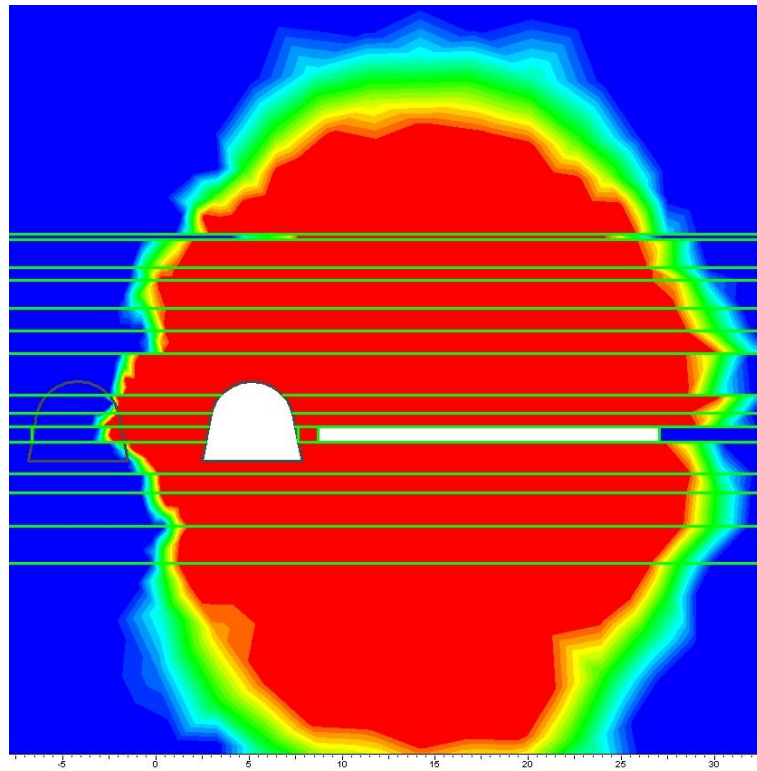


Рисунок 2.23 – Зона разрушения вокруг 167-го сборного штрека
в окне 165-ой лавы

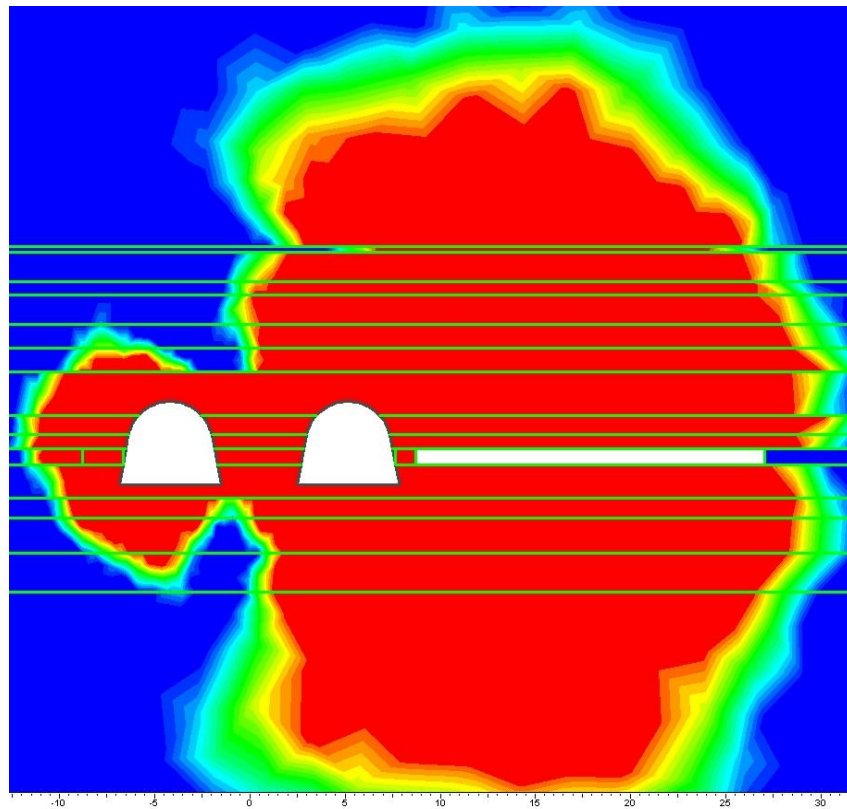


Рисунок 2.24 – Зона разрушения вокруг 167-го бортового и
167-го сборного штреков в окне 165-ой лавы

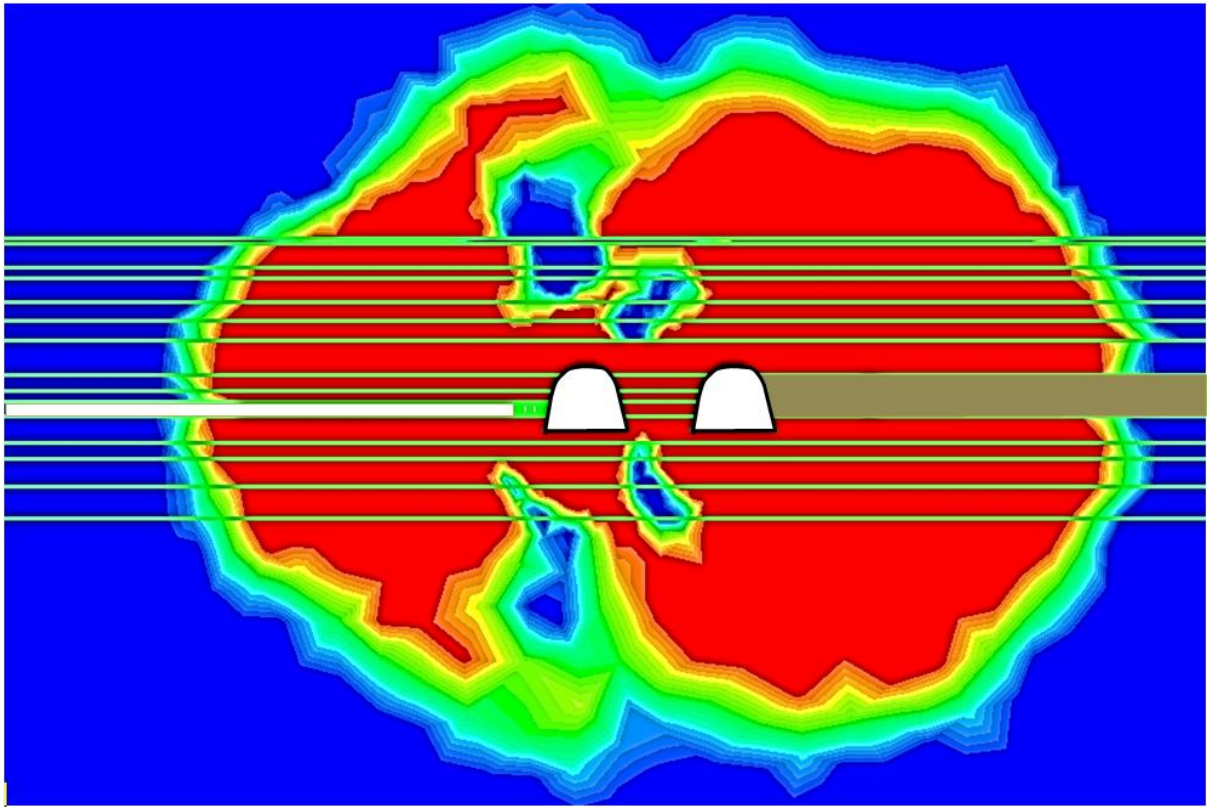


Рисунок 2.25 – Зона разрушения вокруг 167-го бортового и 167-го сборного штреков в окне 167-ой лавы

Наибольший интерес представляет собой зона разрушения на последней стадии моделирования, т.е. при моделировании сечения 167-го бортового штрека после прохода 167-й лавы. При этом важным элементом является моделирование бровки с крепью различной жёсткости. В базовой численной модели начальная ширина бровки принята равной 2.0 м согласно расчётам, выполненным в соответствии с [195] (рисунок 2.26). Ее жесткость эквивалентна жесткости деревянной конструкции, представляющей собой ряды органной крепи, установленной под брус.

Модуль упругости деревянных стоек принят равным $E=10000$ мПа.

Для сохранения устойчивости выработки охранная конструкция, по сути, должна обеспечивать ту же жесткость, что и целик угля, который извлекается и заменяется деревянной крепью.

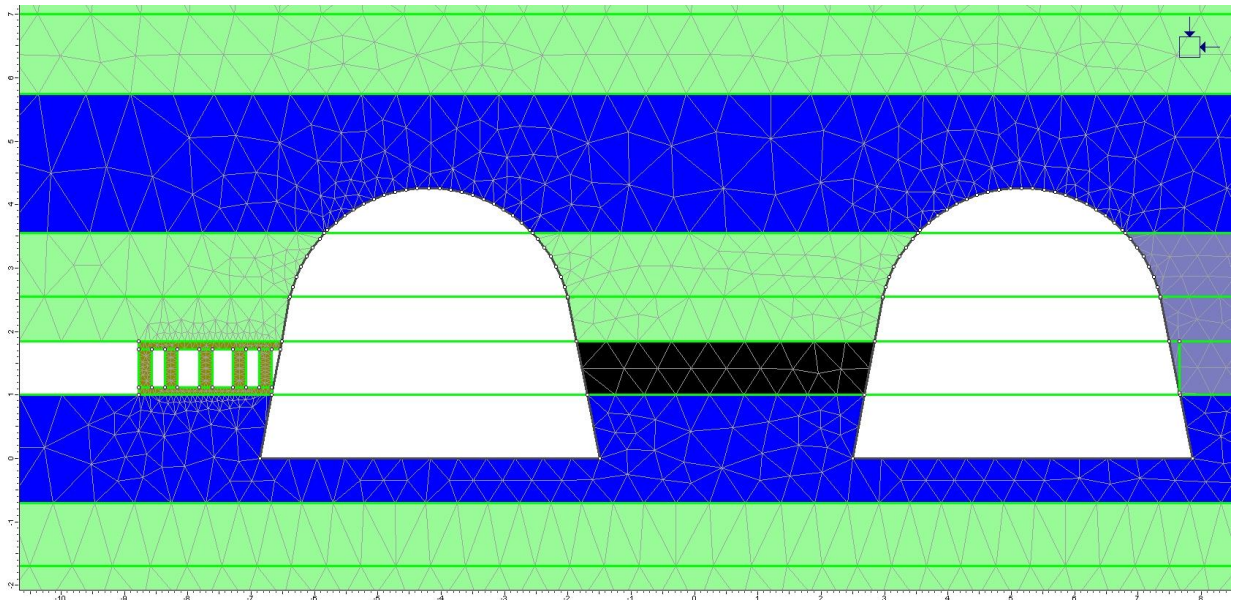


Рисунок 2.26 – Расчётная схема к оценке НДС вокруг геомеханической системы «лава-парные выработки» при креплении бровки рядами органной крепи

Жесткость конструкции определяется ее геометрическими размерами и величиной модуля деформации E . Можно показать, что жесткость конструкции из деревянных элементов (органная крепь, костры, поперечно уложенные брусья) эквивалентна (равноценна) жесткости целика угля размером 2 м (т.е. элемента размером $1\text{ м} \times 1\text{ м} \times 2\text{ м}$ из сплошного материала с модулем упругости $E = 4000$ МПа, рисунок 2.26), если деревянными элементами с модулем упругости $E = 10000$ МПа заполнено не менее 40% объема извлеченного целика, т.е. не менее 40% объема элемента размером $1\text{ м} \times 1\text{ м} \times 2\text{ м}$.

При этом элементы деревянной конструкции должны быть распределены так, чтобы ширина закрепленной части (ширина бровки) составляла не менее 2 м при вынимаемой мощности угля 1,0 м, то есть чтобы общий размер элемента охраны на 1 м выработки составлял $1\text{ м} \times 1\text{ м} \times 2\text{ м}$. Тогда «эквивалентный», то есть «приведенный», модуль деформации деревянной конструкции, распределенной по объему $1\text{ м} \times 1\text{ м} \times 2\text{ м}$ будет равен модулю деформации сплошного целика угля, т. е. $E_{\text{эkv}} = 4000$ мПа.

В дальнейшем при моделировании деревянной конструкции будем ее заменять указанным сплошным элементом (целиком угля). При этом «эквивалентный»

модуль упругости $E=4000$ МПа будем считать максимальным для рассматриваемых условий и обозначать E_{max} . Жесткость, т.е. деформируемость конструкции, будем в дальнейшем характеризовать именно модулем деформации и оценивать в долях от максимального значения $E = 4000$ мПа.

При такой жесткости элемента охраны размером $1\text{ м} \times 1\text{ м} \times 2\text{ м}$, т.е. при ширине бровки 2 м, размер зоны разрушения над 167 -м бортовым штреком после прохода лавы имеет вид, представленный на рисунок 2.27. Характерно то, что в этом случае даже после прохода 2 -й лавы (167 -й) над бортовым штреком по-прежнему сохраняется зона разгрузки.

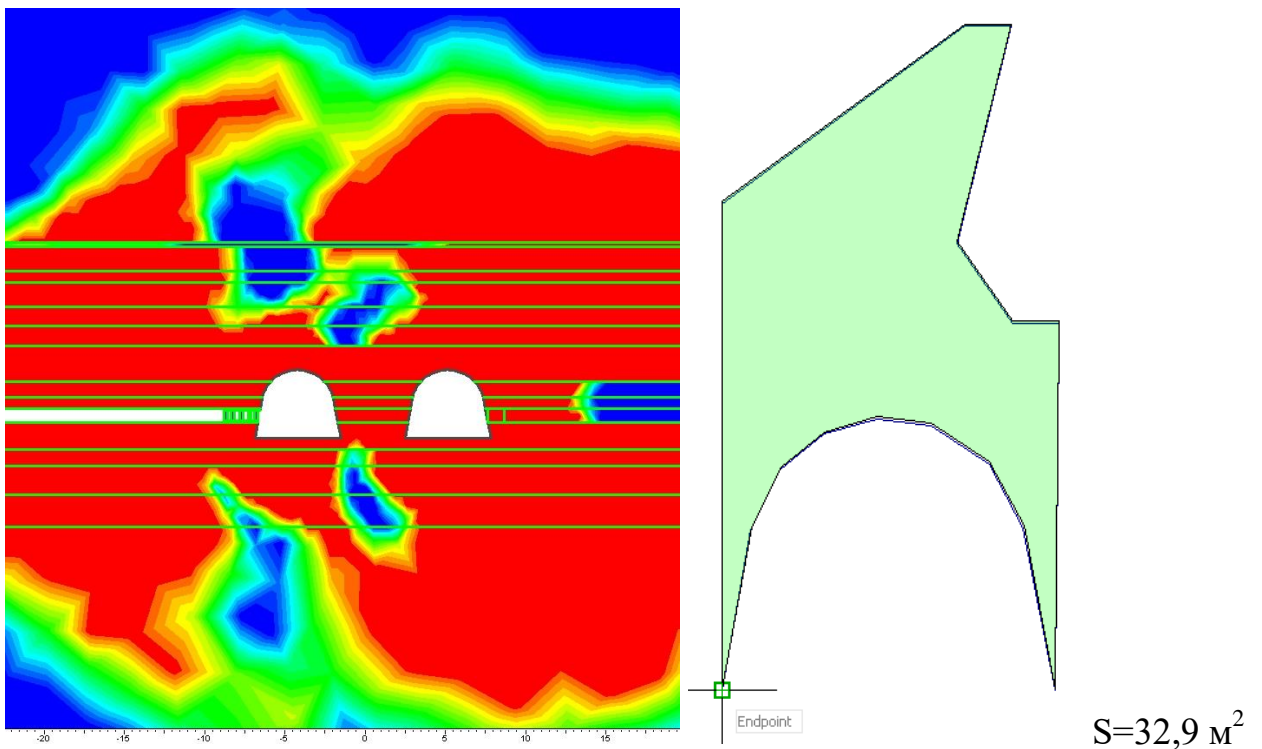


Рисунок 2.27 – Зона разрушения при ширине бровки

$$l_{бровки} = 2 \text{ м, и жесткости } E_{max}$$

Площадь зоны разрушения непосредственно над выработкой с учетом обжатия бортов штрека составляет $32,9 \text{ м}^2$, при этом нагрузка на крепь выработки с учетом коэффициента динамичности $k_d = 2,0$ составит:

$$Q = \gamma \times S \times k_d = 2,47 \times 32,9 \times 2 = 162,53 \text{ Т/м.}$$

Полученный размер зоны разрушений, а, следовательно, и нагрузка на крепь, были приняты как базовый вариант для расчета параметров анкерной крепи при ширине целика 4 м.

В дальнейшем нагрузку 162 т/м будем называть «проектной». Такая нагрузка при поддержании штрека за лавой компенсируется установкой 17-ти сталеполлимерных анкеров длиной 2,4 м (прочность на разрыв 13,7 т), 1 канатного анкера длиной 8 м (прочность на разрыв 17,1 т) и 2-х деревянных стоек диаметром 24 см с несущей способностью 35 т (см. рисунок 2.27).

В реальности жесткость охранного элемента может отличаться от рассмотренной выше максимальной жесткости либо за счет уменьшения закрепленной площади S , в частности за счет уменьшения ширины бровки, либо за счет установки меньшего количества деревянных (жестких) элементов по площади закрепления, то есть уменьшения «эквивалентного» модуля деформации $E_{эkv}$.

Рассмотрим далее, как повлияет жесткость охранного элемента и его размеры на величину зоны разрушения, а, следовательно, на величину нагрузки на крепь со стороны массива.

2.4.3. Исследование влияния жесткости и размеров элемента охраны выработки на размер зоны разрушения над 167-м бортовым штреком после прохода лавы (Базовый вариант)

Моделировались следующие ситуации: ширина бровки варьировала в пределах 2,0 1,5 и 1,0 м; жесткость охранного элемента принималась либо максимальной ($E_{эkv}=E_{max}=4000$ МПа), либо уменьшенная ($E_{эkv}=0,5*E_{max}=2000$ МПа). Жесткость, характеризующая эквивалентным модулем деформации $E_{эkv}=0,5*E_{max}$, соответствует случаю, когда деревянными элементами заполнено не 40 % вынимаемого целика угля, а только 20 %. Например, установлено меньшее количество рядов органной крепи.

При сохранении максимальной жесткости ($E_{экр} = E_{max} = 4000$ МПа), но при уменьшении размера бровки до 1,5 м, зона разрушения над выработкой увеличивается (рисунок 2.28).

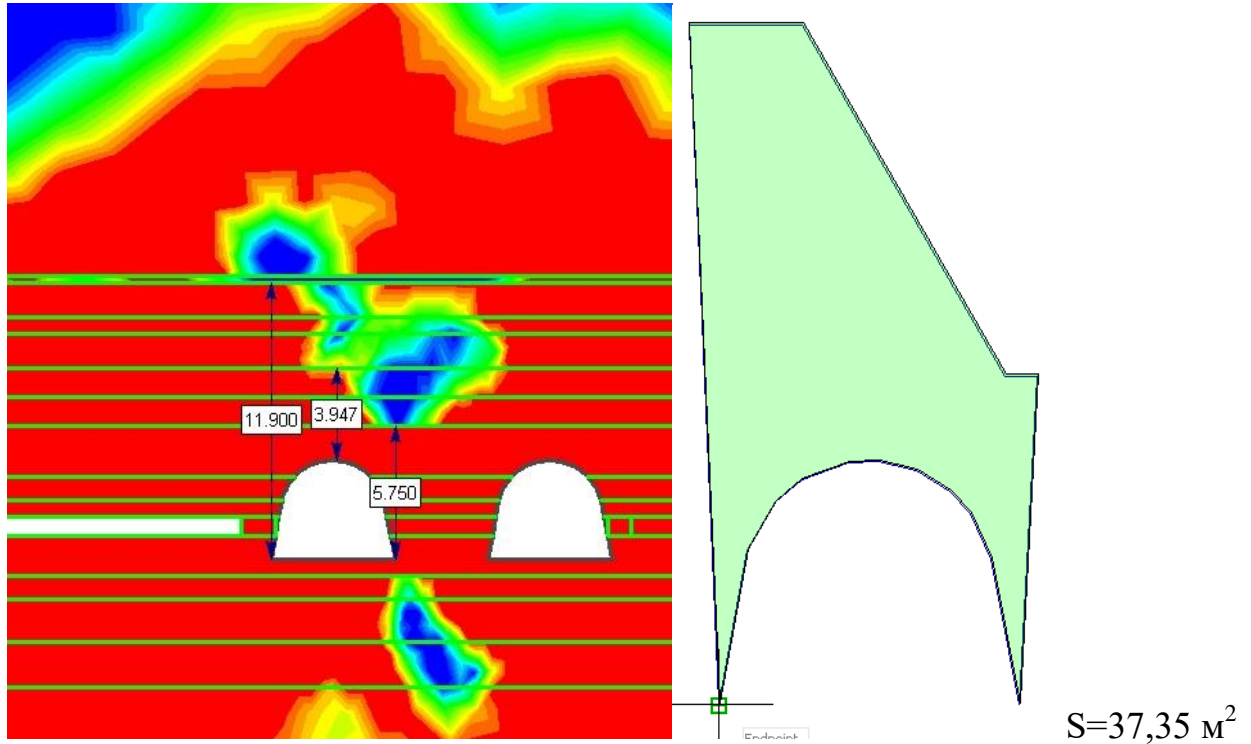


Рисунок 2.28 – Зона разрушения для ситуации ширина бровки $l_{бровки} = 1,5$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{экр} = E_{max} = 4000$ МПа)

Площадь зоны разрушения в этом случае составляет $37,35 \text{ м}^2$, а нагрузка на крепь выработки возрастает до $184,51 \text{ т/м}$.

При дальнейшем уменьшении размера бровки (до 1 м) и сохранении максимальной жесткости ($E_{экр} = E_{max} = 4000$ МПа) происходит значительное увеличение зоны разрушения до $61,25 \text{ м}^2$, что соответствует нагрузке на крепь равной $302,58 \text{ т/м}$ (рисунок 2.29).

Таким образом, уменьшение закрепляемой площади, даже при максимально плотном заполнении ее элементами деревянной крепи приводит к резкому увеличению зоны разрушения над выработкой. Исчезает неразрушенная область непосредственно над выработкой, которая имела место при ширине бровке $l_{бровки} = 2$ м.

Вес пород в зоне разрушения достигает 300 т/м, что является критической нагрузкой для анкерной системы.

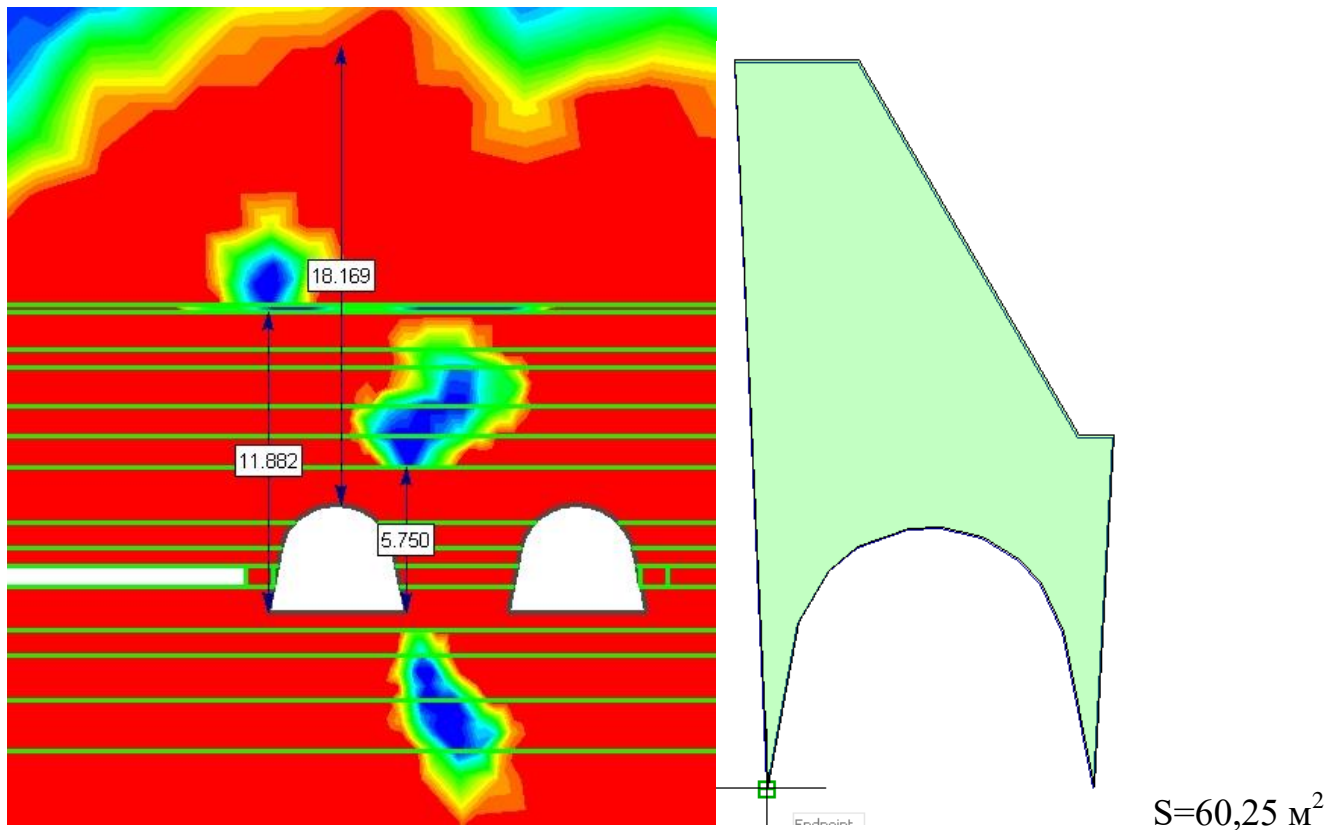


Рисунок 2.29 – Зона разрушения для ситуации размер бровки $l_{бровки} = 1$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{эkv} = E_{max} = 4000$ МПа)

При уменьшении жесткости охранного элемента в 2 раза закономерность увеличения нагрузки на крепь при уменьшении размера бровки сохраняется. Так, при $l_{бровки} = 2$ м и уменьшенной жесткости до значения $E_{эkv} = 0,5 * E_{max} = 2000$ МПа зона разрушения составляет $37,6$ м², что сопоставимо с площадью зоны разрушения при $l_{бровки} = 1,5$ м с максимальной жесткостью ($E_{эkv} = E_{max} = 4000$ МПа) (рисунок 2.30). При этом нагрузка на крепь выработки составит 185,74 т/м.

Для ситуации размер бровки $l_{бровки} = 1,5$ м с уменьшенной жесткостью $E_{эkv} = 0,5 * E_{max} = 2000$ МПа зона разрушения увеличивается до $52,5$ м² как показано на рисунок 2.31.

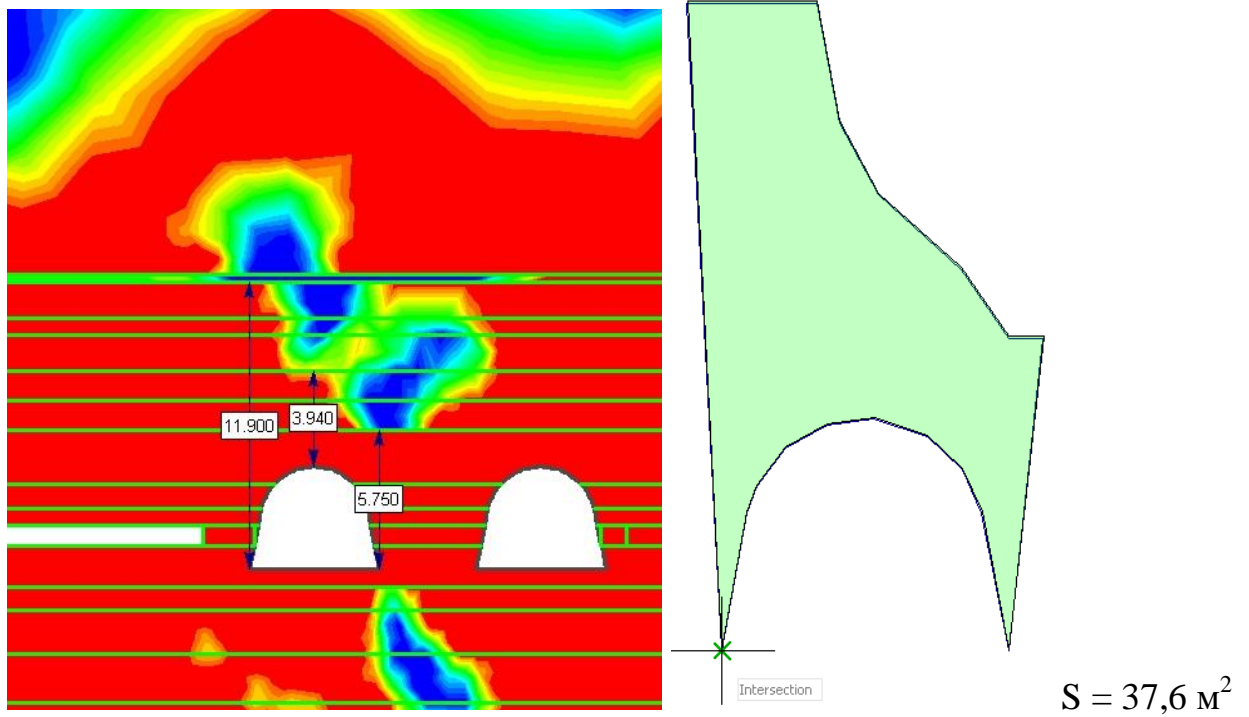


Рисунок 2.30 – Зона разрушения для ситуации: ширина бровки $l_{\text{бровки}}=2 \text{ м}$, жесткость бровки уменьшенная до $E_{\text{экв}}=0,5 \cdot E_{\text{max}}=2000 \text{ МПа}$

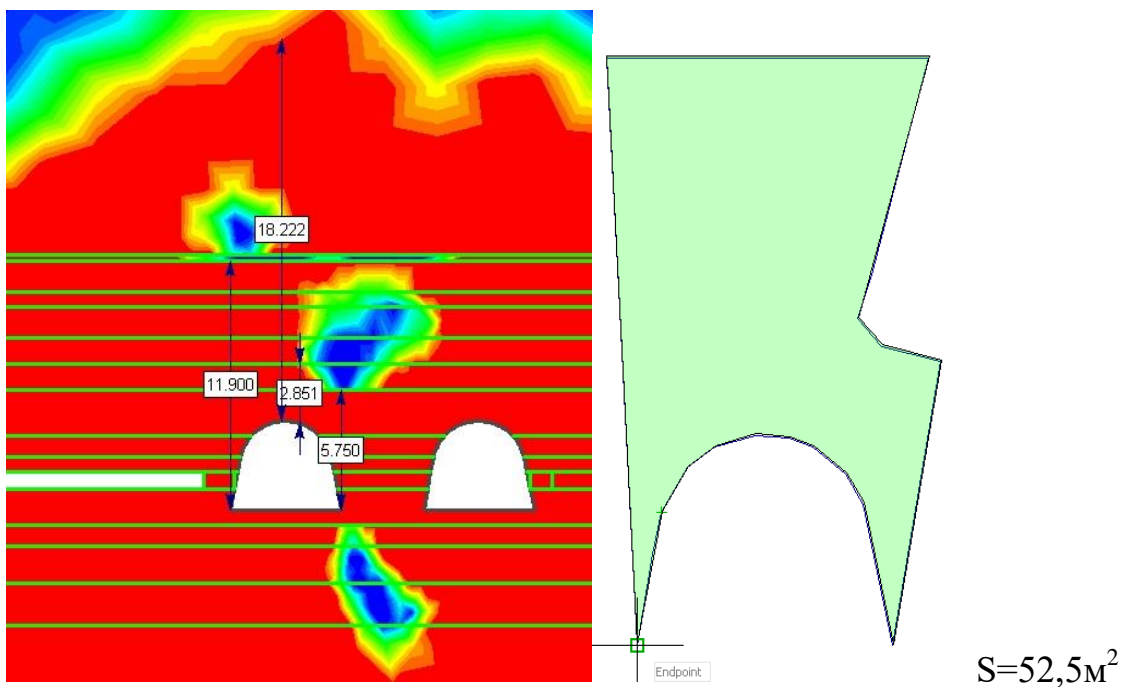


Рисунок 2.31 – Зона разрушения для ситуации: ширина бровки $l_{\text{бровки}}=1,5 \text{ м}$, жесткость бровки уменьшенная до $E_{\text{экв}}=0,5 \cdot E_{\text{max}}=2000 \text{ МПа}$

При этом нагрузка на крепь выработки составит 259,35 т/м.

При уменьшении размера бровки до $l_{бровки} = 1$ м и уменьшенной жесткости $E_{экв} = 0,5 * E_{max} = 2000$ МПа нагрузка на крепь выработки возрастает до 346,54 т/м, что говорит о совершенной невозможности удержания пород анкерами.

Одним из решений, направленных на повышение эффективности охраны выработки в районе окна лавы, является установка дополнительных стоек деревянной крепи от кровли угольного пласта до почвы выработки (рисунок 2.32).

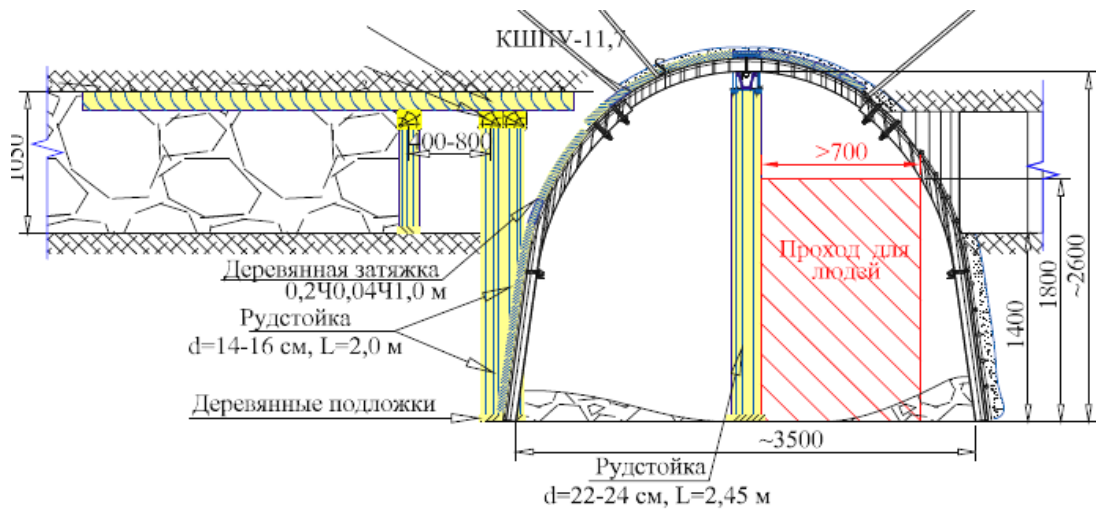


Рисунок 2.32 – Схема поддержания подготовительных выработок с установкой стойки от кровли пласта до почвы выработки

В соответствии с приведенными примерами в расчетную схему численной задачи введен дополнительный элемент, имитирующий установку жёсткой стойки от кровли пласта до почвы выработки (рисунок 2.33).

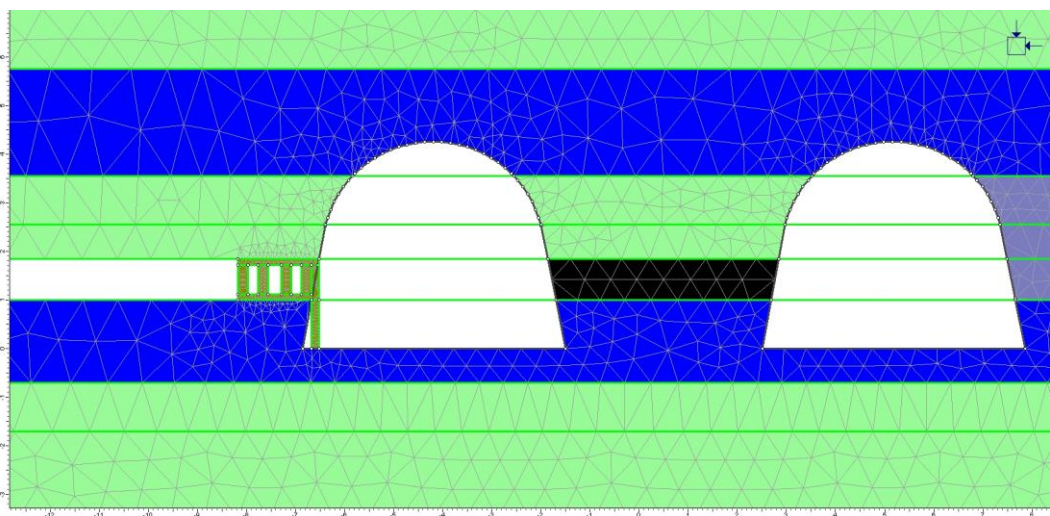


Рисунок 2.33 – Расчетная схема с учетом установки дополнительной стойки

При укреплении бровки дополнительными стойками от кровли пласта до почвы выработки можно прогнозировать уменьшение зоны разрушения над штреком до проектного значения уже при размере бровки $l_{бровки} = 1,5$ м (рисунок 2.34).

Дополнительный элемент жесткости снижает уровень напряжений над выработкой и способствует сохранению над ней зоны разгрузки даже после прохода лавы.

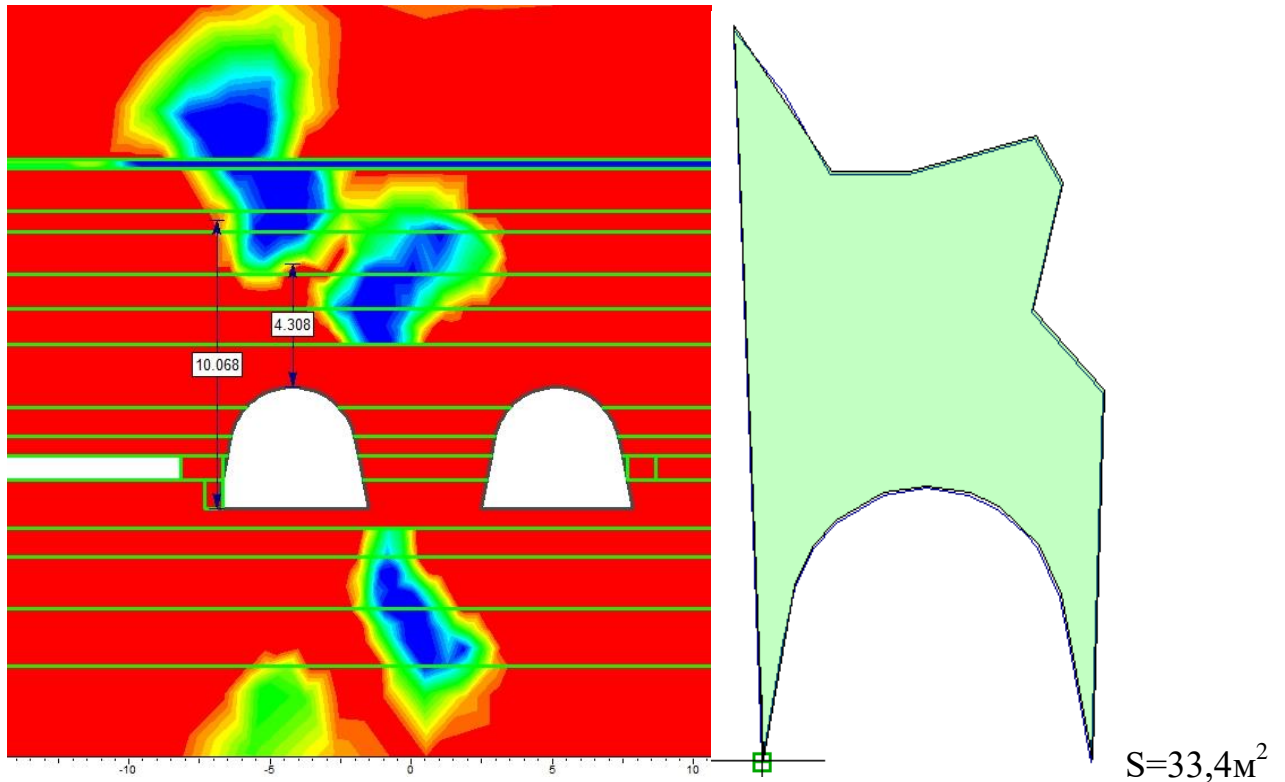


Рисунок 2.34 – Зона разрушения при укреплении бровки дополнительными стойками: ширина бровки $l_{бровки} = 1,5$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{эке} = E_{max} = 4000$ МПа)

Однако, при уменьшении ширины бровки до 1 м установка дополнительной стойки в почву выработки уже не может предотвратить увеличение зоны разрушения и нагрузки на крепь (рисунок 2.35).

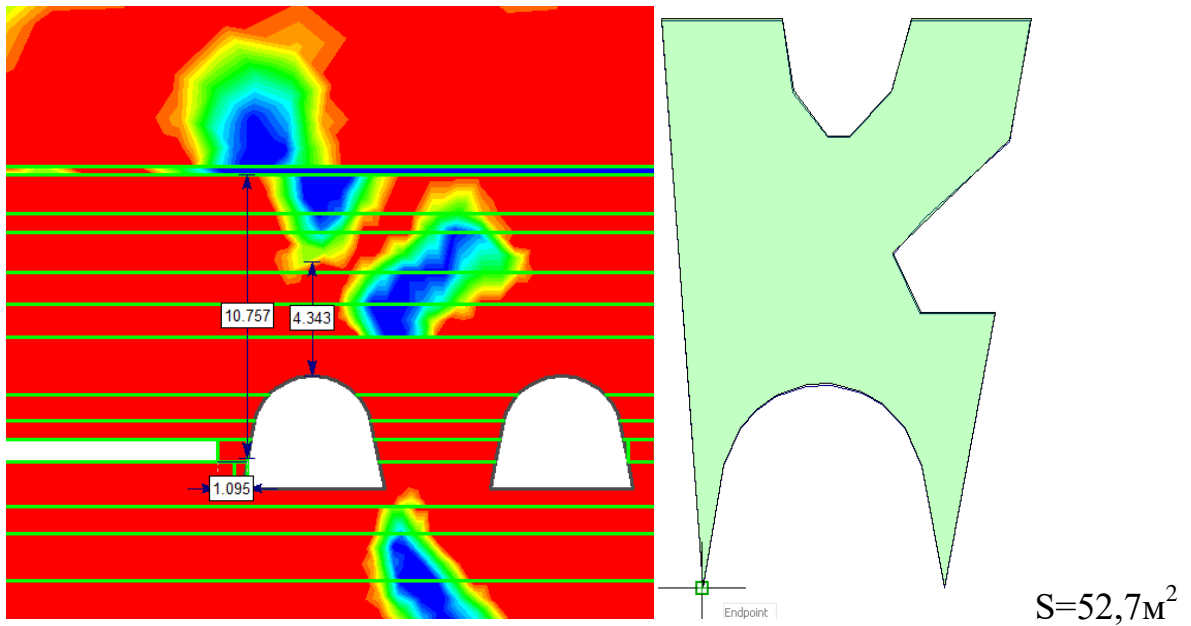


Рисунок 2.35 – Зона разрушения при укреплении бровки дополнительными стойками: ширина бровки $l_{бровки} = 1$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{экв} = E_{max} = 4000$ МПа)

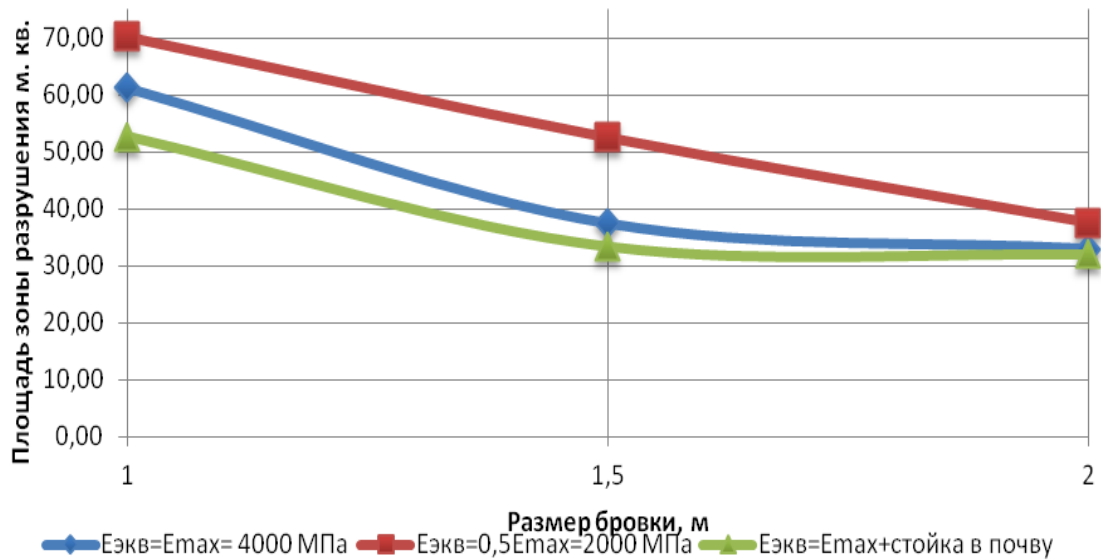
Результаты расчетов нагрузки от веса пород в зоне разрушения с учетом коэффициента динамичности приведены в таблице 2.5.

Таблица 2.5 – Размеры зон неупругих деформаций (ЗНД) и нагрузка на крепь

E	Ширина бровки, м	Площадь ЗНД, м. кв.	Q, т/м
$E_{экв} = E_{max} = 4000$ МПа	2	32,90	162,53
	1,5	37,35	184,51
	1	61,25	302,58
$E_{экв} = 0,5 * E_{max} = 2000$ МПа	2	37,60	185,74
	1,5	52,50	259,35
	1	70,15	346,54
$E_{экв} = E_{max} = 2000$ МПа с установкой стойки в почву выработки	2	32,10	158,08
	1,5	33,40	164,99
	1	52,70	260,33

Обобщение результатов моделирования для горизонта 470-490 м представлено на рисунке 2.36.

а)



б)

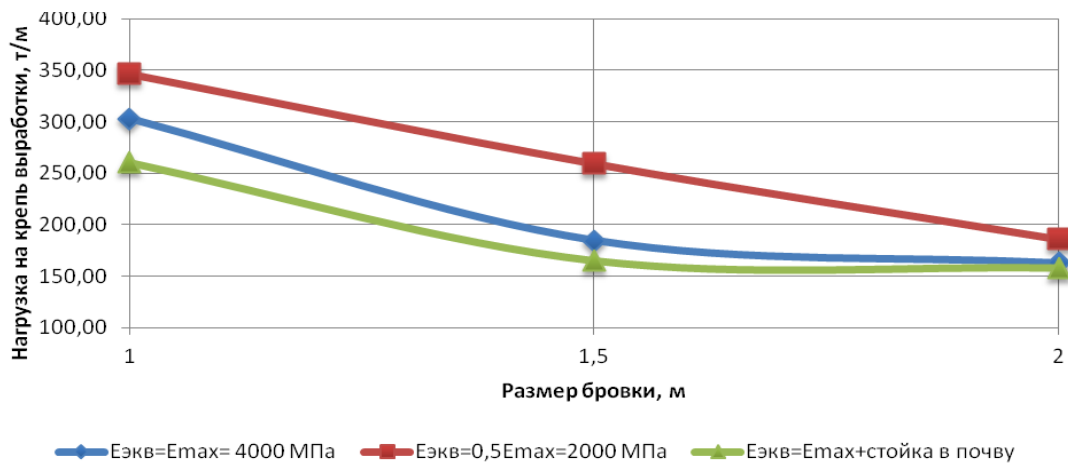


Рисунок 2.36 – Увеличение площади разрушения и нагрузки на крепь при уменьшении ширины бровки для различных значениях жесткости и при установке стойки в почву выработки (а); увеличение нагрузки на крепь при уменьшении ширины бровки для различных значений жесткости и при установке дополнительной стойки-опоры (б)

2.4.4. Анализ результатов численного моделирования для глубины 400 м

Расчеты, выполненные для глубины 390-400м, аналогичны предыдущим. Варьировалась ширина бровки и жесткость материала крепления. Из рисунка 2.37 видно, что при уменьшении глубины, на которой находится исследуемое сечение протяженной выработки, при широкой бровке ($l_{бровки} = 2\text{м}$) размер зоны разрушений уменьшается до величины $19,77 \text{ м}^2$, что соответствует нагрузке на крепь 97 т/м . Эта величина в 1,65 раз меньше той, что имеет место на глубине 470-490 м.

На глубине 400 м уменьшение ширины бровки до величин 1,5 м и 1,0 м не вызывает резкого приращения зоны разрушения и нагрузки на крепь (рисунок 2.38, рисунок 2.39).

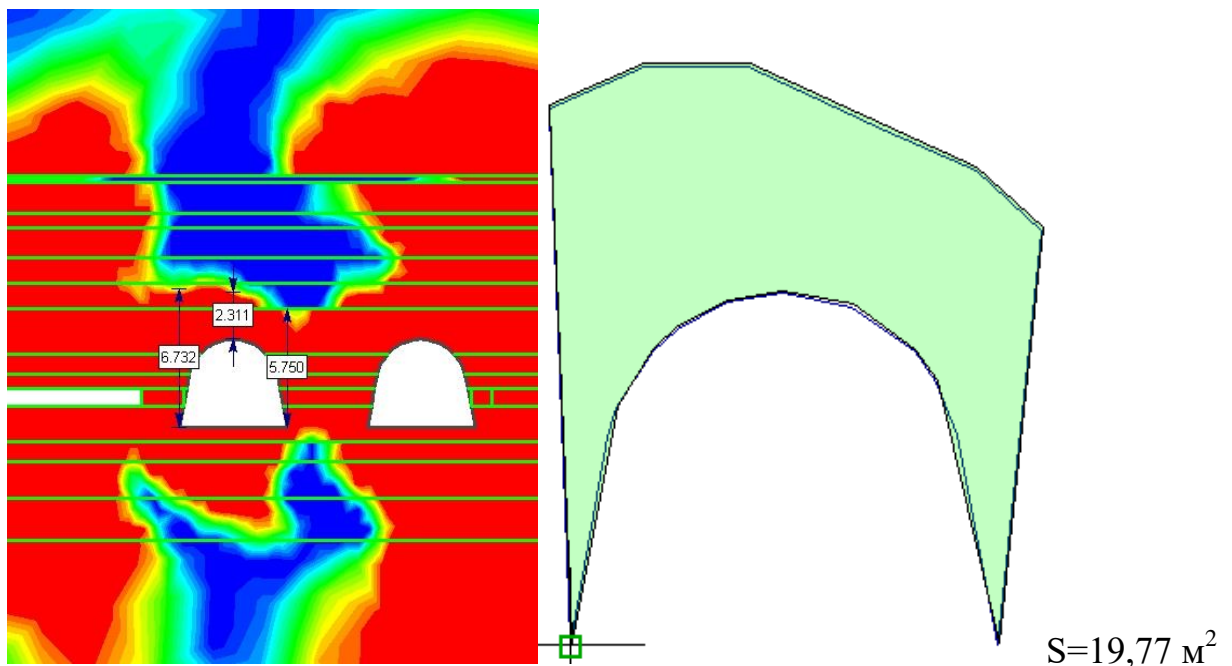


Рисунок 2.37 – Зона разрушения при ширине бровки $l_{бровки} = 2 \text{ м}$ и жесткости охранного элемента максимальная ($E_{эке} = E_{max} = 4000 \text{ МПа}$)

Площади этих зон и величины нагрузки на крепь не превышают «проектных» величин (33 м^2 и 160 т/м соответственно), хотя очевидно, что недостаточная ширина бровки обуславливает неравномерность нагружения крепи. В зоне раз-

грузки находится только левый борт выработки. Породы над правым бортом и в районе бровки охвачены разрушением на высоту 7-8 м. Причем, при ширине бровки 1 м зона разрушений практически не отодвигается в сторону массива и почти смыкается с зоной разрушения над ранее отработанной лавой (рисунок 2.39).

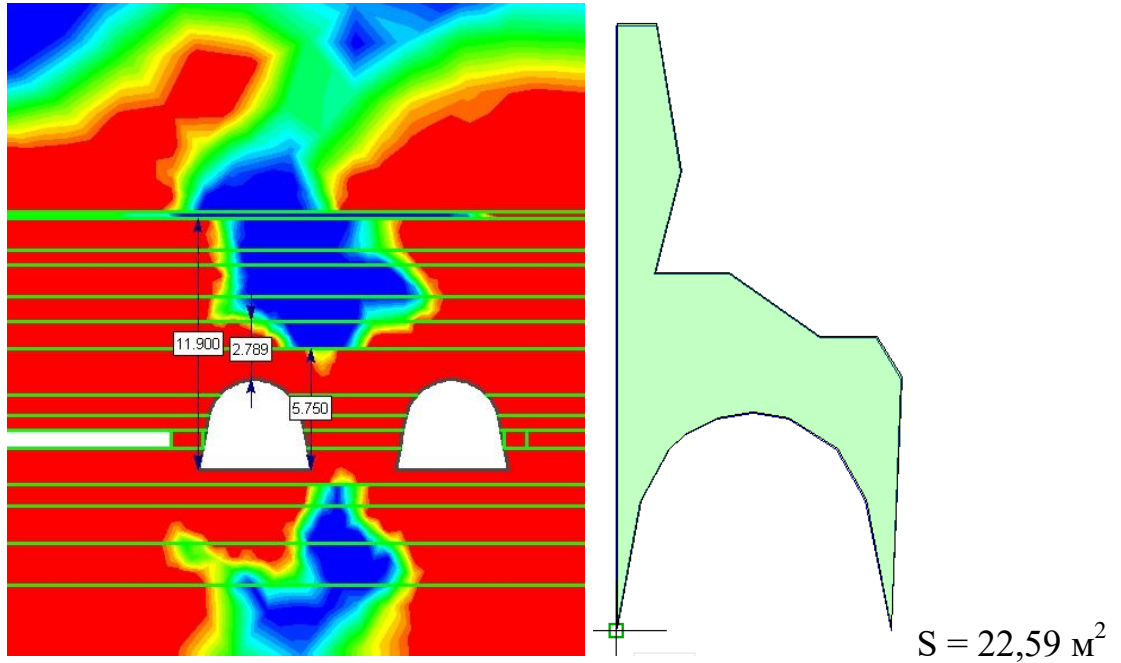


Рисунок 2.38 – Зона разрушения для ситуации: ширина бровки $l_{бровки} = 1,5$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{экр} = E_{max} = 4000$ МПа)

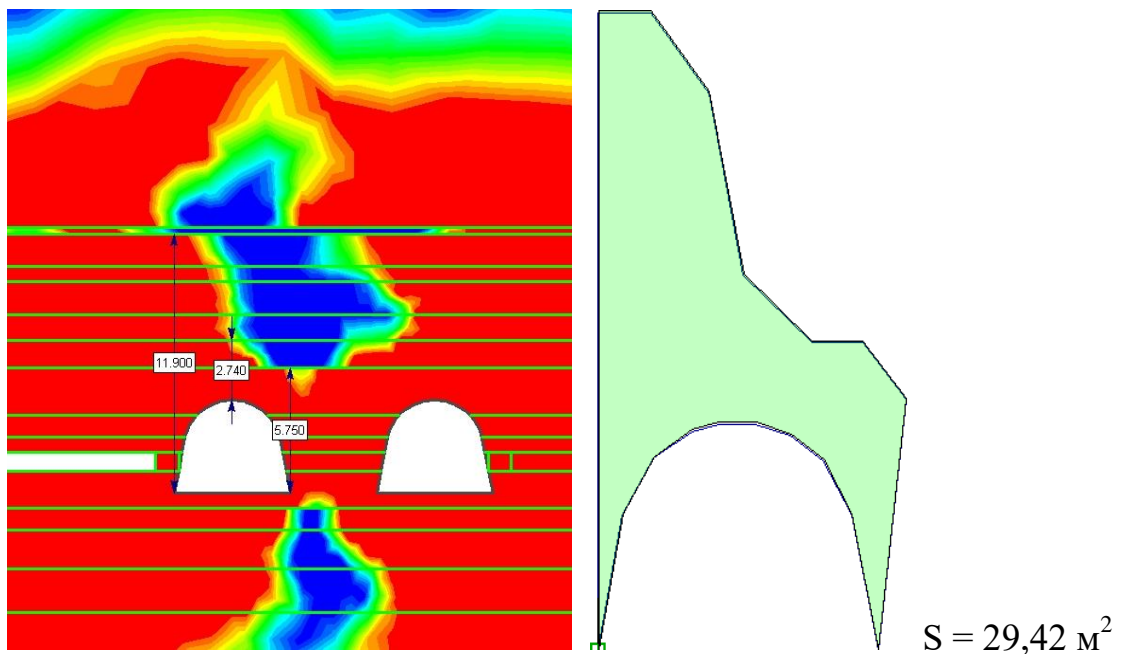


Рисунок 2.39 – Зона разрушения для ситуации: ширина бровки $l_{бровки} = 1$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{экр} = E_{max} = 4000$ МПа)

Укрепление бровки путем установки стойки в почву выработки на рассматриваемой глубине 390-400 м дает ощутимый результат даже при ширине бровки 1,5 м (рисунок 2.40). На рисунке 2.39 видно, что в этом случае имеет место зона разгрузки над выработкой. При уменьшении ширины бровки $l_{бровки}$ до 1 м эффект установки стойки в почву снижается (рисунок 2.41).

Обобщение результатов расчетов приведено в таблице 2.6 и на графике рисунка 2.42.

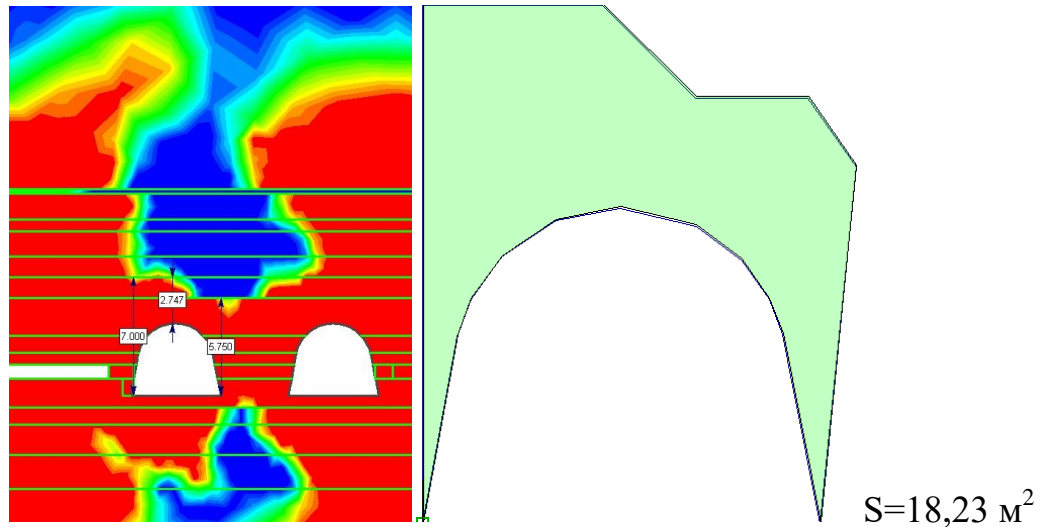


Рисунок 2.40 – Зона разрушения при укреплении бровки стойками до почвы выработки: ширина бровки $l_{бровки}=1,5$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{экр}=E_{max}=4000$ МПа)

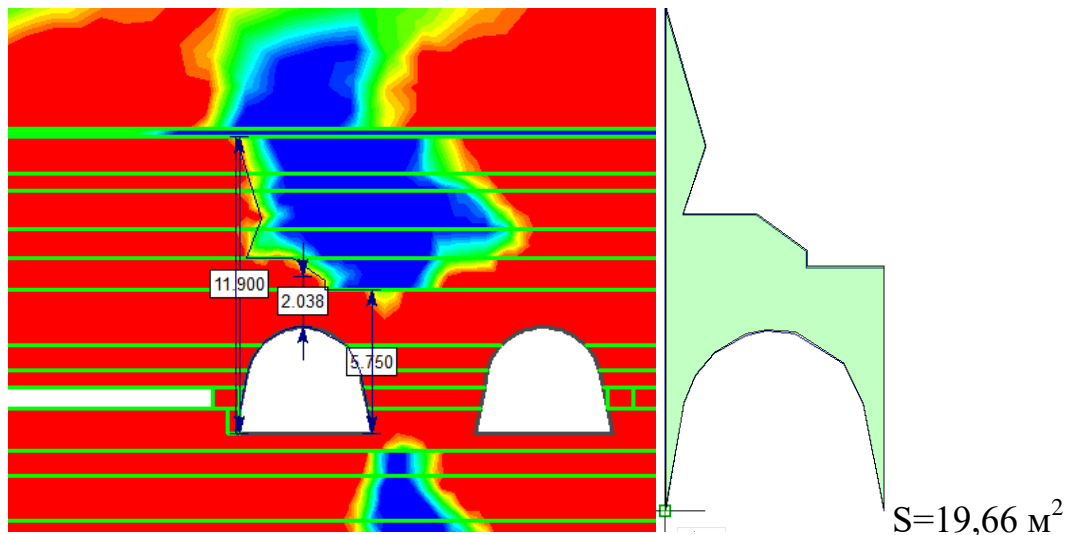
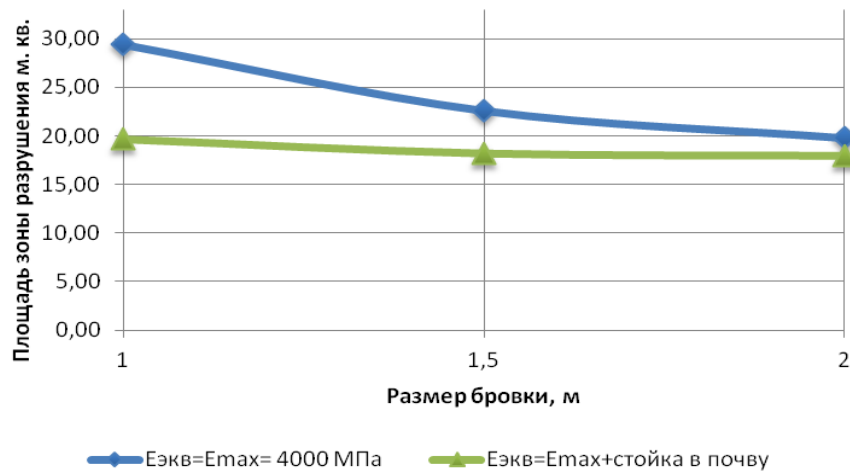


Рисунок 2.41 – Зона разрушения при укреплении бровки стойками до почвы выработки: ширина бровки $l_{бровки}=1$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{экр}=E_{max}=4000$ МПа)

Таблица 2.6 – Размеры зон неупругих деформаций (ЗНД) и нагрузка на крепь

E	Ширина бровки, м	Площадь ЗНД, м. кв.	Q , т/м
$E_{экр} = E_{max} = 4000 \text{ МПа}$	2	19,77	97,66
	1,5	22,59	111,59
	1	29,42	145,33
$E_{экр} = E_{max} = 2000 \text{ МПа}$ с установкой дополнительной стойки в почву выработки	2	18,00	88,92
	1,5	18,23	90,06
	1	19,66	97,12

а)



б)

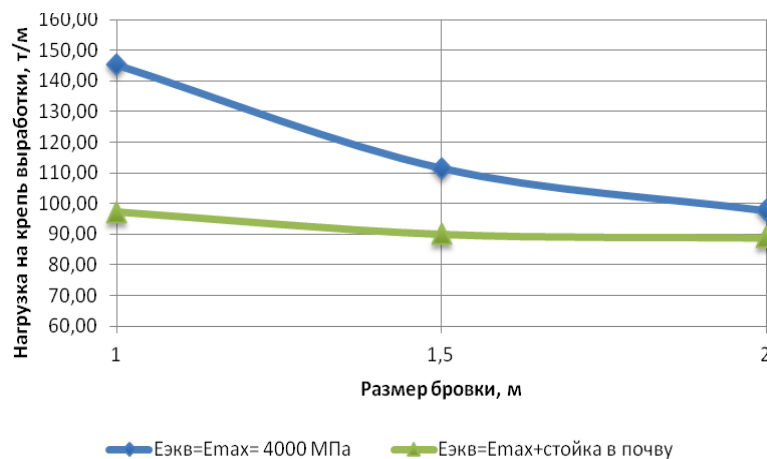


Рисунок 2.42 – Изменение размеров зон разрушения при различной ширине бровки $l_{бровки}$ (а); изменение нагрузки на крепь при различной ширине бровки $l_{бровки}$ (б)

2.4.5. Анализ результатов численного моделирования для глубины 350 м

Для глубины 350 м обеспечение зоны разгрузки над присечной выработкой возможно при ширине бровки $l_{бровки} = 1,5$ м при ее достаточной жесткости (рисунок 2.43).

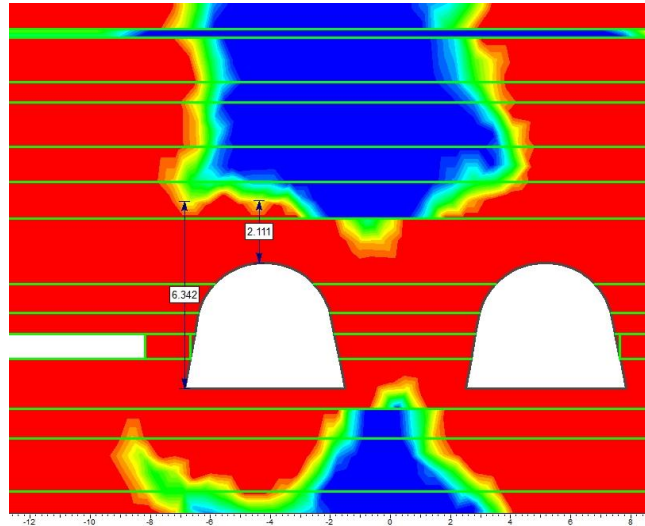


Рисунок 2.43 – Зона разрушения размере бровки $l_{бровки} = 1,5$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{экв} = E_{max} = 4000$ МПа), $H = 350$ м

Такой же эффект достигается при бровке шириной $l_{бровки} = 1$ м и установке дополнительной стойки от кровли пласта до почвы выработки (рисунок 2.44)

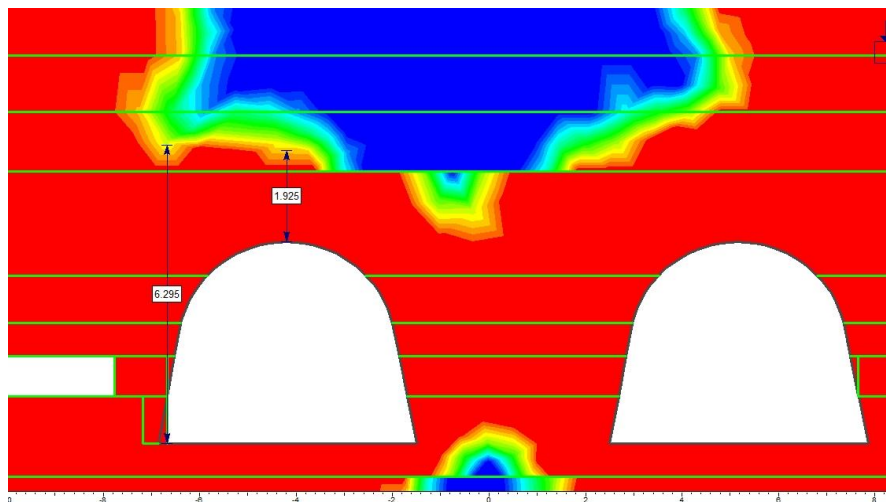


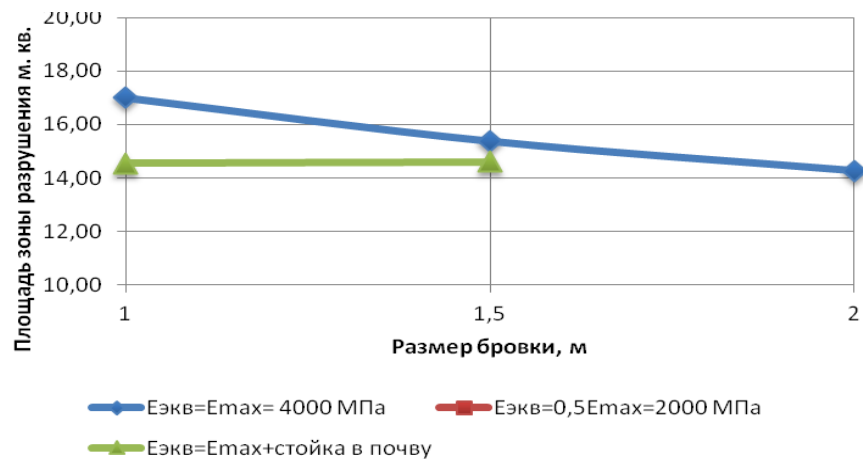
Рисунок 2.44 – Зона разрушения при укреплении бровки дополнительными стойками: размер бровки $l_{бровки} = 1$ м, жесткость бровки максимальная ($E_{экв} = E_{max} = 4000$ МПа)

Результаты расчетов обобщены в таблица 2.7 и на графике рисунка 2.45 а,б.

Таблица 2.7 – Размеры зон неупругих деформаций (ЗНД) и нагрузка на крепь

E	Ширина бровки, м	Площадь ЗНД, м. кв.	Q , т/м
$E_{эkv} = E_{max} = 4000 \text{ МПа}$	2	14,27	70,49
	1,5	15,38	75,98
	1	17,01	84,03
$E_{эkv} = E_{max} = 2000 \text{ МПа}$ с установкой дополнительной стойки	1,5	14,6	72,124
	1	14,55	71,877

а)



б)

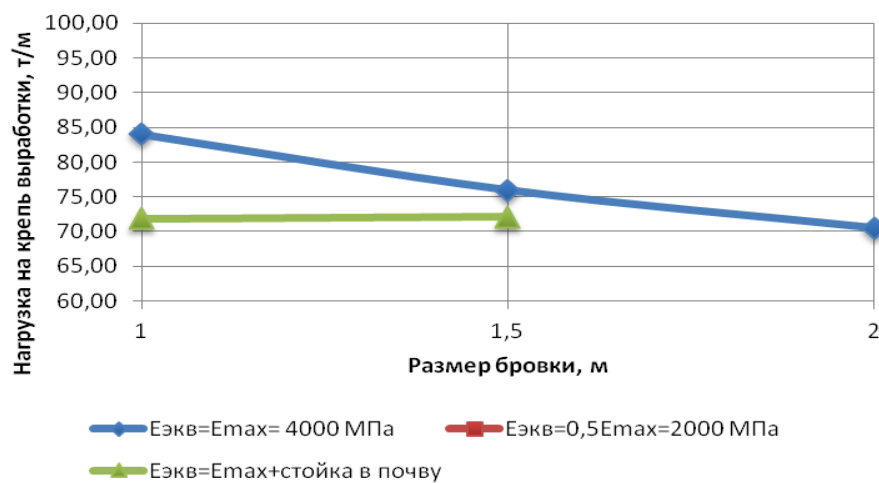


Рисунок 2.45 – Изменение размеров зон разрушения при различной ширине бровки $l_{бровки}$ (а); изменение нагрузки на крепь при различной ширине бровки $l_{бровки}$ (б)

Таким образом, обобщая результаты численного моделирования геомеханической системы «лава-парные выработки», можно сделать вывод о том, что жёсткость охранного элемента существенно влияет на параметры области разрушенных пород в кровле выработки и, как следствие, на устойчивость выработки. При этом установка дополнительной стойки между кровлей пласта и почвой выработки позволяет увеличить жёсткость охранной конструкции и уменьшить ширину бровки, закрепленной органной крепью на 0,5-1,0 м.

2.5. Оценка работоспособности анкерной системы в присечной выработке

На рисунок 2.46 показана инсталляция в приконтурный породный массив паспортного количества обычных сталеполимерных анкеров и одного канатного при ширине закреплённой части бровки равной 2 м и максимальной её жесткости для базового варианта (см. рисунок 2.7). При средней глубине расположения выработки 460 м

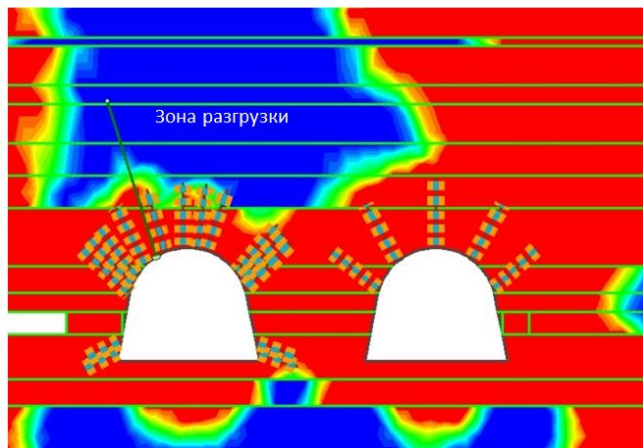


Рисунок 2.46 – Стабилизация зон разрушения над 167-м бортовым штреком при установке анкеров при $l_{бровки} = 2$ м (глубина разработки $H=490-430$ м, средняя $H_{ср} = 460$ м)

При указанной ширине и жесткости бровки инсталляция паспортного количества анкеров стабилизирует развитие зоны разрушений на уровне 1,5-1,8 м по нормали к напластованию. Канатный анкер полностью контактирует с породами, не охваченными разрушениями (рисунок 2.46).

При уменьшении ширины бровки до $l_{бровки}=1,5$ м зона разгрузки над присечной выработкой уменьшается, увеличивается область разрушенных пород вокруг выработки (площадь области разрушенных пород составляет $S=37,5\text{м}^2$). Нагрузка на крепь при этом увеличивается до 185 т/м, что больше «проектной» величины (162-164 т/м).

При дальнейшем уменьшении ширины бровки до $l_{бровки}=1,0$ м зона разгрузки исчезает полностью (рисунок 2.47), а область разрушения увеличивается до размеров $S=60,25\text{м}^2$. При этом нагрузка на крепь достигает 300 т/м и не может быть компенсирована только анкерной крепью.

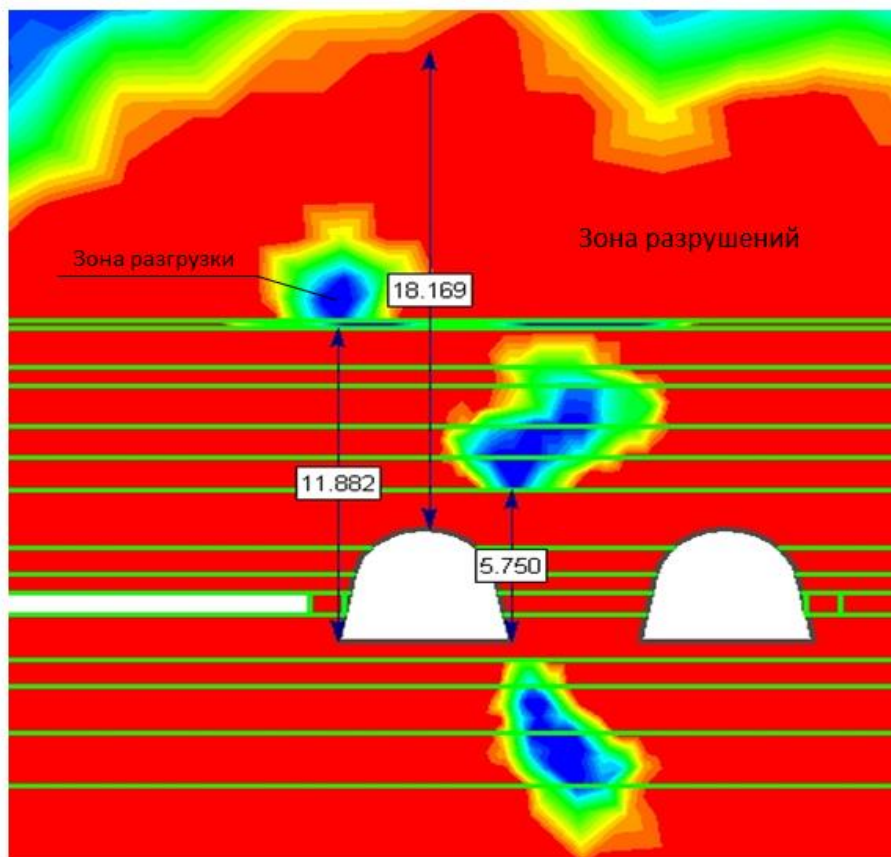


Рисунок 2.47 – Область разрушенных пород вокруг незакрепленной выработки при ширине бровки $l_{бровки} = 1,0$ м; (глубина разработки $H=490-430$ м, средняя $H_{cp} = 460$ м)

В этом случае установка анкеров не препятствует развитию зоны разрушения в той части приконтурного массива, где присечная выработка сопрягается с лавой (рисунок 2.48). Канатный анкер взаимодействует с массивом в разрушенной зоне и не выполняет своих функций.

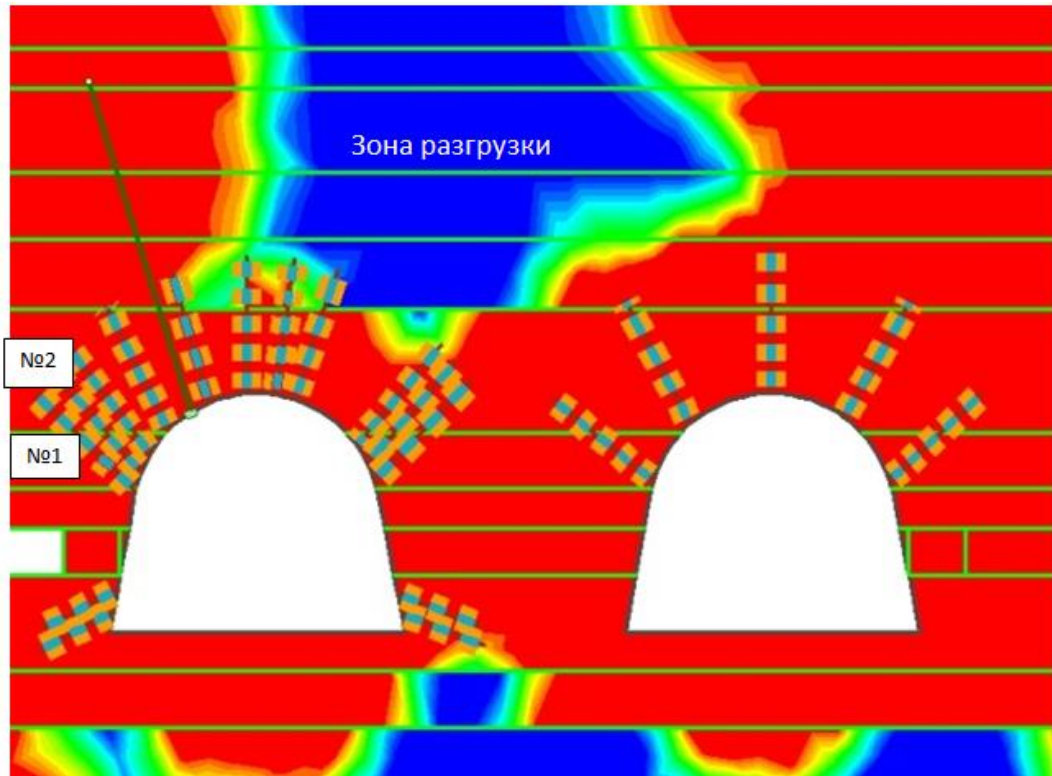
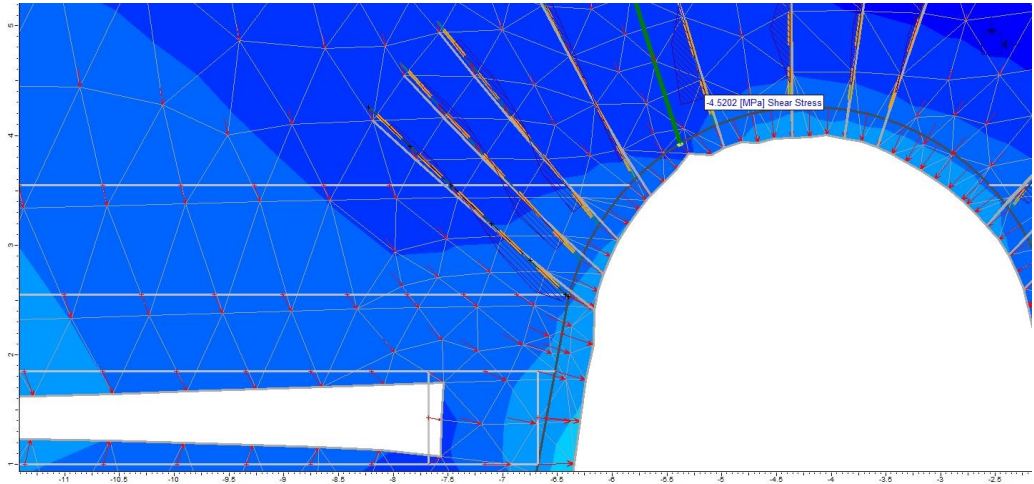


Рисунок 2.48 – Установка анкеров не уменьшает зоны разрушения над 167-м бортовым штреком при $l_{\text{бровки}} = 1$ м (глубина разработки $H=490-430$ м, средняя $H_{\text{ср}} = 460$ м)

Анкеры № 1 и № 2 (см. рисунок 2.7), ответственные за удержание борта выработки со стороны лавы, при малой ширине бровки функционируют в наиболее неблагоприятных условиях. Это следует из анализа эпюр касательных напряжений в указанных анкерах (№ 1, № 2), полученных при решении задачи о взаимодействии анкеров с породным массивом (рисунок 2.49).

a)



б)

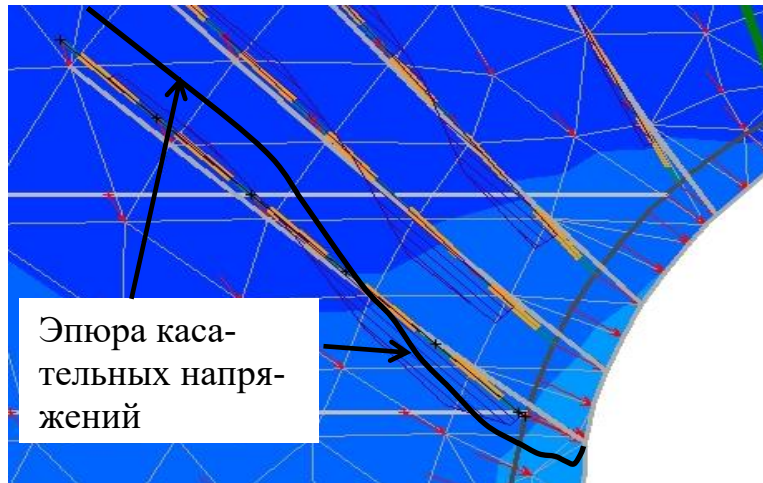


Рисунок 2.49 – Анкер как структурный элемент, взаимодействующий с массивом: а) конечно-элементная сетка, векторы смещений; б) эпюра касательных напряжений в анкере

Касательные напряжения по длине анкера существенно различаются в зависимости от размера бровки (рисунки 2.50, 2.51). При ширине бровки 2,0 м касательные напряжения хотя и достигают 4,3 мПа (анкер №1) вблизи контура выработки, но сохраняют знак по всей длине анкера, уменьшаясь по величине по мере удаления от контура выработки. При уменьшении ширины бровки до 1,0 м эпюра касательных напряжений кардинально меняется. Имея максимум на контуре выработки, напряжения убывают, и на удалении 1,0-1,3 м от контура выработки ме-

няют знак на противоположный. Это говорит о различном направлении перерезывающей силы, действующей в различных сечениях анкера, что может привести к срезу анкера в опасном сечении.

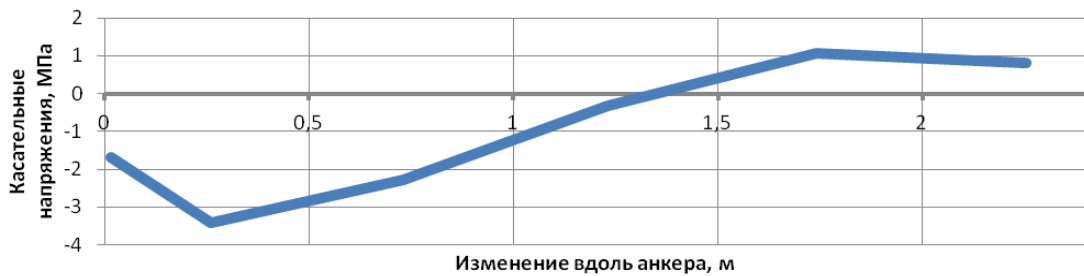
Известно [202], что основные прочностные характеристики: пределы прочности на одноосное сжатие, растяжение и сдвиг связаны соотношением

$$R_{\tau} = 0,5\sqrt{R_c R_p}$$

Сталь одинаково сопротивляется растяжению и сжатию. Тогда получим:

$$R_{\tau} = 0,5R_c = 0,5R_p$$

а)



б)

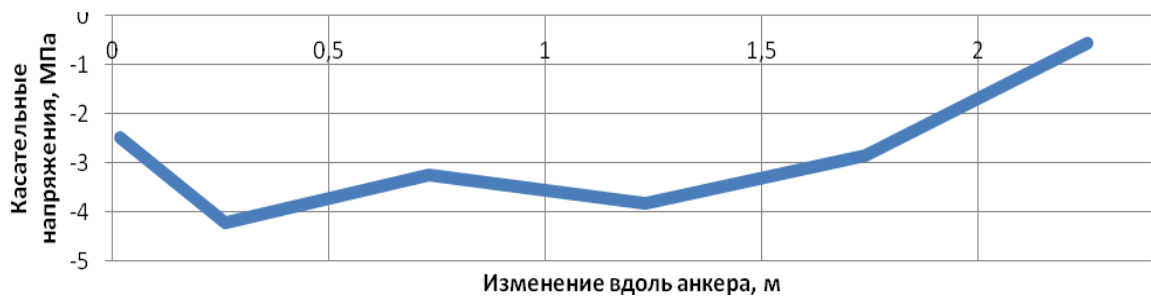
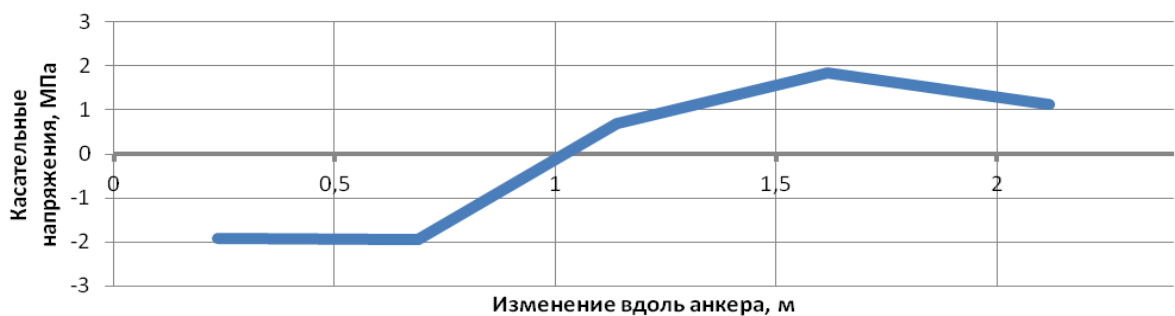


Рисунок 2.50 – Распределение касательных напряжений вдоль анкера № 1:

а) бровка 1 м; б) бровка 2 м

а)



б)



Рисунок 2.51 – Распределение касательных напряжений вдоль анкера № 2:

а) бровка 1 м; б) бровка 2 м

Следовательно, сопротивляемость металлического стержня касательным напряжением в 2,0 раза меньше сопротивляемости растяжению. Можно предположить, что при размере бровки 1 м анкеры со стороны 167-й лавы не выполняют свою функцию, поскольку весьма вероятно их разрушение путём среза.

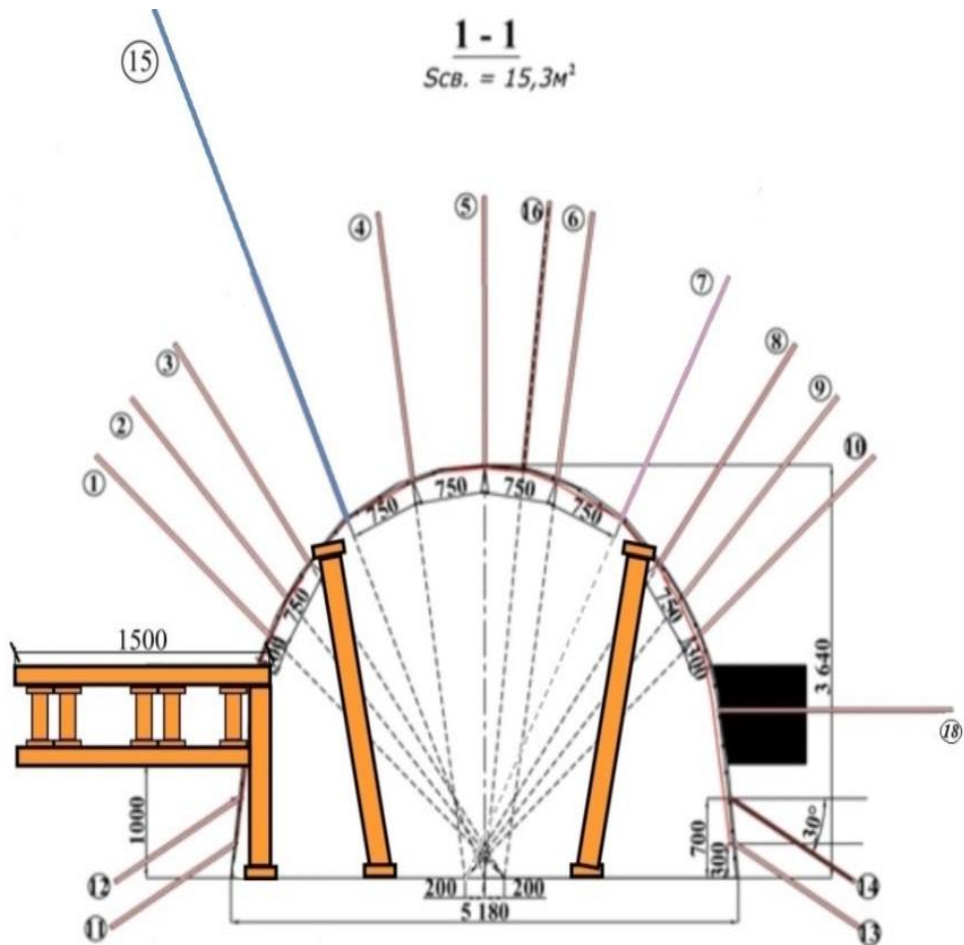


Рисунок – 2.52 Поддержание присечной выработки анкерами с установкой дополнительной стойки

Таким образом, расчеты показывают, что на глубине 490-430 м поддержание присечной выработки за лавой «чисто» анкерной крепью возможно только при выкладывании бровки длиной не менее 2,0 м с максимальной жесткостью (не менее 40 % пространства после выемки угля должно быть заполнено деревянными охранными элементами).

Ширина бровки может быть, однако, уменьшена путем установки дополнительных деревянных стоек до почвы выработки (рисунок 2.52). Таким образом, создается дополнительная опора при сопряжении штрека с выработанным пространством лавы, что особенно важно на участках, закрепленных только анкерами.

При укреплении бровки стойками от кровли пласта до почвы выработки можно прогнозировать снижение нагрузки на крепь до проектного значения уже при ширине бровки $l_{бровки} = 1,5$ м. Из рисунка 2.53 видно, что дополнительный элемент жесткости даже при незакрепленной выработке способствует сохранению над ней зоны разгрузки.

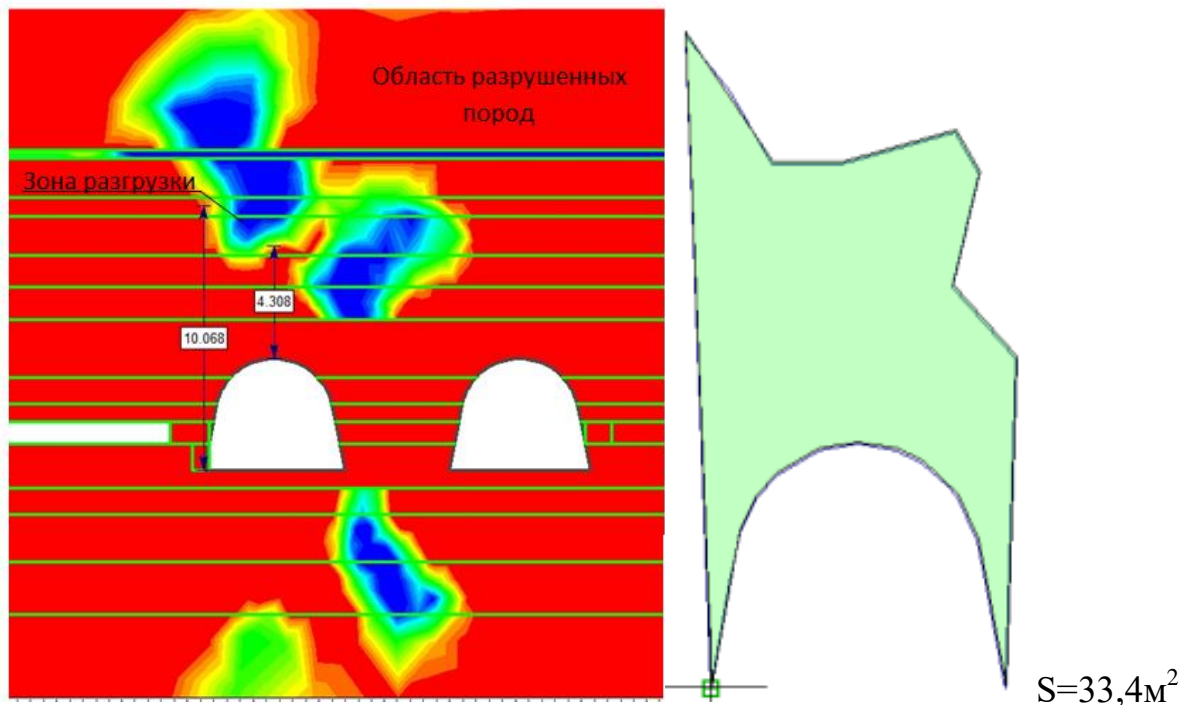


Рисунок 2.53 – Область разрушенных пород вокруг незакрепленной выработки при ширине бровки $l_{бровки} = 1,5$ м; и установке дополнительной стойки (глубина разработки $H=490-430$ м, средняя $H_{cp} = 460$ м);

Область разрушенных пород вокруг выработки распространяется на 4,3 м по нормали к напластованию. Площадь области разрушенных пород непосредственно над выработкой составляет 33,4 м², а нагрузка на крепь – 165 т/м, то есть нагрузка на крепь практически не превышает «проектного» значения.

Закрепление пород анкерами при установке стойки до почвы выработки и ширине бровки $l_{бровки} = 1,5$ стабилизирует развитие области разрушенных пород над присечной выработкой на уровне 1,8-2,0 м по нормали к напластованию. Из рисунка 2.53 следует, что канатный анкер в этом случае взаимодействует с ненарушенными породами, что является необходимым условием его эффективной работы.

Таким образом, установка стойки в почву выработки и формирование бровки шириной $l_{бровки} = 1,5$ м дает геомеханическую картину, аналогичную той, что имеет место при обычной бровке (стойки установлены только в почву пласта) шириной $l_{бровки} = 2,0$ м (рисунок 2.54).

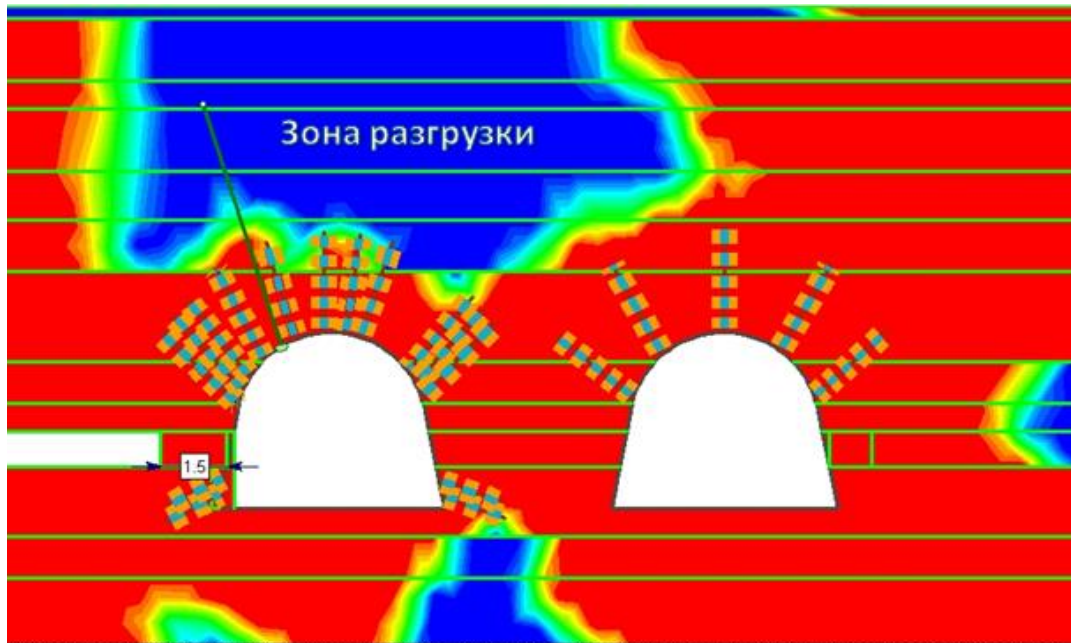


Рисунок 2.54 – Стабилизация зон разрушения над 167-м бортовым штреком при установке анкеров и дополнительной стойки в почву выработки при $l_{бровки} = 1,5$ м (глубина разработки $H = 490-430$ м, средняя $H_{ср} = 460$ м)

Дополнительная опора в виде стойки до почвы выработки улучшает работу анкеров, расположенных над выработанным пространством лавы. Анализ эпюр

касательных напряжений анкеров № 1, № 2 показывает, что ни в одном из них не происходит смена знака напряжений, то есть не возникают перерезывающие силы противоположного направления (рисунок 2.55). Это говорит о том, что вероятность среза анкера невелика, и они выполняют свою функцию по стабилизации смещений пород в выработку. В других анкерах касательные напряжения также не меняют знак, а величины нормальных напряжений свидетельствуют о том, что анкеры не исчерпывают своей несущей способности.

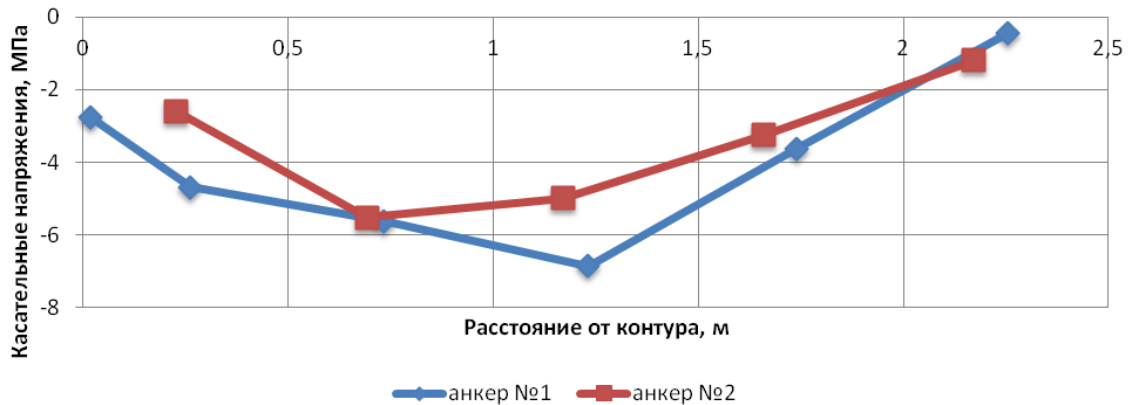


Рисунок 2.55 – Распределение касательных напряжений вдоль анкеров № 1 и № 2 при установке стойки в почву выработки и при $l_{бровка}=1,5$ м; (глубина разработки $H=490-430$ м, средняя $H_{cp}=460$ м);

Если при использовании дополнительной стойки до почвы выработки уменьшить ширину бровки до $l_{бровка}=1,0$ м, ситуация ухудшится. Увеличится область разрушенных пород, которая не будет в достаточной мере стабилизирована установкой анкеров (рисунок 2.56). Канатный анкер в этом случае частично взаимодействует с породами в области разрушения, что снижает эффективность его работы. Эпюра касательных напряжений вдоль анкеров № 1 и № 2 в этом случае (то есть при $l_{бровка}=1,0$ м) имеет максимум на расстоянии 0,75 м от контура выработки (рисунок 2.57). Затем напряжения убывают и почти в донной части анкера (на удалении 2,0-2,2 м от контура выработки) меняют знак на противоположный. Как указывалось выше, это говорит о различном направлении перерезывающей силы, действующей в различных сечениях анкера, что может привести к срезу ан-

кера. В данном случае такая опасность существует только на конце анкера в глубине массива.

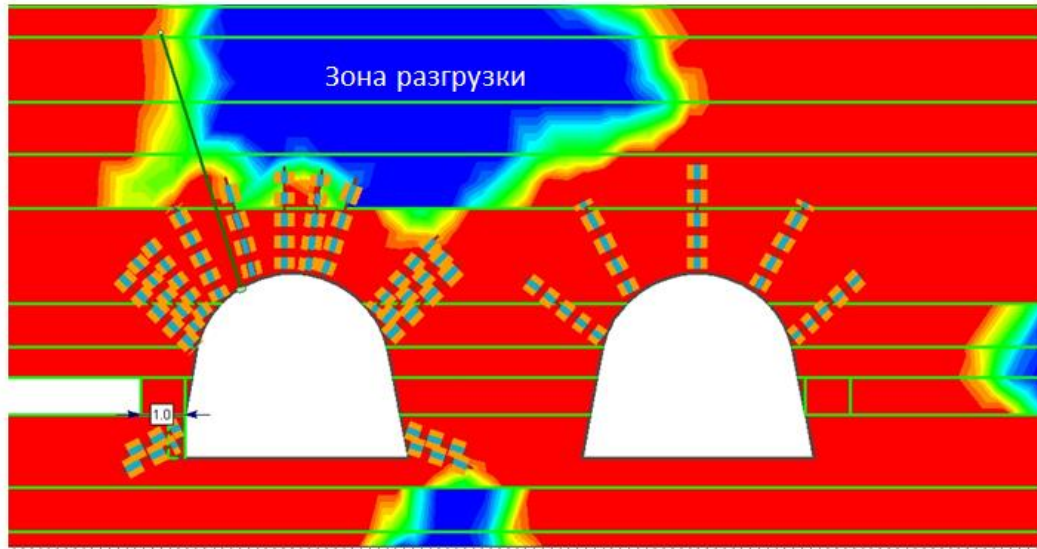


Рисунок 2.56 – Частичная стабилизация зон разрушения над 167-м бортовым штреком при установке анкеров и дополнительной стойки при $l_{\text{бровки}} = 1,0$ м (глубина разработки $H=490-430$ м, средняя $H_{\text{ср}} = 460$ м)

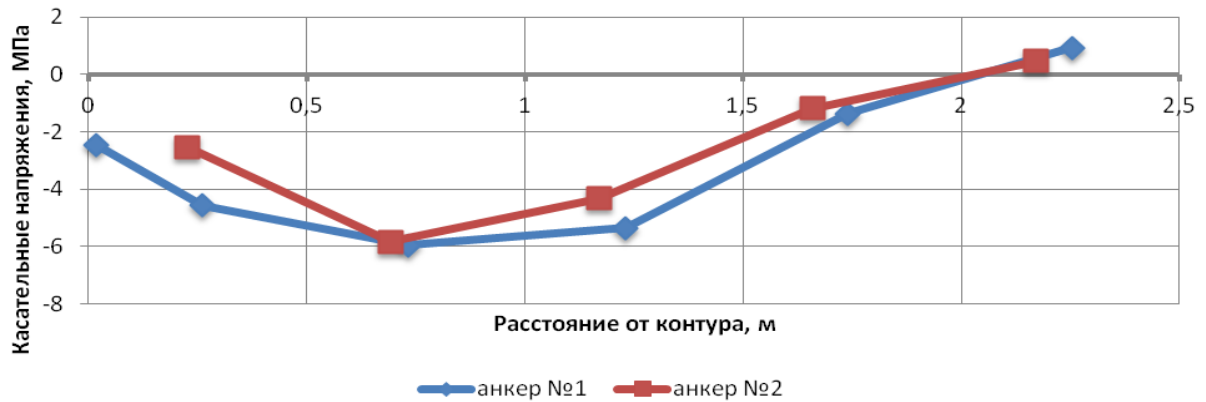


Рисунок 2.57 – Распределение касательных напряжений вдоль анкеров № 1 и № 2 при установке дополнительной стойки при $l_{\text{бровки}} = 1,0$ м; (глубина разработки $H=490-430$ м, средняя $H_{\text{ср}} = 460$ м);

Таким образом, даже при минимальной ширине бровки $l_{\text{бровки}} = 1,0$ м очевиден положительный эффект от установки дополнительной стойки от кровли угольного пласта до почвы выработки, хотя в меньшей степени чем при ширине бровки $l_{\text{бровки}} = 1,5$ м.

Анализ влияния ширины бровки и жесткости охранного элемента на состояние породного массива вокруг 167-го бортового штрека после прохода лавы выполнен также для участков выработки, находящихся на «верхних» пикетах (глубина расположения выработки 370-310 м при средней глубине $H_{cp} = 340$ м) и «средних» пикетах (глубина расположения выработки 430-370 м при средней глубине $H_{cp} = 400$ м).

На рисунок 2.58 показана нагрузка на крепь выработки в зависимости от глубины расположения выработки и ширины бровки при обычном заполнении деревянными материалами пространства на месте извлеченного целика угля (при установке деревянных элементов до почвы пласта). Пунктирной горизонтальной линией показана «проектная» нагрузка (164 т/м).

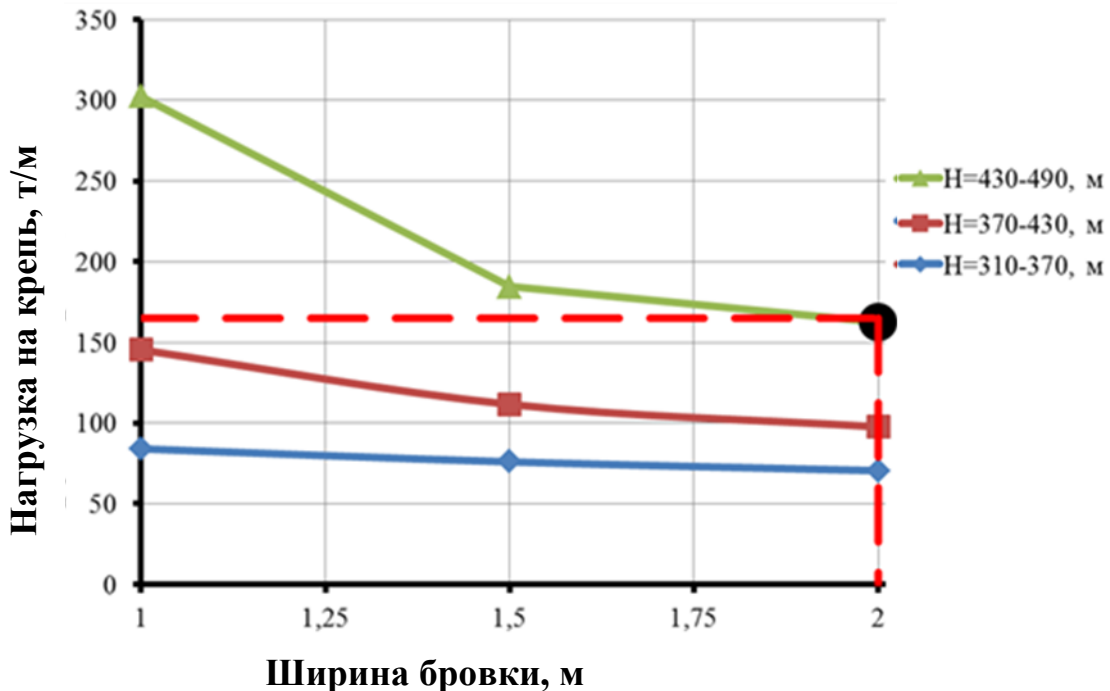


Рисунок 2.58 – Нагрузка на крепь выработки в зависимости от ширины бровки при различной глубине расположения выработки (обычная бровка с установкой дополнительной стойки)

Из графика видно, что проектная нагрузка на крепь от веса пород в области неупругих деформаций, на глубине 490-430 м может быть компенсирована «чисто» анкерной крепью только при условии, что ширина бровки составляет не ме-

нее $l_{\text{бровки}}=2,0$ м. При меньших размерах бровки нагрузка на крепь превышает проектную и не может быть компенсирована только системой анкеров.

Для участков выработки, расположенных на глубинах, меньших 400 м, нагрузка на крепь для всех рассмотренных вариантов ширины бровки остается ниже проектной. Таким образом, она может быть компенсирована системой анкеров при ширине бровке $l_{\text{бровки}}=1,5 - 1,0$ м.

На рисунок 2.59 приведен график изменения нагрузки на крепь при формировании охранного элемента с установкой дополнительной стойки от кровли угольного пласта до почвы выработки.

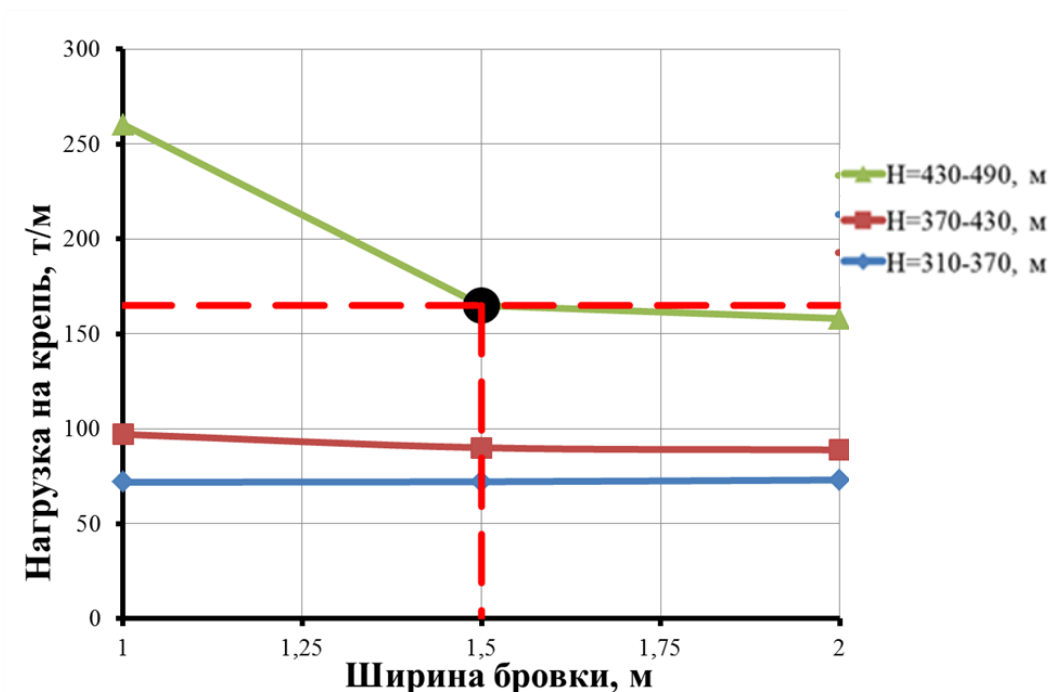


Рисунок 2.59 – Нагрузка на крепь выработки в зависимости от ширины бровки при различной глубине расположения выработки (элемент охраны включает дополнительную стойку)

Анализ графиков показывает, что при установке дополнительной стойки можно компенсировать проектную величину нагрузки на крепь на глубине 490-430 м при ширине бровки $l_{\text{бровки}}=1,5$ м.

На участках выработки, расположенных на глубине, меньшей 400 м, установка стойки до почвы выработки совместно с бровкой шириной $l_{\text{бровки}}=1,0$ м со-

здает достаточно жесткую конструкцию для компенсации давления пород в области неупругих деформаций.

На основании выполненных исследований можно сформулировать следующие выводы:

1) для «нижних» участков 167-го бортового штрека, находящихся на глубине, большей 400 м, обеспечение заданного отпора (162-164 т/м) может быть достигнуто двумя путями:

- выкладыванием бровки шириной $l_{бровки}=2,0$ м обычным способом в пределах извлеченного целика угля с установкой деревянных элементов в почву пласта;
- выкладыванием бровки шириной $l_{бровки}=1,5$ м с установкой дополнительной стойки в почву выработки;

2) для участков выработки, глубина расположения которых меньше 400 м, ширина бровки может быть уменьшена до величины $l_{бровки}=1,5-1,0$ м при условии достаточной жесткости заполняемого пространства на месте извлеченного целика угля.

2.6. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности геомеханической системы «лава-выработки», содержащей элементы «зонтичной» крепи

Положительный опыт создания «зонтичных» конструкций в системах комбинированной крепи имеется для условий шахты «Степная» ПСП ШУ «Першотравенское». Как способ укрепления вмещающих пород борта монтажной камеры со стороны подхода 165-й струговой лавы в качестве элементов «зонта» служат стандартные шахтные рельсы длиной 6,1 метра. При этом породы кровли,

которые подвергаются сильному разрушению при подходе лавы, дополнительно укрепляются полиуретановой смолой «Беведол – Беведан» компании «Минова». Смола «Беведол – Беведан» состоит из двух жидких компонентов, которые в объемном соотношении 1:1 при помощи насоса подаются отдельно по шлангам, перемешиваются в смесителе и через анкерную систему и герметизатор нагнетаются в массив. При контакте с водой реакция вспенивания полимерной смеси протекает со значительным увеличением объема полимерного состава.

Область применения смол «Беведол – Беведан»:

- упрочнение пород кровли в очистных и подготовительных забоях;
- упрочнение неустойчивых и нарушенных горных пород;
- тампонаж горного массива для уменьшения газопроницаемости;
- анкерование горных пород с упрочнением окружающего массива.

На рисунках 2.60-2.61 представлена технология бурения скважины под металлический рельс (проколот).



Рисунок 2.60 – Буровая установка выполняет бурение скважины под проколот



Рисунок 2.61 – Устье скважины, пробуренной для прокола

Проколоты длиной 6,1 м, установленные под углом $50-55^{\circ}$ к оси демонтажного штрека, в сочетании с полиуретановой смолой «Беведол – Беведан» создают защитный «зонт» шириной 5 м (рисунок 2.62-2.63), под прикрытием которого секции, механизированной крепи выводились в демонтажную камеру.

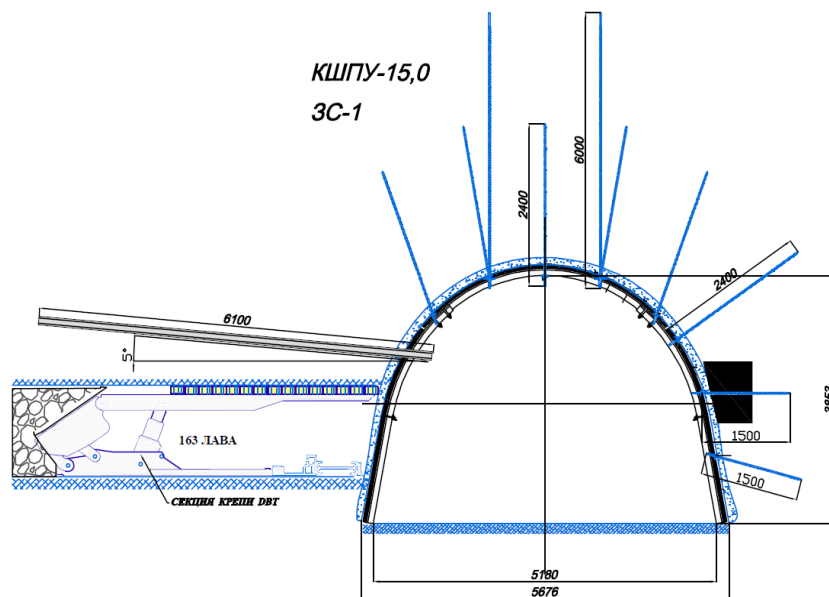


Рисунок 2.62 – Укрепление борта демонтажной камеры струговой лавы проколотами и полиуретановой смолой

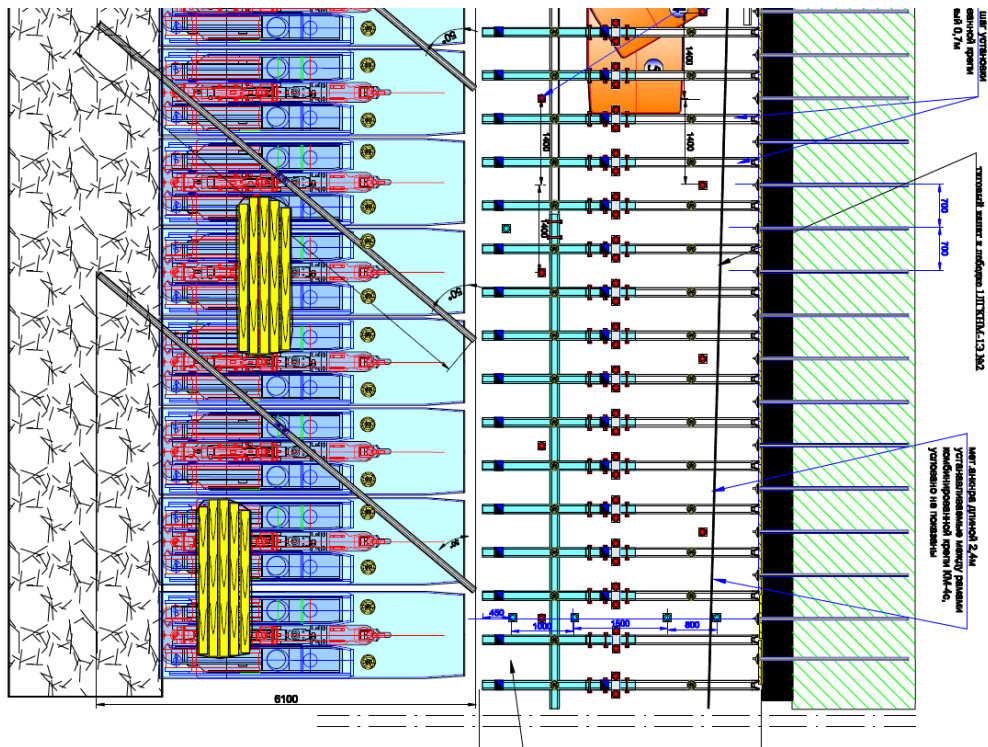


Рисунок 2.63 – Перекрытие секций механизированной крепи проколотами, установленными под углом 50° к оси демонтажного штрека

Такой способ укрепления пород можно рассматривать как один из возможных путей предотвращения вывалов пород при сопряжении штрека с лавой для участков с полным перекрытием анкерной крепью (рисунок 2.64). Положительный опыт укрепления проколотами борта подготовительной выработки со стороны лавы уже получен при проведении и эксплуатации 169-го сборного штрека 167-й струговой лавы. Аналогичный подход может быть реализован для участков присечного бортового штрека с полным перекрытием анкерной крепью (рисунок 2.65).

Оценка эффективности такой породно-армированной конструкции, оценка ее роли в повышении несущей способности укрепленной части массива представляет собой непростую задачу механики. Это определяется не только сложным характером взаимодействия металлического элемента с породным массивом в зоне высокой концентрации напряжений, но и тем, что армированный «зонт» вместе с полостью выработки представляет собой трехмерную конструкцию и для ее расчета невозможно применять упрощающие гипотезы о плоской деформации.

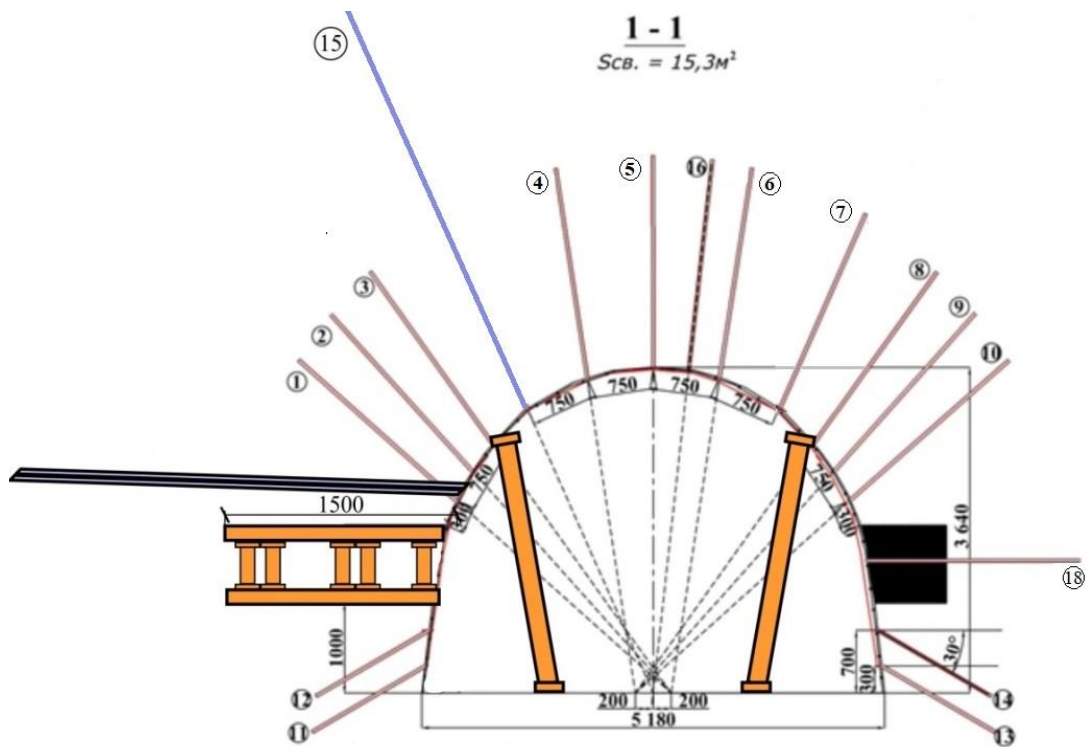


Рисунок 2.64 – Установка проколота в штреке с анкерным креплением над выработанным пространством лавы

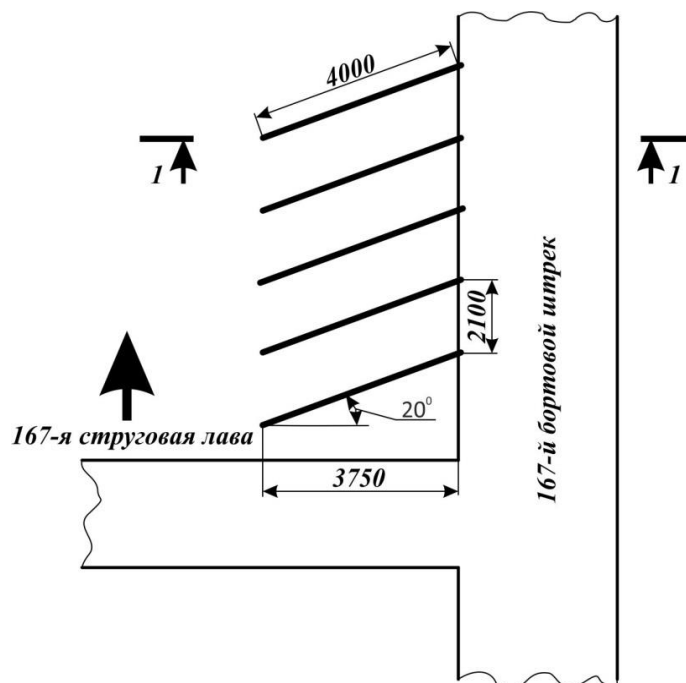


Рисунок 2.65 – Участок бортового штрека с полным перекрытием анкерной крепи, усиленный проколотами со стороны 167-й струговой лавы в плане

Тем не менее, такой анализ необходим для определения напряженно – деформированного состояния самой конструкции, создающий защитный «зонт», и окружающего породного массива.

Несмотря на то, что метод армирования пород в том или ином виде впереди забоя выработки известен давно, на сегодняшний день не существует простых и однозначных схем математического моделирования реального поведения и взаимодействия защитного «зонта», составленного из металлических элементов и пород, упрочнённых цементно-песчаным раствором или полиуретановыми смолами.

Существующие подходы к численному моделированию на основе метода конечных элементов можно условно разделить на три группы.

1. Пространственное (трехмерное) численное моделирование с использованием программных пакетов FLAC 3D или PLAXIS 3D (рисунок 2.67).

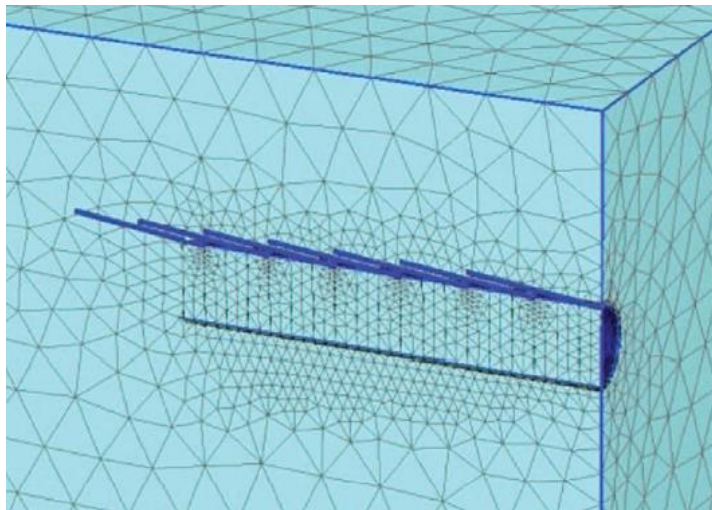


Рисунок 2.67 – Пространственное моделирование защитного свода

2. Двумерное моделирование, допускающее упрощение расчетной схемы. Укрепленный «зонт» моделируется как композитный материал с некоторыми усредненными свойствами.

3. Двумерное моделирование с непосредственным моделированием металлических элементов и наполнителя.

Последний подход использовался в настоящих исследованиях. Эффективность укрепления борта выработки металлическими рельсами (проколотами) с за-

полнением скважин полиуретановой смолой исследовалась на двумерной численной конечноэлементной модели.

Собственно проколот – металлический рельс – моделировался средствами программной среды PHASE 2, как структурный элемент со специальной матрицей жесткости и физико-механическими свойствами прокатной стали марки М-74. Поскольку проколот находится под углом 20° к рассматриваемому плоскому сечению выработки, в расчетную схему включена проекция металлического стержня на плоскость сечения ($L_{\text{проекции}} = L_{\text{проколота}} \cdot \cos 20^\circ = 4 \cdot 0,94 = 3,75 \text{ м}$). Цементирующее воздействие на вмещающие породы наполнителя моделировалось путем придания части области, со стороны лавы, свойств материала с приведенным модулем упругости. Последняя характеристика определялась в соответствии с паспортом смолы «Беведол-Беведан» и рекомендациями базы данных RocLab лаборатории «RocScience» для цементированных пород «хорошего качества». Для условий вмещающих пород пласта C_6 , приведенный модуль упругости составляет 10000 МПа.

Расчетная схема численной модели представлена на рисунок 2.67.

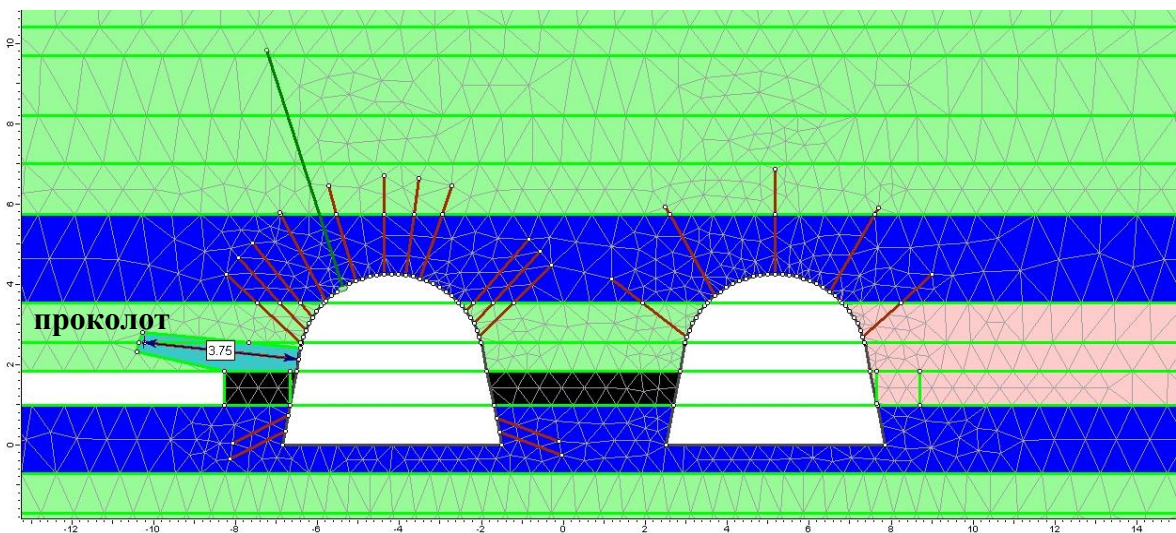


Рисунок 2.67 – Расчетная схема к оценке укрепления борта выработки

Зона разрушения вокруг выработок при ширине бровки 1,5 м и укреплении вмещающих пород борта проколотом показана на рисунок 2.68.

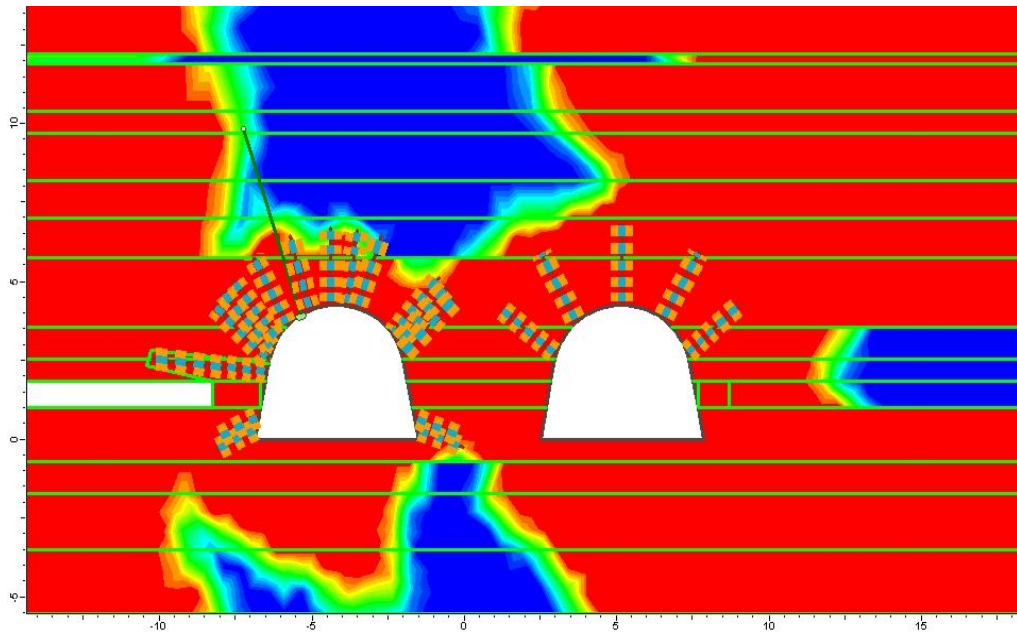


Рисунок 2.68 – Конфигурация зоны разрушения при моделировании прокола (ширина бровки 1,5 м)

Анализ показывает, что при установке прокола длиной 4 м под углом 70° к продольной оси штрека и 5° к угольному пласту, а также при укреплении бровки на ширину 1,5 м, область разрушенных пород стабилизируется на расстоянии 2,5-2,7 м от контура выработки. Таким образом, положительный эффект установки прокола очевиден, так как стабилизация зон разрушения достигается на глубине 490-430 м при меньшей ширине бровки, чем в варианте без проколов.

Следует отметить, что размер и конфигурация области разрушенных пород при установке проколов, практически совпадают с вариантом, когда при ширине бровки 1,0 м дополнительно устанавливается стойка от кровли пласта в лаве до почвы выработки в месте их сопряжения. Сравнивая результаты моделирования можно утверждать, что при «чисто» анкерном креплении дополнительная опора в почве выработки может быть эффективнее, чем еще один укрепляющий элемент в кровле пласта.

Наибольший эффект может быть получен при сочетании двух способов повышения устойчивости: установке проколов над угольным пластом под углом 70° к оси штрека и 5° к напластованию, и установкой дополнительной стойки от кровли угольного пласта до почвы выработки при поддержании выработки за ла-

вой. В этом случае допускается принимать минимальный размер бровки равный 1,0 м.

Таким образом, можно утверждать, что:

1. При прочих равных условиях, повышение устойчивости демонтажных камер, находящихся в зоне влияния лавы, может быть достигнуто путем дополнительного укрепления кровли пласта проколотами и упрочнения слабых трещиноватых пород полиуретановой смолой.

2. Соответствующая комбинация проколов с двухуровневой анкерной крепью и установкой ограничивающего элемента (стойки) от кровли пласта в лаве до почвы выработки в месте их сопряжения позволит обеспечить достаточную эксплуатационную устойчивость присечных выработок, находящихся в зоне влияния лавы.

2.7. Рекомендации по обеспечению устойчивости спаренных подготовительных выработок высоконагруженной лавы, закрепленных анкерной крепью с полным и неполным перекрытием

На основании наблюдений за состоянием участков 167-го бортового штрека, пройденного встречными забоями с горизонтов 490 и 300 м вприсечку к 167-му сборному штреку с оставлением целика шириной 4 м, а также на основе численного моделирования взаимодействия анкерной крепи с породным массивом, рекомендуется:

1. Крепление присечного штрека только анкерами с полным перекрытием в условиях ш. «Степная» ПСП ШУ «Першотравенское» целесообразно на участках выработки, глубина расположения которых не превышает 400-430 м. При этом анкерная крепь должна полностью соответствовать паспорту, представленному на

рисунке 2.52 и предусматривающему обязательную установку анкеров в почву и бока выработки.

2. Поддержание участков присечного штрека, расположенных на глубине 430-490 м, только анкерной крепью возможно при условии, что при сопряжении штрека с лавой крепление бровки осуществляется на ширину, не менее 2,0 м.

3. Для участков присечного штрека с полным перекрытием анкерной крепью, расположенных на глубине 430-490 м, возможно уменьшение ширины закрепленной бровки до величины 1,5 м при условии установки дополнительной деревянной стойки от кровли пласта до почвы выработки в месте их сопряжения. Сформулированные выше рекомендации иллюстрируют рисунки 2.69-2.70.

4. Повышение устойчивости присечной выработки с полным перекрытием анкерной крепью может быть обеспечено путем установки в пробуренные скважины проколотов – металлических рельс – с закреплением полиуритановой смолой «Беведол-Беведан». Проколоты длиной 4 м устанавливаются под углом 70° к продольной оси штрека (см. рисунок 2.32) и под углом 5° к угольному пласту для создания «защитного зонтика» и предотвращения деформаций борта выработки со стороны лавы.

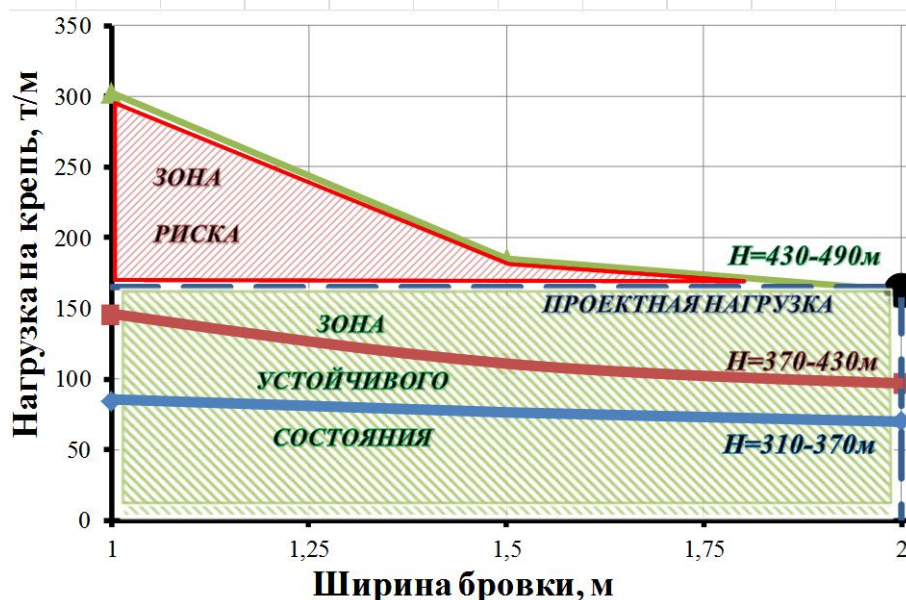


Рисунок 2.69 – Нагрузка на крепь выработки в зависимости от ширины бровки при различной глубине расположения выработки (обычная бровка без установки дополнительных деревянных элементов)

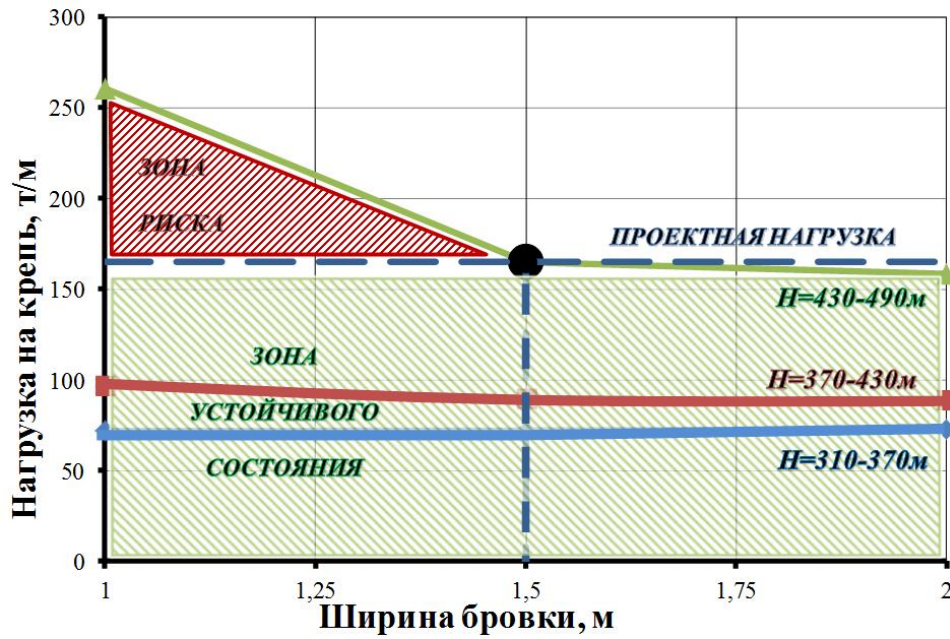


Рисунок 2.70 – Нагрузка на крепь выработки в зависимости от ширины бровки при различной глубине расположения выработки (элемент охраны включает дополнительную стойку)

5. При поддержании присечного штрека только анкерами с полным перекрытием особое внимание должно быть уделено усилению крепи в зоне временного опорного давления впереди забоя лавы [203]. Длина зоны временного опорного давления впереди лавы в примыкающей к ней подготовительной выработке определяется по формуле 4.2 (стр.13) «Типовые материалы для проектирования ТМП 10.1.00185790.002.2010»:

$$l_{o.\max} = \frac{2}{3} * (0,1 * H + 10) * (0,007 * R_i + 0,72) * (0,25 * m + 0,75) * K_\alpha * K_\kappa,$$

где: H – глубина разработки, м; R_i – прочность вмещающих выработку пород, определяемая по формулам (4.4), (4.5) [204], МПа; m – вынимаемая мощность пласта, м; K_α и K_κ – коэффициенты влияния на длину повышенного опорного давления, соответственно от угла падения пласта и применяемого типа крепи в подготовительной выработке (для угла падения до 35° коэффициент K_α составляет 0,75; для участков штрека, закрепленных анкерами с полным перекрытием, коэффициент K_κ следует принять равным 1,0). Тогда для условий 167-й лавы получим:

$$l_{o,\max} = \frac{2}{3} * (0,1 * H + 10) * (0,007 * R_i + 0,72) * (0,25 * m + 0,75) * K_a * K_k =$$

$$= 0,6 * (0,1 * 470 + 10) * (0,007 * 25 + 0,72) * (0,25 * 1,04 + 0,75) * 0,75 * 1 = 28,2 \text{ м}$$

Принимается величина зоны максимального опорного давления, равная 30 м. Следовательно, на расстоянии не менее 30 м от линии забоя необходима установка крепи усиления. Для компенсации дополнительного опорного давления вдоль бортового штрека устанавливаются гидравлические стойки СШ-2 под металлические подхваты из СВП-22. В отсутствии гидравлических стоек устанавливаются деревянные ремонтны из круглого леса Ø22-24см, которые опираются на подложки. Шаг установки, опережающей крепи равен шагу установки анкерной крепи.

Выводы

1. В горно-геологических условиях глубоких угольных шахт Западного Донбасса независимо от вида применяемой крепи зависимость величины вертикальной и горизонтальной конвергенции бортового штрека от расстояния до лавы в геомеханической системе «лава-парные выработки» подчиняются убывающей экспоненциальной функции, при этом вертикальная конвергенция парных штреков формируется, в основном, за счет пучения пород почвы, а ее величина всегда меньше горизонтальной конвергенции, которая сопровождается формированием в приконтурной области систем трещин, параллельных контуру выработки.

2. Характер деформаций контура выработки, примерно, одинаков как для участков, закрепленных только анкерами с последующей дополнительной установкой рам с целью безопасности выполнения работ, так и для участков, где рамно-анкерное крепление выполнялось изначально, при этом на указанных участках после прохода лавы уменьшение по ширине составляет 1,2-1,4 м, а по высоте 0,7 - 1,4 м.

3. Для горно-геологических условий малопрочных неустойчивых вмещающих пород разработана геомеханическая модель системы «лава-парные выработки», которая при определенной жёсткости крепи кровли присечной выработки

описывает выявленные зоны разгрузки в массиве, прочностные свойства породы в которых способны обеспечить закрепление канатных анкеров и создать двухуровневую армопородную конструкцию крепи достаточной несущей способности, обеспечивающей требуемую устойчивость геомеханической системы «лава-парные выработки».

4. Экспериментально доказано, что крепление присечного штрека только анкерами с полным перекрытием для типичных условий шахта «Степная» ПСП ШУ «Першотравенское» целесообразно на участках выработки, глубина расположения которых не превышает 400-430 м, а для глубины 430-490 м это возможно при условии, что при сопряжении штрека с лавой крепление бровки осуществляется на ширину, не менее 2,0 м, при этом для участков присечного штрека с полным перекрытием анкерной крепью, расположенных на глубине 430-490 м, возможно уменьшение ширины закрепленной бровки до величины 1,5 м при условии установки дополнительной деревянной стойки от кровли пласта до почвы выработки в месте их сопряжения.

5. Экспериментально установлено, что повышение устойчивости демонтажных камер, находящихся в зоне влияния лавы, может быть достигнуто путем дополнительного укрепления кровли пласта проколотами и упрочнения слабых трещиноватых пород полиуретановой смолой, что в комбинации с двухуровневой анкерной крепью и установкой ограничивающего элемента (стойки) от кровли пласта в лаве до почвы выработки в месте их сопряжения позволит обеспечить достаточную эксплуатационную устойчивость присечных выработок, находящихся в зоне влияния лавы.

ГЛАВА 3

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ОКРЕСТНОСТИ ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

3.1. Пучение пород почвы как геомеханическое явление, влияющее на их устойчивость

Впервые упоминания о пучении пород в горных выработках как о геомеханическом явлении относятся к концу XIX века. Краткий обзор работ этого периода по проблеме устойчивости пород почвы приведен в [205].

Первые отечественные работы, направленные на исследование явления потери устойчивости пород почвы при разработке угольных пластов в Донбассе, появились в начале XX в. Это работы практической направленности А.О. Рогалеви-ча [206], В. Лазарева [207], Д.С. Ростовцева и других авторов [208-215].

Ряд публикаций, посвящённых проблеме неустойчивой почвы горных выработок, появляется в период восстановления шахт и рудников и начала подъёма тяжелой промышленности в России и Украине.

Одной из первых работ, в которой была предпринята попытка научного подхода к обозначенной проблеме, была работа проф. Б.И. Бокия [216, 217], в которой без какого-либо научного объяснения явления пучения в спущивание связывается с воздействием давления сводов пород кровли на мягкие породы почвы. Фактором, усиливающим пучение, считается влага. Пучение крепких пород почвы данный взгляд не объясняет. Теория М.М. Протождьяконова [218], предполагающая образование в кровле выработки разгружающего параболического свода, также не объясняет механизма деформации почвы.

В работе М.И. Евдокимова-Рокотовского [219] дано обобщение практики строительства и эксплуатации транспортных тоннелей в Западной Европе, Малой Азии, Северной и Южной Америке, Японии, Лондонской подземной железной

дороги. В отношении «выпираания» автор отмечает, что наиболее часто это характерно для слабых нарушенных пород, однако «даже в твердых горных породах может существовать давление снизу-вверх».

Вспучивание, по мнению В.И. Белова [220, 221], есть разбухание глинистых сланцев, что является упругим расширением, происходящим вследствие устранения поверхностного натяжения капиллярной воды.

Прандтлем [222] несущая способность пород почвы определяется как максимальная нагрузка, которая может действовать со стороны фундамента на окружающий его грунт, не вызывая разрушений. В таком виде им была решена задача о несущей способности основания мелкозаглубленного фундамента

В работах Г. Шпакелера [223, 224] исследуется механизм явления пучения пород почвы, опираясь на практику ведения горных работ в Верхней Силезии. Им отмечено, что, начиная с глубины 500 м, влияние давления сказывается глубоко в почве разрабатываемого пласта. Поднятие почвы имеет место как в очистных, так и в подготовительных выработках. Происходит оно не только во влажных, но и в абсолютно сухих породах.

Одной из первых отечественных работ, где выполнено всестороннее изучение явления пучения, считается работа инженера А.В. Гурдуса [225].

Автором изначально выдвинуты две рабочие гипотезы, согласно которым вспучивание является следствием набухания глинистых пород, впитывающих влагу и сил горного давления вышележащих пород, под влиянием которых почва пласта выдавливается в свободное пространство выработки. Предложенная автором классификация интенсивности процесса выдавливания горных пород в зависимости от прочности кровельной толщи весьма условна, и, поэтому, впоследствии неоднократно подвергалась критике, в частности, Ю.З. Заславским и В.Т. Глушко [226-228].

Пучение пород почвы, с точки зрения Д.С. Ростовцева [11, 26], может быть следствием таких явлений:

- расширение пород, как результат разряжения внутреннего напряжения пород;

- давление налегающей толщи пород;
- химических и физических процессов в породах почвы, вызываемых атмосферными агентами.

Относительно состояния пород при всестороннем давлении Д.С. Ростовцевым в [229] приведены рассуждения К. Терцаги: «С физической точки зрения, материал, находящийся в процессе изменения своей пространственно-сетчатой структуры, то есть изменения своего петрографического характера, вызванного переменой физических условий существования, совершенно утрачивает способность сопротивления и принимает промежуточное состояние, подобное состоянию жидкости с высоким коэффициентом вязкости, вполне аморфного тела. В этом случае комплекс пластов, находящихся в процессе изменения своего петрографического состава, как бы оказывается подчиненным только законам гидромеханики». В подтверждение этого приводятся результаты испытаний Спринга над кристаллическими телами в условиях высокого давления, повышенной температуры, способствующих переходу тел в аморфное состояние.

С.С. Давыдов [230, 231] полагал, что под влиянием вертикального давления в боках выработки в почве образуются три зоны: активного состояния грунта, в которой наибольшие давления вертикальны; пассивного сопротивления грунта, в которой наибольшие давления горизонтальны и промежуточная, в пределах которой имеются радиальные поверхности скольжения. Точного количественного решения поставленной им задачи до сих пор нет.

Обширный фактический материал наблюдений за проведением горных выработок на шахтах Артемовского бурого угольного месторождения на Дальнем Востоке в условиях интенсивного выдавливания пород приведен в работе А.И. Целигорова [232]. По величине поднятия почвы автор разделяет породы на 8 групп и делает предположение, что «вероятно, решающее значение в качестве путинообразующего фактора здесь имеют гумусовые растворы, пропитывавшие породы в процессе углефикации пласта, уменьшая коэффициент внутреннего трения их и способствуя пластическому течению даже при незначительной нагрузке». Кроме структуры и влаги основное значение имеет горное давление, проявляю-

щееся в разной степени в зависимости от геологических, гидрогеологических и эксплуатационных факторов, определяющих скорость и продолжительность пучения, а также разную степень деформации выработок.

Белозович И.М. и Бондаренко А.П. [233] ограничили свои выводы рекомендациями мер борьбы с пучением для определенных условий.

Леонов П.В. и Подъемщиков Н.В. [234] в качестве основного фактора, вызывающего пучение, считают пластическое деформирование пород

В.М. Городничий [235, 236] подходит к раскрытию явления выдавливания горных пород с позиций теории упругости. Несоответствие предпосылок реальному характеру деформирования пород предопределило непригодность рекомендуемых им расчетных формул для практики.

Н.М. Покровский отмечает, что пучению подвержены главным образом породы пластичные, влажные [237]. Основной же причиной пучения автор считает давление вышележащих пород и обусловленные им напряжения в породах почвы с малой механической прочностью.

Работа М.В. Сыроватко носит, в основном, обзорный характер и касается анализа процессов выдавливания в выработки различных глин [238]. В своих исследованиях автор в значительной мере опирается на работу Н.Я. Денисова [239] и некоторые другие работы по инженерной геологии.

Основываясь на теории невесомой сыпучей среды, В.В. Соколовский показал, что давление со стороны почвы в выработках является закономерным явлением и предложил формулу для определения величины давления со стороны почвы от величины давления в боках выработки, сил сцепления частиц и угла внутреннего трения породы [240]. В практике горного дела эта зависимость не нашла применения ввиду трудностей получения, входящих в нее параметров.

Достаточно детально задача определения давления на крепь со стороны почвы выработки была впервые решена П.М. Цимбаревичем [241-243] на основе подхода, предложенного К. Терцаги.

Подобным же образом В.Д. Слесарев [244], исходя из теории напряженного состояния, возникающего в сыпучей несвязанной среде, полагал, что в почве вы-

работки действуют силы бокового распора, вызывающие в свою очередь боковой распор второго порядка, которые создает давление со стороны почвы.

Аналогичная упрощенная схема использовалась и в более поздних исследованиях, например, Епишевым Г.П. [245].

Причина недостатков рассмотренной выше группы гипотез кроется, прежде всего, в чрезмерной идеализации породной среды, примитивных расчетных схемах и применяемом математическом аппарате.

М.Н. Шейхет, рассматривая механизм пучения пород при проведении выработок, выделяет два основных типа пучения глинистых пород [246]:

- пучение вследствие их набухания, что связано со специфическими особенностями минералогического и коллоидно-химического состава глинистых пород и проявляется в увеличении объема пород;

- пучение вследствие горного давления, которое проявляется в виде течения породы, выдавливаемой в выработку.

При проведении выработки в пучащих породах, по мнению М.Н. Шейхета, вокруг нее образуется зона набухания, размеры которой принимаются равными размерам зоны неупругих деформаций, определяемой из решения упругопластической задачи К.В. Руппенейта.

Практика показывает, что выдавливание пород почвы в горных выработках является типичным временным процессом. Таким образом, изучение пучения пород почвы в реологической постановке в большей степени отражают его физическую суть и представляют особый интерес с точки зрения математического моделирования явления.

Попытка рассмотрения механизма пучения как процесса медленно развивающихся деформаций была предпринята в исследованиях Ф.А. Белаенко, В.Т. Глушко, А.П. Максимова, В.А. Лыткина.

По мнению Ф.А. Белаенко и В.Т. Глушко [247], реологические свойства породы подчиняются законам деформирования стандартного линейного тела, а пучение как процесс является следствием ползучести. Механизм выдавливания пород представляется как увеличение их объема при увлажнении, вследствие проте-

кания в породах химических реакций, и выдавливание подверженных пластическим деформациям слабых пород под действием опорного давления.

Большой комплекс исследований явления выдавливания горных пород в подземные выработки, включающий исследования физико-механических свойств породной среды, натурные измерения параметров процесса, а также его физическое и математическое моделирование, был выполнен А.П. Максимовым [248]. Им предложено различать три состояния горных пород: устойчивое, предельное и неустойчивое. Основными классификационными признаками являются степень устойчивости массива в обнажениях, сопротивление пород сдвигу, текстурные особенности и отношение пород к влиянию влаги.

На основе реологической модели среды Бингама-Шведова А.П. Максимовым поставлена и решена задача о выдавливании пород в горную выработку. Исходными являются уравнения Навье-Стокса и уравнение среды Бингама-Шведова. В результате решения получены зависимости для определения смещений в почве выработки и величины нагрузки на крепь.

Аналитические результаты качественно и, в известной мере, количественно хорошо согласуются с результатами натурных измерений и физического моделирования. Смещения, как следует из решения задачи, захватывают значительную область в почве выработки, уменьшаясь по мере удалений вглубь массива, и практически затухают на расстоянии, равном, примерно, 7-8 радиусов выработки.

Недостатком гидродинамического подхода к решению задач геомеханики является неизбежное использование констант, определение которых применительно к горным породам крайне затруднительно, например, числа Рейнольдса.

Несколько иное решение задачи о пучении пород почвы в выработках, выполнено В.А. Лыткиным [249] также на основе реологической модели Бингама-Шведова.

Расчётная схема принята автором в виде залегающего в почве выработки слоя пучащей породы, зажатою между значительно более жесткими слоями. В связи с образованием выработки вокруг нее создается концентрация напряжений. Величина их вертикальной составляющей на уровне кровли пучащего слоя опре-

деляется из решения упругой задачи. Под действием этих напряжений в слабом слое в окрестности выработки образуются симметрично расположенные области пластического течения, вертикальные напряжения в которых могут быть определены из приближенного решения А.А. Ильюшина [250] о пластической деформации тонкого слоя, зажатого между плитами.

В результате решения задачи определен объем пород, поступающих в выработку в результате пучения. Расчеты, выполненные по предложенной автором методике, дают существенно заниженные значения определяемых величин.

А.К. Черников [251] в результате решения задачи о поведении газонасыщенного пористого породного массива, содержащего выработку, показал, что сорбционное воздействие газа может привести к значительным пластическим деформациям на контуре полости и, как следствие, к вспучиванию пород почвы.

А.А. Васильченко [252] объясняет эффект пучения горных пород, как следствие сложных физико-химических процессов, происходящих в приконтурном массиве из-за направленной миграции воды в сторону обнажения.

Заславский Ю.З. [226, 227], обобщая результаты исследований многих авторов предлагает основными факторами, определяющими процесс пучения почвы, считать: напряженное состояние пород в окрестности выработки, обусловленное весом вышележащей толщи, прочностные характеристики пород, угол их падения, слоистость массива, ориентировку выработки, параллельно или перпендикулярно напластованию, обводненность, ее размеры (главным образом - ширина), сопротивление крепи и срок службы выработки.

Основным критерием, определяющим степень сложности условий разработки, им принят безразмерный параметр $\gamma H / R_{\text{не}}$. В качестве критерия вспучивания – поднятие пород при которой процесс пучения почвы оказывает заметное влияние на состояние горной выработки принято значение $l_0 = 0,2$ м, названа автором «порог пучения». На основе обобщения результатов шахтных исследований, Ю.З. Заславский предложил зависимость, по которой в первом приближении можно делать прогноз о проявлении пучения пород почвы. По данным автора, в выработках шириной 3...5 м пучение начинает проявляться при значениях

$\gamma H / R_{\text{не}} = 0,4 \dots 0,25$. Эти результаты хорошо согласуются с наблюдениями, полученными И.Л. Давидовичем и В.Т. Глушко.

В работе [253] В.Т. Глушко, на основании решения задачи по определению напряжений и перемещений в упругопластическом породном массиве вокруг подкрепленной одиночной выработки с учетом фактора времени, предлагает выражение для определения глубины, с которой начинает происходить пучение пород почвы. При этом автор утверждает, что если зона неупругих деформаций не возникает или мала по своим размерам, то пучение пород не происходит.

По результатам исследований делается вывод, что для условий Донбасса аргиллиты и алевролиты, которые на глубинах до 400 м могут быть отнесены к устойчивым породам, на более глубоких горизонтах начнут пучить и выдавливаться в выработку. Этот вывод убедительно подтвердился опытом разработки глубоких горизонтов шахт Донбасса.

Сравнивая свойства пучащих и непучащих пород Донецкого бассейна, В.Т. Глушко приходит к выводу, что на процесс пучения определяющее влияние оказывают физико-механические свойства горных пород и силы горного давления [254]. Влиянию влаги автор отводит второстепенную роль.

Изучая свойства и состав горных пород, В.И. Барановский разделяет их на две группы [255, 256]:

- породы, не имеющие в составе глинистых компонентов или имеющие, но в незначительной степени;
- породы, состоящие из глинистых компонентов или содержащие их в большом количестве, глинистые и слабые песчаные сланцы.

Как утверждает автор, породы второй группы при определенной величине горного давления могут выдавливаться в выработку, поскольку обладают пластическими свойствами. При этом, чем больше горное давление, тем интенсивнее происходит процесс их выжимания. Кроме того, эти породы могут увеличиваться в объеме из-за способности поглощать влагу.

Экспериментальными исследованиями И.П. Шмыкова установлена прямая зависимость интенсивности пучения пород от величины горного давления [257].

Также показана зависимость интенсивности пучения от мощности слоя породы, склонной к пучению.

В результате комплексных исследований пучащих пород Донбасса авторы работ [258, 259] выделили три вида деформации пород при пучении: пластические; упругие с хрупким разрушением и набухание пород.

Под пластическими деформациями подразумеваются деформации пород без разрыва сплошности, характерные в основном для глинистых пород. Для Донбасса, угленосная толща которого сложена чаще всего такими породами, как алевролиты, аргиллиты и глинистые песчаники, более характерно хрупкое их разрушение, которые поступают в выработку в виде обломков. Набухание вследствие увлажнения, по мнению авторов, играет подчиненную роль.

Сивохин В.И. [260], изучая параметры деформационных процессов различных пород окружающих выработку, полученных по результатам натурных замеров, приходит к выводу, что в основе механизма пучения не может лежать гипотеза выдавливания пород из-под штампа, так как механизмы процессов в кровле и почве имеют одинаковый характер, что указывает на одинаковую их природу.

А.М. Пяткин считает, что величина и характер пучения зависит от физико-механических свойств пород в почве выработки, их мощности, величины и продолжительности воздействия нагрузки [261]. При этом в начальный период после проведения выработки смещения в почве, подвержены породы на сравнительно небольшую глубину, независимо от мощности непосредственной почвы. Однако, по мере роста напряженности приконтурного массива, а также при длительном воздействии опорного давления от очистного забоя, процесс разрушения и смещений захватывает более глубокие слои пород.

Шахтные исследования пучения в зоне опорного давления перед лавой, позволили М.А. Комиссарову [262] и Л.А. Западинскому [263] обосновать расчетную схему деформирования почвы в виде балки или плиты из хрупкого материала, лежащие на упругом основании и подверженные боковому давлению.

Пучение почвы горной выработки с позиции теории упругого основания, нагруженного давлением налегающей толщи массива и дополнительной нагрузкой

от влияния выработки, рассматривается в работе [264]. Расчетная схема максимально идеализирована, поэтому полученные решения являются приближенными.

Г.П. Шестаков, изучая пучение пород почвы считает, что вспучивание может происходить от действия сжимающих сил, направленных горизонтально, и подпорных сил, направленных вертикально, вызванных действием силы от веса вышележащей толщи пород. Характер проявления пучения – пластическое выдавливание, изгиб, хрупкое разрушение – определяется физико-механическими и структурными особенностями пород почвы. Неравномерность поднятия почвы по ширине выработки автор объясняет влиянием угла наклона слоев пород и отмечает, что со стороны восстания пласта пучение должно быть значительно большим, чем со стороны падения [265]. В зависимости от величины смещения пород, он подразделяет почвы на непучащиеся, умеренно пучащиеся (до 0,3 м), пучащиеся (0,3...0,7 м) и сильно пучащиеся (более 0,7 м).

Черняк И.Л., рассматривая пучение слабых глинистых пород в шахтных и лабораторных исследованиях, представил механизм этого явления как выдавливание более слабых пород почвы из-под более крепких пород боков и кровли, которые играют роль штампов, лежащих на слабом основании [266]. Для крепких пород, процесс их деформирования и разрушения может протекать с формированием трех зон деформирования: упруго-вязких деформаций, длительного разрушения и условно-мгновенного разрушения. В зависимости от уровня действующих напряжений и прочности пород, вокруг выработки может формироваться одна, две или все три зоны деформирования, с соответствующей величиной пучения пород. При этом устойчивость почвы и выбор средств предотвращения пучения, зависит также и от поведения пород кровли.

И.Л. Черняк предложил вероятностно-статистический метод прогноза выдавливания пород, учитывающий следующие факторы: глубину разработки, крепость пород почвы, их мощность и петрографический тип, а также площадь поперечного сечения выработки. Метод дает возможность не только констатировать наличие пучения, но и определять его интенсивность.

Рассмотрение механизма пучения, как явления продольно-поперечного изгиба пород, залегающих в почве, под действием более крепких вышележащих, был использован авторами работ [2677-269]. При этом авторы дифференцированно подходят к пучению однородных и слоистых пород почвы. В первом случае пучение объясняется как результат увеличения объема пород за счет их разрыхления от продольного сжатия. Величина поднятия почвы в этом случае незначительна и ею, по мнению авторов, можно пренебречь. Во втором случае происходит расслоение и выпучивание слоев под действием продольного сжатия. Величина поднятия почвы большая. Для количественной оценки явления авторами получены графики, позволяющие определить величину вспучивания в зависимости от мощности непосредственной почвы и прочности пород.

Подобный механизм пучения рассматривают также Пирский А.А. и Стовпник С.Н. [269]. В своей работе они полагают основной причиной ухудшения устойчивости выработок предельное напряженное состояние массива, приводящее к разрушению боковых пород. Вспучивание объясняется хрупким разрушением пород в боках выработки на блоки, последующим внедрением блоков в почву, послойном сдвиге со складкообразованием и вытеснением разрушенных пород в полость выработки.

Процессы, протекающие в глинистых породах и грунтах, рассматриваются авторами работ [270-274] на основе энергетического подхода с использованием законов коллоидной химии, физикохимии и термодинамики. По мнению авторов, наличие выработки приводит к десорбции газов из воды, содержащейся в толще пород, которая сопровождается ее вскипанием и кавитацией. Это приводит к потере породой прочности, превращению ее в аморфную массу и к объемному пластическому выдавливанию ее в выработку.

Угледобывающая промышленность Японии сравнительно невелика. Существенная глубина разработки (более 500 м), наличие слабых вмещающих пород и их обводненность приводят к тому, что основные вскрывающие и подготовительные выработки требуют многократного ремонта, необходимость которого вызвана, в первую очередь, пучением пород почвы. Значительные исследования этого

процесса выполнены Д. Хокао [275-278]. Им отмечается, что на ликвидацию последствий пучения пород почвы выемочных штреков задействовано число рабочих, количество которых больше, чем рабочих занятых на выполнении производственных процессов при непосредственной добыче угля.

Исследования Д. Хокао основаны на статических моделях из эквивалентных материалов. Установлено влияние глубины расположения выработок, прочности вмещающих пород и их влажности, а также размеров выработки на величину и интенсивность пучения почвы. Получена картина перемещений точек приконтурного массива. Те же исследования продолжены Д. Хокао в работах [277, 278]. Здесь исследуется влияние очистных работ на параметры процесса пучения, проверяется возможность укрепления пород почвы анкерными болтами. Подробно изложена методика моделирования.

Аналогичные исследования процесса пучения для глубины от 400 до 1000 м выполнены авторами работы [279]. Получена картина перемещений в окрестности выработки, установлено влияние анкерной крепи на интенсивность процесса пучения. Авторами сделан вывод, что увеличение глубины разработки в два раза приводит к увеличению величины поднятия почвы в 4 раза.

В работе [280] выполнены теоретические и экспериментальные исследования устойчивости горизонтальной выработки с анкерной крепью. Аналитические исследования выполнены методом конечных элементов, лабораторные – на физической модели из эквивалентных материалов. Установлено, что применение анкеров всегда повышает устойчивость выработки, особенно если она пройдена в слабых породах.

В работах [281, 282] на крупномасштабной физической модели из эквивалентных материалов также были выполнены исследования влияния анкерной крепи на процесс пучения. Результаты моделирования проверены аналитически методом конечных элементов. Предлагается номограмма для определения рациональных параметров анкерного крепления пород почвы.

А. Зворыхта [283] рассмотрел упругое равновесие трансверсально-изотропного массива в подошве горизонтальной выработки с применением мето-

да функций комплексного переменного. Получены зависимости, позволяющие определить напряжения и перемещения в почве выработки. Конкретных рекомендаций, вытекающих из решения задачи, автор не приводит.

Авторы работы [284], проводя исследования на шахтах Хваловище, приходят к выводу, что набухание глинистых пород в присутствии влаги является одной из основных причин возникновения процесса пучения. В качестве средства управления напряженным состоянием породного массива рекомендуется взрывание в почве выработки небольших камуфлетных зарядов ВВ.

Развитие способа камуфлетного взрывания нашло в работе В. Смолки [285]. В ней подробно в натуральных условиях и на математических моделях методом конечных элементов исследуются возможности этого способа. Установлено, что таким путем нельзя устранить пучение пород почвы, но интенсивность его снижается примерно вдвое. При этом зона ослабленных пород в боках выработки должна быть не менее 2,5...4,0 м.

С. Такусим [286] установлено, что существенными причинами, вызывающими выдавливание пород почвы, являются воздействие воды и напряженное состояние массива в окрестности выработки. Впервые указано на возможность наблюдать за проявлениями горного давления с помощью радиационного метода.

В практическом плане борьбы с пучением автор испытал различные способы: анкерование почвы, камуфлетное взрывание, электрическая стабилизация глинистых пород. Эффективность этих мероприятий оказалась крайне низкой.

В работах [287, 288] на моделях из эквивалентных материалов исследовалось влияние способов охраны выемочных штреков на устойчивость почвы. Установлено, что охрана выработок бутовыми полосами вместо целиков угля снижает интенсивность процесса пучения.

Глубокие исследования по установлению закономерностей процессов пучения и определению мер борьбы с ним были проведены М. Ольденготтом (Германия) на моделях из эквивалентных материалов [289]. По мнению автора, почвы выработки является своеобразным необходимым "клапаном", благодаря которому снимается нагрузка с боковых пород и кровли. Полное предотвращение пуче-

ния пород почвы приводит к росту нагрузки на крепь выработки. Особенно ярко проявляется этот эффект в мягких породах.

А. Афруз (Иран) на основании натуральных замеров смещений боков и кровли выемочных штреков, а также исследования влажности вмещающих пород, приводит эмпирические зависимости, позволяющие прогнозировать степень деформируемости почвы штрека впереди лавы [290].

В работе [291] рассматривается процесс вспучивания пород почвы выработок в Канзас-Сити (США). Высказывается предположение, что пучение является следствием изменения объема сульфидов, содержащихся в сланцах, при их окислении. В качестве одной из мер, предотвращающих поднятие почвы, предлагается изоляция глинистых сланцев от рудничной атмосферы слоем битума или воды.

Отдельную группу составляют исследования, рассматривающие такое явление, как внезапное поднятие почвы [292-295]. Подобные явления возможны в условиях больших глубин разработки и крепких породах, вмещающих угли высокой степени метаморфизации.

По мнению проф. Г.Г. Литвинского [296], попытка объяснить пучение пород почвы какой-либо одной причиной, игнорируя все многообразие происходящих при этом процессов, могут оказаться успешными лишь для узкого диапазона горно-геологических условий. При этом разработка, выбор оптимальных параметров и определение эффективной области применения способов и средств предотвращения пучения пород почвы должны базироваться на учете принципиально различных механизмов этого сложного проявления горного давления.

Г.Г. Литвинским предложена гипотеза, основанная на анализе механизма потери устойчивости горной выработки в процессе развития разрушения пород от напряжений различных знаков [297, 298]. Для описания процесса разрушения пород принят локальный нормированный критерий разрушения ω^* . Вторичными классификационными признаками, позволяющими выделить многочисленные подклассы, являются: модель поведения пород, участок разрушения пород на контуре выработки, структурное строение массива и др. На основе выдвинутой гипотезы и накопленных к настоящему времени теоретических и эксперимен-

тальных данных проф. Г.Г. Литвинским выделены механизмы пучения пород почвы для различных горно-геологических и горнотехнических условий.

Рассматривая условия больших глубин и сложных горно-геологических условий, которые приводят к образованию вокруг выработки зоны неупругих деформаций, проф. А.Н. Шашенко предложил бифуркационную модель пучения, как явление потери упругопластической устойчивости породного массива [299, 300].

В результате решения аналитической задачи о потере упругопластической устойчивости породного массива в окрестности одиночной выработки, расположенной в однородном массиве, получен критерий, оценивающий возможность потери устойчивости системы «выработка-породный массив».

Таким образом, вспучивание почвы в условиях больших глубин разработки, приводящих к образованию вокруг выработки ЗНД значительных размеров и большими перемещениями контура, является переходом системы «выработка-породный массив» в новое устойчивое состояние, характеризуемое аномально большими перемещениями в локальной зоне приконтурного массива (изменением формы выработки). Механизм такого перехода подтвержден лабораторными исследованиями, а также многочисленными шахтными наблюдениями.

Предложенный критерий позволяет уже на стадии проектирования оценивать возможность вспучивания почвы в выработке вне зоны воздействия очистных работ и планировать соответствующие мероприятия по предупреждению этого явления или снижению вредного влияния.

В исследованиях природы пучения почвы выработок расположенных в условиях больших глубин, проф. А.Н. Роевко уделил внимание механизму вспучивания слоистых пород [301, 302]. Он также использует критерий, основанный на понятии устойчивости равновесного состояния и рассматривает вспучивание слоистых пород с двух точек зрения: как упругопластическую потерю несущей способности породного массива вокруг выработки и как потерю устойчивости равновесного состояния породных слоев в почве.

Рассматривая бифуркационную модель пучения, предложенную А.Н. Шашенко, С.Н. Гапеевым исследованы закономерности изменения напряженно-деформированного состояния структурно-неоднородного приконтурного массива в почве одиночной протяженной выработки после потери упругопластической устойчивости, т.е. на стадии развития процесса пучения [303, 304].

Исследованию закономерностей пучения слоистых пород почвы и установлению критериев их продольно-поперечной устойчивости посвящены работы Э.В. Фесенко. Им же предложена методика прогноза пучения почвы в пластовых подготовительных выработках и методика прогноза потери продольно-поперечной устойчивости слоистых пород [305, 306].

Приведенный выше обзор исследований процесса пучения отечественными учеными не является исчерпывающим, однако в большей мере позволяет проследить пути и направления развития гипотез о пучении и оценить полученные в решении этой актуальной проблемы результаты.

Из последних работ, касающихся методов прогноза, можно отметить работы [305-312]. Предлагаемый авторами метод прогноза вероятности и величины пучения заключается в статистической обработке совокупности горно-геологических факторов, характеризующих условия разработки пластов Донбасса, выявлении наиболее значимых факторов и определении степени их влияния на вероятность пучения. В работах приводятся формулы для определения вероятности пучения при различных углах падения пород и для предварительной оценки поднятия почвы в подготовительных пластовых выработках. По мнению авторов, данный метод может быть с успехом использован для оценки сложности ведения работ при составлении кадастра горно-геологических условий и для разработки закона о горной ренте.

Анализируя результаты выполненных исследований по вопросу явления пучения и обобщая рассмотренные различными исследователями гипотезы и модели пучения пород почвы протяженных выработок, можно выделить ряд факторов, принятых в качестве основных, определяющих механизм пучения пород и величину смещений, что позволяет объединить их в следующие группы [27]:

- 1) набухание глинистых пород от действия влаги;
- 2) размокание слабых пород от действия влаги;
- 3) выдавливания мягких пород из-под штампа (под влиянием опорного давления в боках выработки);
- 4) сорбционное набухание газонасыщенных пористых сред;
- 5) продольное сжатие пород почвы силами бокового давления, возникающими от действия вышележащей толщи;
- 6) разгрузка боковых пород от накопленных напряжений;
- 7) вязкопластическое течение пород в результате неравновесного состояния массива в почве выработки;
- 8) увеличение объема вследствие разрыхления пород в зоне неупругих деформаций;
- 9) увеличение объема пород почвы вследствие физико-химических процессов, происходящих в приконтурном пространстве и обусловленных миграцией подземных вод;
- 10) механическая потеря устойчивости приконтурного массива;
- 11) термодинамические явления в глинистых породах.

Пучение, вызванное набуханием, размоканием или вязкопластическим течением пород, присуще породам неустойчивым, содержащим большое количество глинистых частиц и обладающим невысокой прочностью. Такие породы характерны для условий шахт Западного Донбасса.

Наибольшей универсальностью в описании природы явления обладают, на наш взгляд, гипотезы 5, 6 и 8, т.е. те, в основе которых лежит напряженно-деформированное состояние породного массива и вызванные под его влиянием механизмы вспучивания. Из вышеназванных наиболее общей является 8-я, рассматривающая явление пучения как механическую потерю устойчивости приконтурного массива.

Следует отметить, что многие ученые, изучая закономерности пучения и говоря о главенствующей роли горного давления от вышележащей толщи на его развитие, рассматривают процессы, происходящие только непосредственно в

почве и, в ряде случаев, в боках выработки, не уделяя при этом должного внимания явлениям и процессам, происходящим в окрестности всей протяженной выработки.

Более того, сложность природы всех процессов, происходящих в породном массиве вокруг выработки, требует, на наш взгляд, рассмотрения его как единой геомеханической системы «окружающий массив-крепь-выработка», что, в свою очередь, обуславливает необходимость исследования явлений, происходящих вокруг выработки, в их совокупности и взаимовлияния, без разделения по пространственному признаку.

Степень влияния отдельных факторов на пучение пород почвы в протяженных выработках кроме качественной оценки о преобладающей роли того или иного из общей их совокупности, может быть оценена по методике, изложенной в работах [306, 312]. Методика основана на результатах статистической обработки данных, приведенных в Каталоге шахтопластов Донецкого угольного бассейна [313]. В нем для каждого пласта приведены 54 показателя, характеризующие 34 горно-геологических фактора и явления, а также дана типизация шахтопластов по основным из них. В результате отбора наиболее значимых факторов, влияющих на пучение пород и статистической обработке параметров, были предложены расчетные формулы для определения вероятности пучения в конкретных условиях.

Чрезвычайная сложность проблемы горного давления вообще и больших деформаций почвы, в частности, не позволила до настоящего времени найти решений, которые были бы в достаточной степени эффективными и надежными в обеспечении эксплуатационного состояния выработок.

Современные методы и способы борьбы с пучением пород весьма разнообразны и нередко противоречивы. В одних случаях одни и те же способы эффективны, а в других – не приводят к ожидаемому результату. Такое положение является следствием неправильного подхода к различным случаям и формам пучения пород, когда не учитывается физическая сущность явления (механизм явления). В отдельных случаях не учитывают ряд факторов, что не дает конечного положительного эффекта. В большинстве же случаев, принимаемые способы борьбы

с поднятием почвы рассчитаны на конкретные горно-геологические условия, т.е. определенное соотношение главных и второстепенных факторов.

Способы борьбы с проявлением пучения можно подразделить на две группы:

способы по предотвращению пучения или снижению до допустимого минимума его вредных проявлений;

способы по ликвидации последствий пучения.

Из числа последних на шахтах обычно применяют: подрывку почвы без перекрепления выработки; подрывку с заменой крепи; проведение параллельной выработки, взамен вышедшей из строя.

Все существующие способы борьбы с пучением пород почвы выработок по характеру воздействия разделяются на пассивные и активные.

К первым относятся: подрывка почвы и перекрепление, предотвращение пучения за счет возведения в выработках замкнутых конструкций крепи. Ко вторым относятся: управление распределением напряжений в породном массиве; изменение прочности пород.

Так как смещения пород почвы в основном имеют незатухающий характер, то за время существования выработки приходится проводить многократные подрывки, которые требуют последующего перекрепления. Подрывка почвы связана с увеличением выдаваемого на поверхность объема породы, дополнительным затратам материалов на ремонт крепи и рельсового пути, отвлечением рабочих на ремонт и перекрепление выработок, нарушением работы добычных участков и внутришахтного транспорта.

Снижение трудоемкости и стоимости работ по подрывке почвы в выработках осуществляется за счет применения средств малой механизации, проходческого оборудования для разборки и погрузки вспученных пород, создания специализированных машин для подрывки почвы, внедрения передовых методов труда. Для механизации основных операций при подрывке крепких пород применяют породопогрузочные машины, скреперные погрузчики, а в мягких глинистых породах – проходческие комбайны избирательного действия.

Опыт использования породопогрузочных машин и комбайнов для подрывки почвы показал их низкую эффективность. Применение комбайнов экономически мало оправдано из-за большой энерговооруженности, металлоемкости и необходимости выполнения трудоемких процессов монтажа-демонтажа. Модернизированное оборудование для подрывочных пород используется лишь в экспериментальных объемах.

В зарубежной практике вопросу механизации процессов подрывки почвы в горных выработках уделяется большое внимание. В качестве специализированного оборудования применяют как модернизированное серийное проходческое, так и почвоподдирочные машины с активным ковшом или рукоятью. При этом скорость ведения работ возрастает в 2...5 раз, а стоимость извлечения 1 м³ снижается в 2...3 раза.

С целью систематизации схем ведения механизированной подрывки почвы в однопутных выработках в зависимости от наличия и типа дополнительного транспортного оборудования, а также способа обработки забоя и направления продвижения ремонтных работ рекомендуются 12 схем [314].

В отношении эффективности этого мероприятия необходимо отметить то, что подрывка почвы в конечном счете приводит к резкой интенсификации пучения и снижению устойчивости выработки. Как отмечается в [296], периодическая подрывка почвы с целью сохранения выработки была оправдана на малых глубинах разработки. В условиях больших глубин такая подрывка приводит к нарушению равновесного состояния пород почвы за счет уменьшения отпора на фронте разрушения, облегчения доступа воды к нижележащим пластам, нарушения равновесия пород в боках выработки. Скорость пучения после подрывок возрастает в 6-9 раз и более по сравнению со средними скоростями, зафиксированными непосредственно перед подрывкой [315]. Часто в процессе подрывки частично обнажаются стойки арочной крепи и вызывает потерю опоры на почву, что равносильно раскреплению выработки, уменьшению отпора крепи в кровле и боках и провоцированию завалов из-за возможных динамических воздействий при обрушении породы. Практика поддержания выработок в условиях периодических под-

рывок почвы показывает, что уже 2-3 подрывки, как правило, приводят к необходимости перекрепления выработки.

Возведение замкнутых конструкций крепи – второй традиционный способ борьбы с пучением почвы выработок. Влияние сопротивления крепи на смещение почвы изучено недостаточно полно. По данным Г. Янса [316] пучение почвы можно снизить на 40 % при использовании крепей с сопротивлением 0,2-0,5 МПа. Ввиду большого разнообразия горно-геологических и горнотехнических условий проведения и поддержания горных выработок, в которых наблюдается значительное давление пород почвы, рекомендуются различные конструкции крепей для предупреждения пучения [314].

Применение замкнутых конструкций крепей для поддержания выработок в пучащих породах, как показал выполненный выше анализ работ, рекомендовался многими исследователями и, в большинстве случаев, это являлось эффективной мерой [221, 232-236, 299, 300, 317, 319 и др.].

В отдельных случаях дают положительный результат применение усиленных и комбинированных конструкций крепей [221, 225, 291, 319-321]. Высокую эффективность в качестве дополнительного усиливающего элемента таких крепей показал приконтурный слой затампонированных пород. На шахтах Западного Донбасса тампонаж закрепного пространства явился основным способом повышения устойчивости основных подготовительных выработок, в т.ч. и в условиях пучащих пород почвы [322-324].

Установка анкерной крепи в породы почвы с целью борьбы с пучением эффективно только в сравнительно благоприятных горно-геологических и горнотехнических условиях: при устойчивых породах небольшой мощности, наличии прочных пород почвы, в которых можно надежно закрепить замки анкеров, незначительном влиянии очистных работ на проявление пучения. В большинстве случаев применение анкерной крепи приводило к снижению скорости пучения в 1,5...2 раза только в начальный период после ее установки, вследствие чего срок первоначальной подрывки почвы несколько отодвигался. В дальнейшем закрепленные и незакрепленные анкерами участки пород проявляли себя одинаково,

причем анкерная крепь часто мешала работе по подрывке почвы. В некоторых случаях применение анкерной крепи не дало положительных результатов из-за наличия в почве выработок мощных неустойчивых пород, в которых не удавалось прочно закрепить замок анкера, или из-за большой скорости смещения почвы вследствие значительного горного давления и наличия пластичных пород в почве. Результаты опыта применения анкерной крепи для предупреждения пучения пород приведены в работах [249, 289, 325-344].

Упрочнение глинистых пород камуфлетным взрывом и создание полостей, играющих роль резервуара для пород, выдаваемых из-под пород целиков, является одной из разновидностей механического способа упрочнения. Испытания способа укрепления почвы выработок взрывом были проведены на шахтах Подмосквовного бассейна (на 13 шахтах укреплено 3700 м) и показали положительные результаты [314].

Применение физико-химических способов для борьбы с пучением пород пока широкого распространения не получила. Ряд случаев применения способа нагнетания в трещиноватые породы почвы цементных растворов или составов на основе синтетических смол показали высокую их эффективность. При цементации пород, представленных песчанистыми сланцами, пучение прекращалось (ш. «Пасков», г. Острова-Радванице). В условиях ш. «Капитальная» ПО «Интауголь» упрочнение пород синтетическими смолами уменьшило смещение на 42...56 % сближение кровли и почвы, в т.ч. на 60...70 % смещений почвы [314].

В качестве достаточно эффективной меры борьбы с интенсивным пучением в выработках Западного Донбасса авторы работы [345] предлагают сохранять прочность размокающих под действием воды глинистых пород путем их пластификации – физико-химической обработки, подавляющей процессы набухания.

Повышение устойчивости выработки и снижение пучения пород почвы достигается не только упрочнением приконтурных пород, но и за счет разгрузки породного массива от повышенных напряжений. Создание области пониженных напряжений вокруг выработки позволяет перенести опорное давление в глубь массива, ускоряет образование в почве выработки зоны неупругих деформаций и

тем самым уменьшает период интенсивных смещений, что приводит к снижению или прекращению пучения пород почвы [314]. По данным лабораторных экспериментов, эффект от применения взрывоцелевой разгрузки (ВЦР) почвы начинает снижаться через 4 месяца, а после 5-6 месяцев исчезает полностью [346]. По данным экспериментов, полученных в ходе исследования активной предварительной разгрузки (АПР) почвы, применявшейся в некоторых шахтах Донбасса, концентрация напряжений на контуре выработки снижается в 2 раза, что дает существенную экономию капитальных затрат за счет увеличения шага крепи [347]. О высокой эффективности этого способа свидетельствуют и данные работ [348, 349].

Эффективным мероприятием для борьбы с пучением пород является создание конструкции обратного свода из разгруженных от напряжения и упрочненных пород почвы горных выработок. Сущность способа заключается в перераспределении напряжений вокруг выработки за счет изменения ее формы и использования горных пород в качестве естественного строительного материала для возведения в почве выработки конструкции, способной оказать высокое сопротивление выдавливанию пород в выработку. При этом в почве выработки с помощью взрывания малых зарядов ВВ создается зона интенсивной трещиноватости, чем достигается разгрузка пород от напряжений. После нагнетания в эту зону и схватывания раствора в почве выработки образуется монолитная конструкция из скрепленных горных пород, способная выдержать значительные нагрузки со стороны массива [350, 351].

Во многих случаях повышения устойчивости выработок при пучащих породах можно обеспечить комплексным применением ряда мероприятий, снижающих воздействие очистных работ, располагая выработки в зонах разгрузки под или над выработанным пространством лав, применяя охрану выработок бутовыми полосами и др. Так, например, Г.П. Шестаков [265], на основе анализа степени влияния различных горно-геологических и горнотехнических факторов на интенсивность пучения пород в выработках, указывает, что сокращая водоприток, длину линии очистного забоя при увеличении скорости подвигания лавы, а также

учитывая очередность отработки пластов (надработка/подработка), правильно выбирая способы охраны и сечения капитальных и подготовительных выработок, можно снизить пучение в них.

Анализ и оценка способов повышения устойчивости выработок в пучащих породах показали, что каждое из направлений имеет определенную область рационального использования, а эффективность любого способа или мероприятия зависит от того, насколько механизм его работы соответствует реальной природе процесса. В силу многообразия геомеханических условий применения и совокупности главных и второстепенных факторов определяющих устойчивость и поведение пород почвы, мероприятия, эффективные в одних случаях, оказываются непригодными в других. Например, анкерная крепь, применявшаяся для крепления пучащих пород и эффективная в одних выработках, не дает положительного результата в других. Монолитные крепи с обратным сводом применяемые на шахтах Центрального Донбасса во многих случаях облегчали ситуацию с пучением, а в условиях неустойчивых пород Западного Донбасса оказалось малоэффективным без применения дополнительных мероприятий по повышению прочности приконтурного массива.

Оценка состояния протяженных выработок в условиях склонных к пучению пород почвы, также говорит о том, что ликвидация последствий вспучивания неэффективна, более того, приводит к интенсификации этого процесса, а применение различных способов противодействия пучению пород будет иметь положительные результаты лишь в том случае, когда механизм их работы основан на физической модели пучения, адекватной реальным условиям эксплуатации выработки и реализация этих способов проведена заблаговременно.

Несмотря на обширный материал по проблеме пучения, на сегодняшний день задача исследования этого явления продолжает оставаться актуальной. Значительное количество гипотез, объясняющих природу этого явления, разнообразие методов борьбы с пучением, приводит к мысли об отсутствии ясности в понимании процессов, лежащих в основе столь распространенного вида проявлений горного давления.

3.2. Натурные исследования особенностей деформирования приконтурного угленосного массива в окрестности протяженных выработок шахт Западного Донбасса

Бифуркационная модель пучения, предполагающая формирование вокруг выработки критической зоны неупругих деформаций, приводящей к большим смещениям контура выработки, и объясняющая вспучивание как потерю упруго-пластической устойчивости приконтурного массива, является наиболее подходящей для условий больших глубин разработок и сложных горно-геологических условий. Одним из важных признаков её адекватности служит то, что в данной модели пучение рассматривается не отдельно для почвы, а как деформирование единой системы «выработка-крепь-породный массив». Кроме того, большой экспериментальный материал, собранный в результате натурных наблюдений за поведением выработок с пучащей почвой, подтверждает правомерность принятия бифуркационной модели как наиболее отвечающей физической природе исследуемого явления. Однако, поведение неустойчивых пород в окрестности выработок глубокого заложения на шахтах Западного Донбасса имеет свои особенности, требующие дополнительных натурных измерений.

В этой связи на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» были выполнены натурные исследования, а также проанализированы те, что проводились ранее, с целью уточнения деформационной модели протяженной выработки и формирования нагрузки на крепь. Исследования охватывали все шахты региона с наиболее активными проявлениями горного давления. Это, прежде всего, шахты «им. Героев Космоса» и «Степная».

На шахте «Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» выполнялся эксперимент по оценке устойчивости 167-го бортового штрека, пройденного вприсечку к 167-му сборному штреку с оставлением целика шириной 4 м. Проходка выработки осуществлялась двумя встречными забоями с горизонтов 350 и 490 м. Выработка

закреплена в чистом виде анкерной крепью. Фрагмент плана горных работ приведен на рисунке 3.1.

Замерные станции были расположены на пикетах ПК 174, 176, 183, 190, 195, 200, 204, 208.

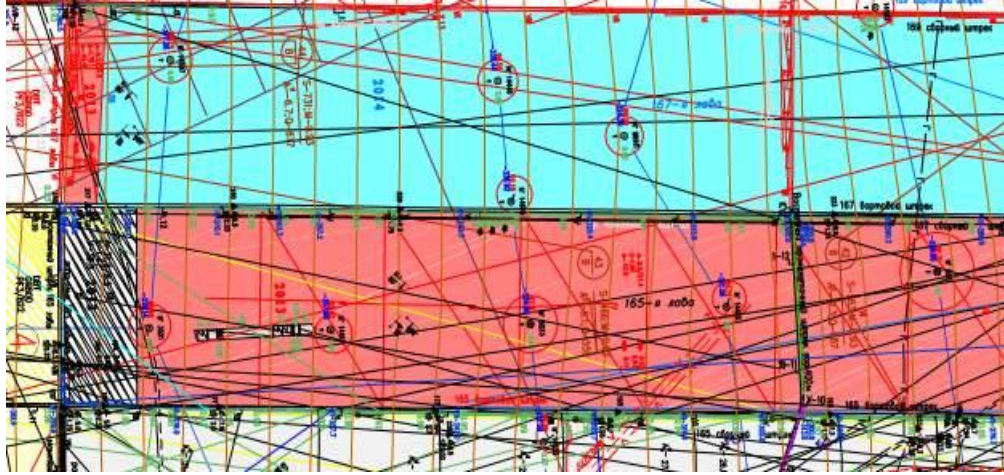


Рисунок 3.1 – Фрагмент плана горных работ

На указанных пикетах изучалось влияние приближающегося забоя лавы на деформационные процессы в приконтурном породном массиве выработки. Кроме того, на пикете ПК 60 была заложена измерительная станция, назначением которой было изучение закономерностей деформирования контура выработки, в частности, пучения пород почвы, во времени.

Визуальные наблюдения велись по всей трассе выработки. Инструментальные наблюдения выполнялись на пикетах, где установлены реперные станции. На рисунке 3.2 они отмечены символами ЗС.

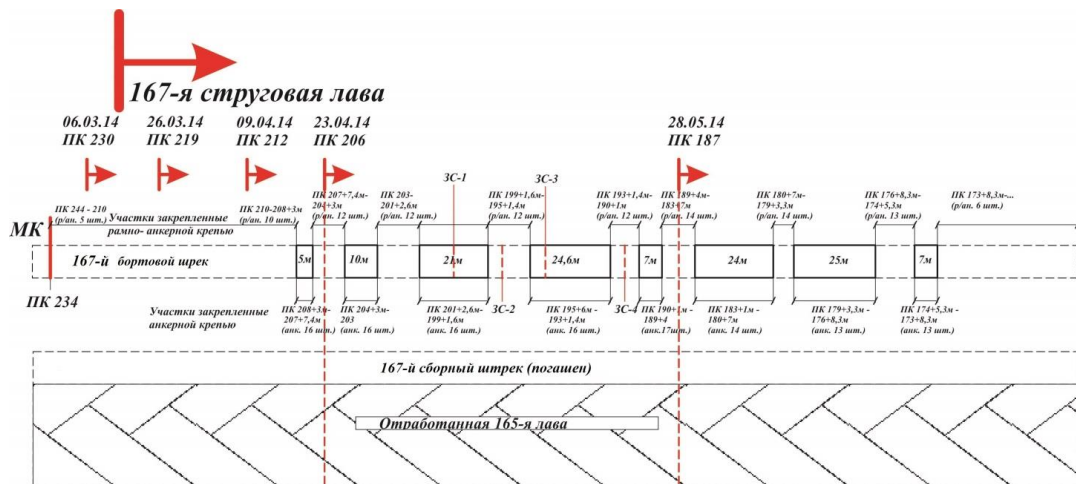


Рисунок 3.2 – Локализация участков, закрепленных анкерной крепью

Измерялись вертикальная и горизонтальная конвергенции по мере приближения забоя струговой лавы. Отмечено, что вклад пучения пород почвы в вертикальную конвергенцию составляет, в среднем, 70 %. Изменения величины и скорости смещений почвы представлены на рисунках 3.3 и 3.4 соответственно.

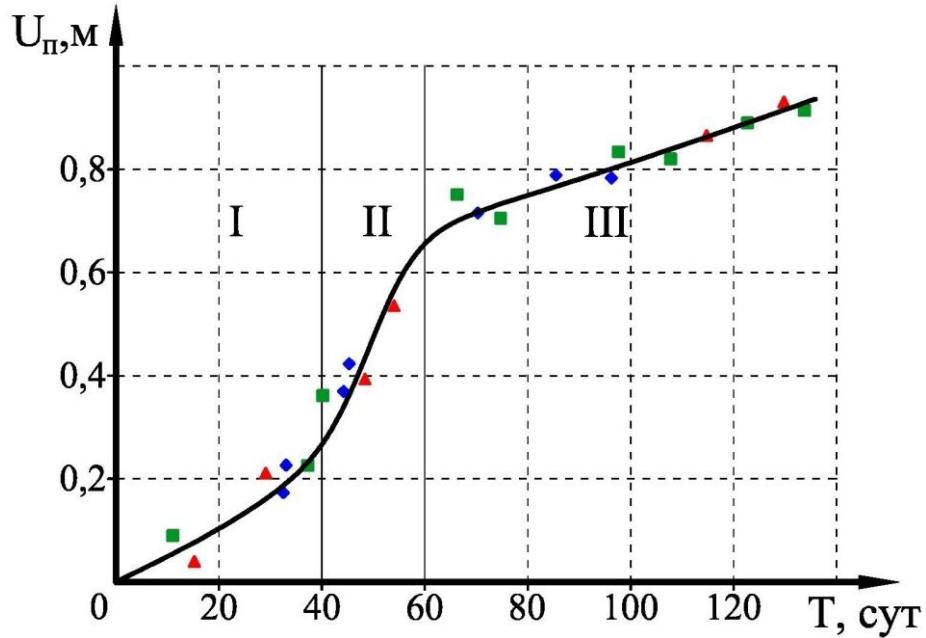


Рисунок 3.3 – Развитие смещений пород почвы во времени при скорости подвигания забоя струговой лавы 5 м/сут и нагрузке на забой 1500-1800 т/сут

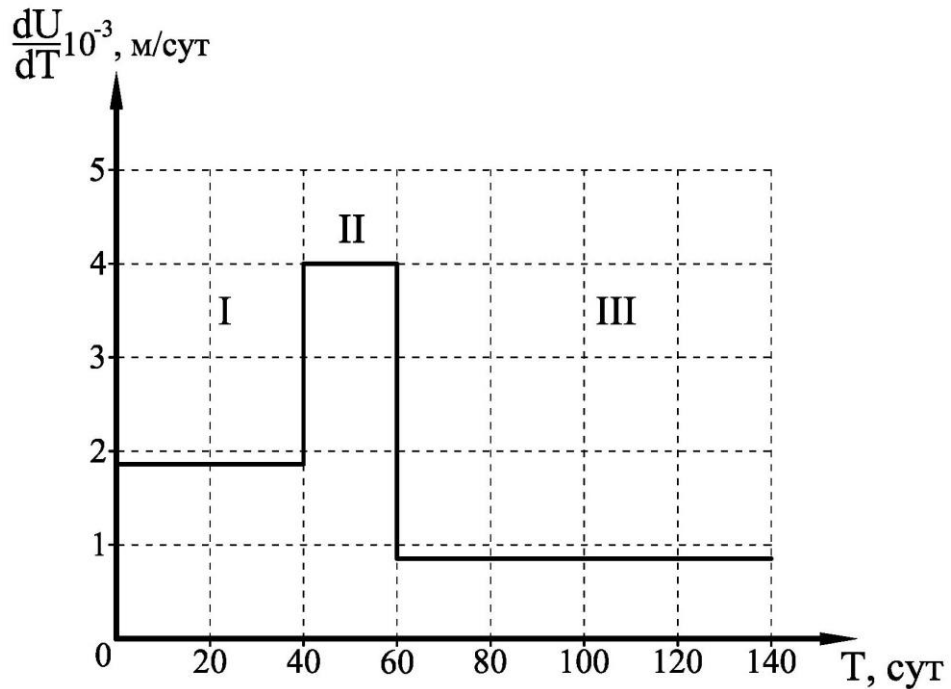


Рисунок 3.4 – Скорость смещений пород почвы при скорости подвигания забоя струговой лавы 5 м/сут и нагрузке на забой 1500-1800 т/сут

Их анализ показал, что влияние забоя приближающейся лавы начинает существенно сказываться на расстоянии 60...70 м, когда величина вертикальной конвергенции составляет 0,4...0,5 м. Это соответствует, примерно, пятидесятым суткам. При этом величина перемещений пород почвы подчиняется экспоненциальной зависимости следующего вида:

$$\Delta U = a / (1 + b e^{-ct}), \quad (3.1)$$

где ΔU – перемещение почвы; t – сутки наблюдений ($t = 60$ суток), a , b , c – коэффициенты, полученные в результате выполнения натурных исследований, при этом $a = 0,9$; $b = 45$; $c = 0,2$. Ошибка аппроксимации составляет $R^2 = 0,95$.

Из графиков следует, что существенное поднятие пород почвы происходит уже на девятые сутки после перемещения забоя выработки от измерительного пункта. После этого в течение 40 суток пучение пород почвы достигает 0,5 м и более, а затем интенсивность процесса замедляется. Анализ показал, что подобные измерения, выполненные А.Ю.Король [352] на шахте «Добропольская» и представленные на графике рисунка 3.5, также аппроксимируются зависимостью (3.1).

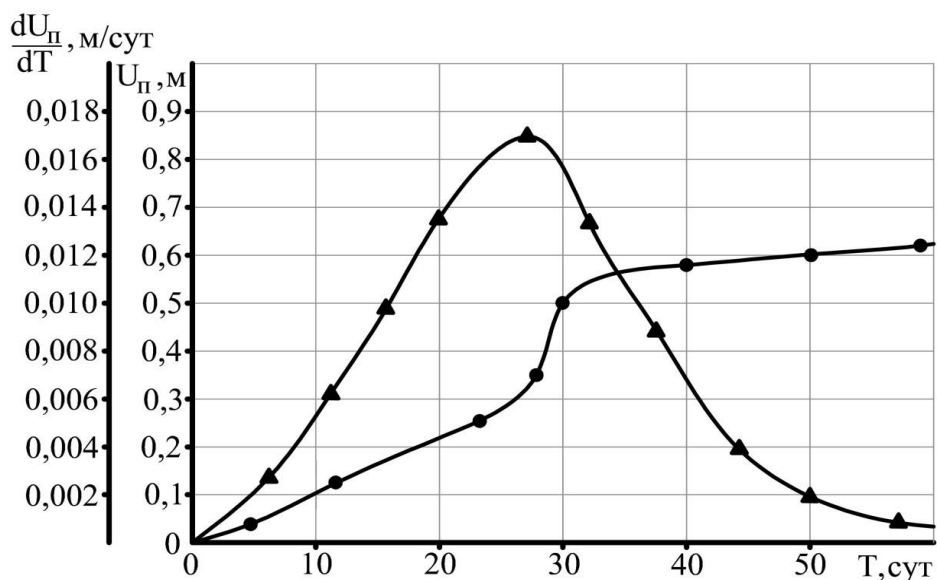


Рисунок 3.5 – Скорость и величина поднятия пород почвы (ПК 60; ● – величина поднятия; ▲ – скорость поднятия)

Обширные эксперименты в отношении установления закономерностей деформирования приконтурного массива в 90-х годах прошлого века были выполнены М.А. Выгодиным [199].

На рисунках 3.6-3.8 приведены типичные графики смещений, соответственно, кровли, почвы и боков на глубинной станции, установленной в первом восточном магистральном конвейерном штреке пл. С₁₀ гор. 370 м шахты «Им. Героев Космоса» [321, 199, 353-355]. Графики построены для реперов, заложенных на глубине 0, 1, 2, 3 и 4 м от контура выработки.

На рисунке 3.9 приведены типичные графики смещений и скорости смещений контурных реперов, установленных в квершлагае №3 (ПК 24-12) гор. 450 м шахты им. Героев Космоса, построенные по данным [199].

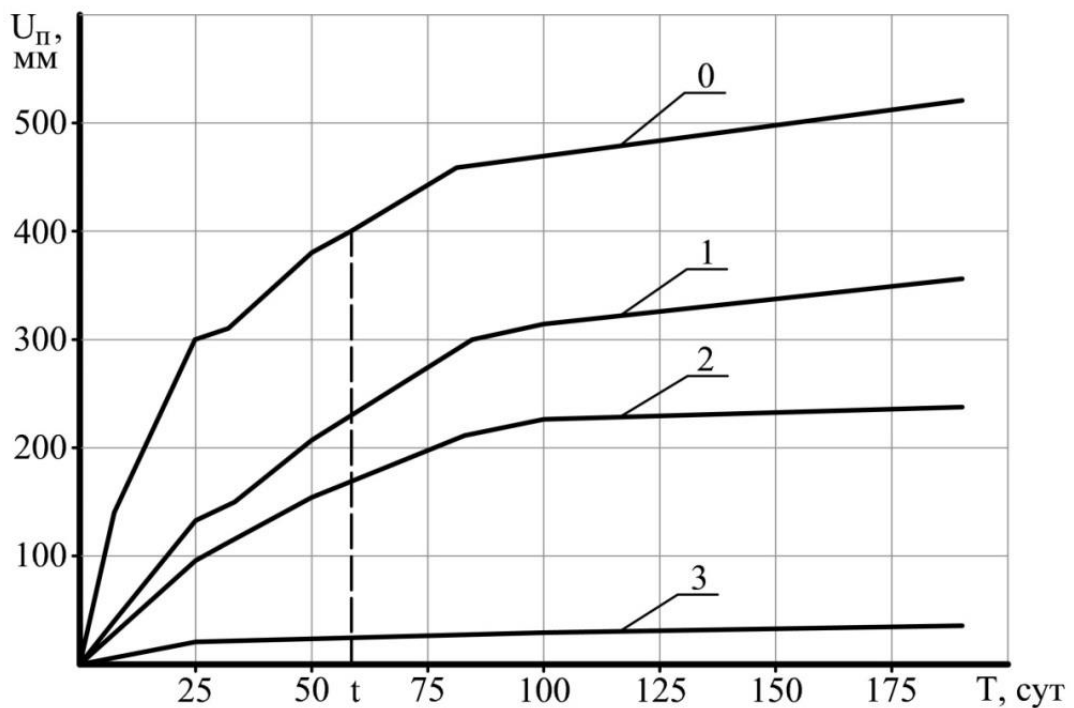


Рисунок 3.6 – Смещения пород почвы приконтурного слоя вмещающего массива на 1-ом восточном магистральном конвейерном штреке гор. 370 м шахты им. Героев Космоса: 0, 1, 2, 3 – глубина заложения реперов в м; T- время проведения тампонажа закрепного пространства, сут

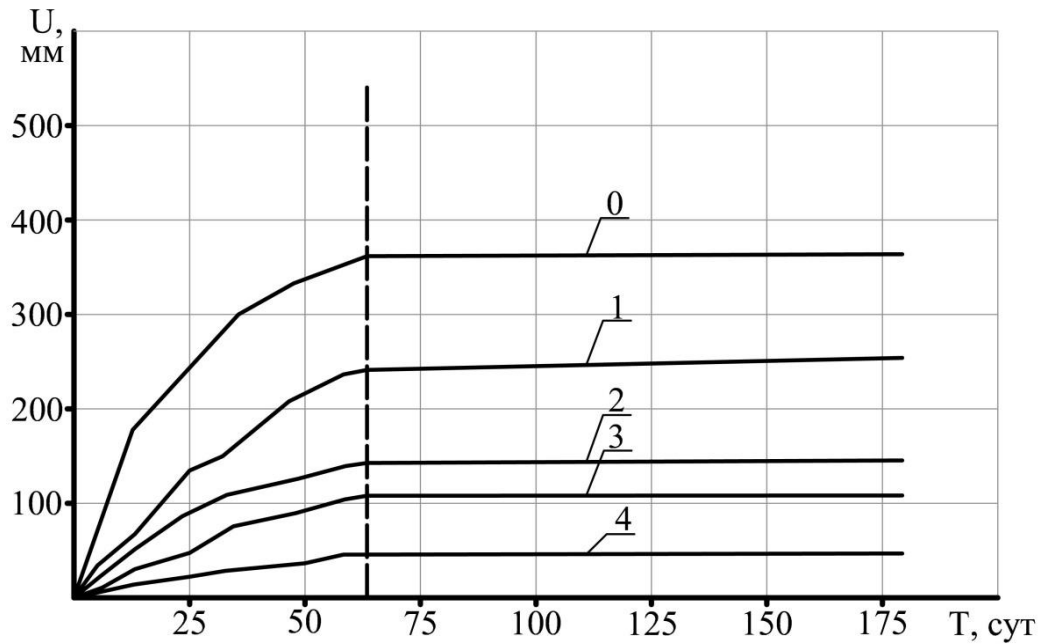


Рисунок 3.7 – Смещения пород кровли приконтурного слоя вмещающего массива на 1-ом восточном магистральном конвейерном штреке гор. 370 м шахты им. Героев Космоса: 0, 1, 2, 3 – глубина заложения реперов в м; T – время проведения тампонажа закрепного пространства, сут

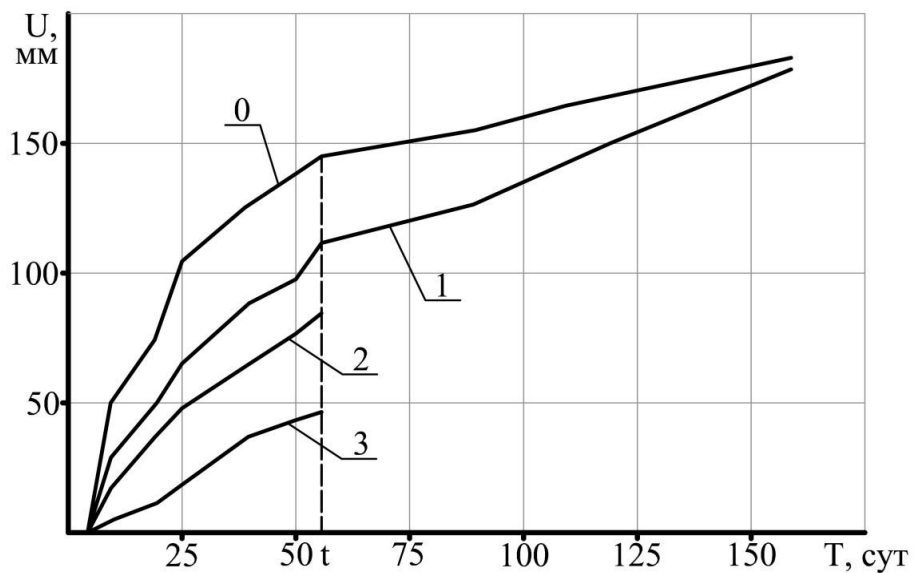


Рисунок 3.8 – Смещения боковых пород приконтурного слоя вмещающего массива на 1-ом участке (ПК194) первого восточного магистральном конвейерного штрека гор. 370 м шахты им. Героев Космоса: 0, 1, 2, 3 – глубина заложения реперов в м; T – время проведения тампонажа закрепного пространства, сут

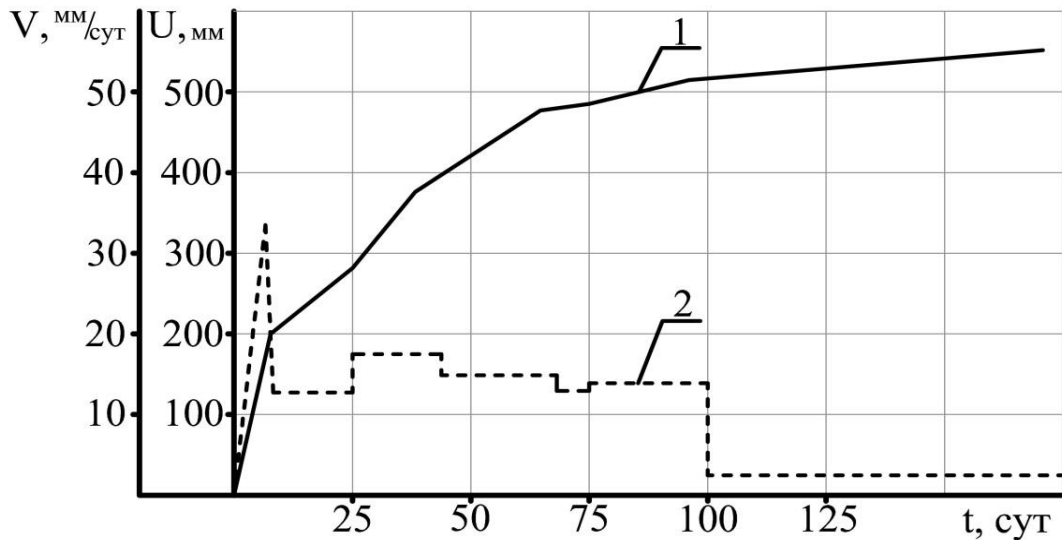


Рисунок 3.9 – График смещений пород почвы (1) и скорости смещений (2) во времени эксплуатации квершлага №3 (ПК 24-12 п) гор. 480 м шахты «Им. Героев Космоса»

Из них следует, что геомеханические процессы в окрестности исследуемой типичной выработки, расположенной вне зоны влияния очистных работ, нелинейно развиваются в течение 50 суток. За это время смещения почвы достигают того критического значения, когда для нормального протекания технологических процессов в выработке требуется подрывка пород почвы и сопутствующая перестилка рельсового пути. Выполненный через 50-60 дней тампонаж закрепного пространства привел к стабилизации смещений в приконтурном пространстве и снижению скорости деформаций до нуля.

В результате анализа обширных измерений, выполненных на шахтах Западного Донбасса М.А. Выгодиным, была предложена следующая картина деформирования приконтурного массива в окрестности протяженных выработок, расположенных вне зоны влияния очистных работ.

В процессе перемещения забоя проводимой выработки в ее приконтурном пространстве последовательно образуются три зоны разрушенных пород, разделенных зияющими трещинами (рисунок 3.10).

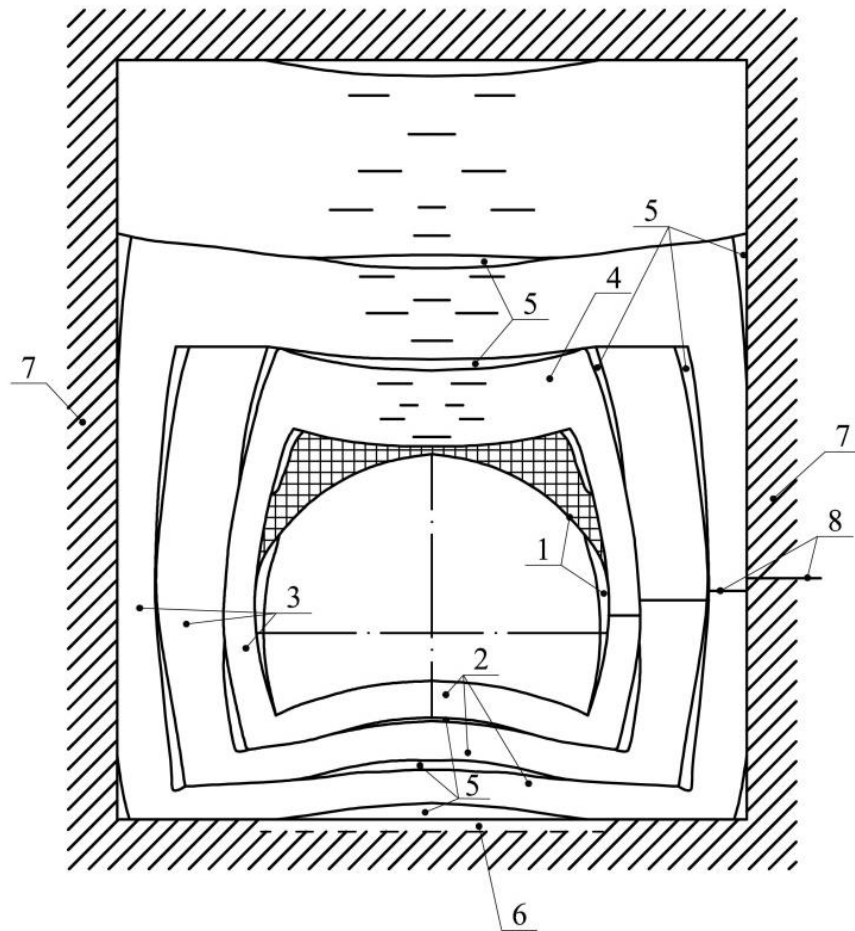


Рисунок 3.10 – Схема деформирования пород приконтурного слоя и образования зон разрушения: 1 - металлическая арочная податливая крепь; 2 – породы почвы; 3 – боковые породы; 4 – породы кровли; 5 – пустоты и трещины; 6 – вода; 7 – ненарушенный массив вмещающих пород; 8 – маркирующий пласт [193]

Толщина слоев, начиная от внешнего по отношению к контуру выработки, составляет, в среднем, 25, 50 и 75 см соответственно. При этом смещения первого слоя достигают до 0,5 м, второго – до 0,2 м, третьего – до 0,05 м. Ширина трещин между слоями соответственно равна 0,1 м, 0,05 м, и 0,01 м в кровле выработки и, примерно, вдвое меньше в почве.

Со стороны почвы развивается пучение пород. При этом активная зона имеет глубину около полупролета выработки. Бока выработки неравномерно смещаются внутрь, что особенно заметно у почвы. В кровле постепенно формируется зона разрушенных пород, создающих нагрузку на крепь. Весь этот процесс растянут во

времени и пространстве. В условиях шахт Западного Донбасса он реализуется на расстоянии 30...50 м от забоя выработки. Это обстоятельство отражено на рисунке 3.11, где $k(L)$ – это функция влияния забоя выработки, имеющая значения, изменяющиеся от некоторой минимальной величины непосредственно у плоскости забоя $k(L)_{min} \approx 0.1...0.2$ до $k(L) = 1$ на расстоянии 30...50 м. Эта нелинейная функция как-бы снижает гравитационные силы – γH в пределах влияния забоя.

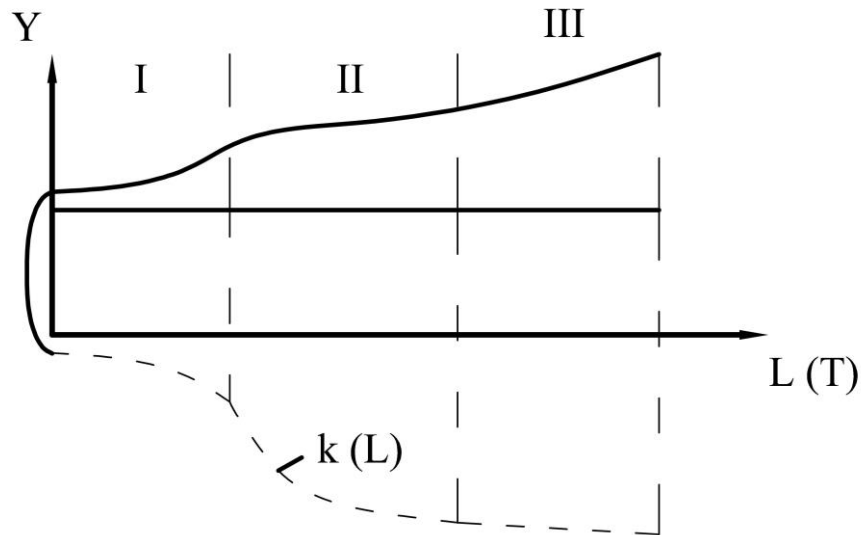


Рисунок 3.11 – Развитие геомеханических процессов по мере перемещения забоя выработки

По мере уменьшения этого влияния происходит изменение геомеханического состояния приконтурного массива с образованием трех характерных зон, показанных на рисунке 3.12. В пределах зоны I образуется замкнутая область неупругих деформаций. В пределах зоны II реализуется вспучивание пород почвы. В пределах зоны III продолжается деструкция вмещающих пород, сопровождающаяся развитием трещин в боках и кровле выработки, что приводит к образованию свода естественного равновесия, в пределах которого формируется нагрузка на крепь.

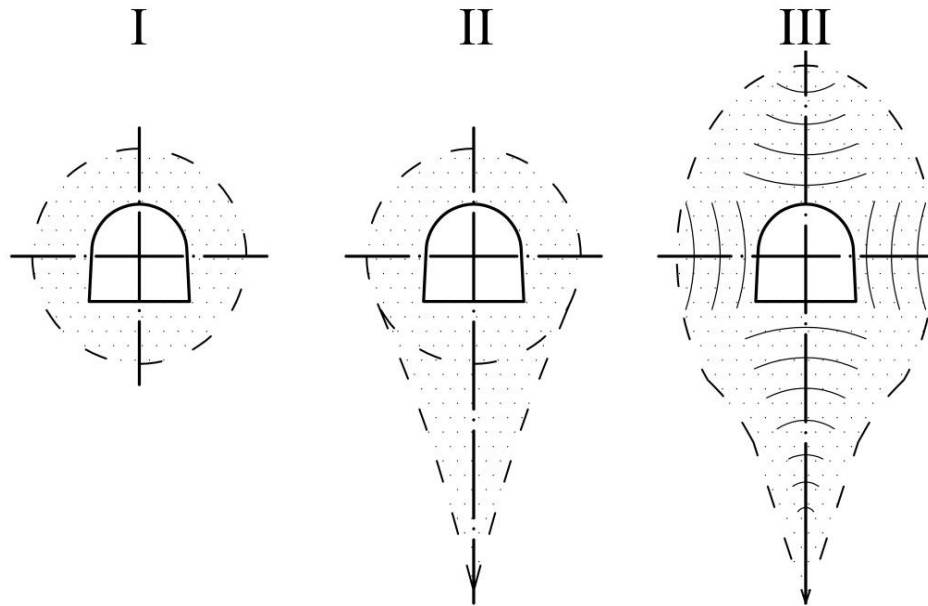


Рисунок 3.12 – Эволюция геомеханических зон в приконтурном породном массиве по мере удаления забоя выработки

По мере удаления от забоя образование зон сопровождается неупругим расширением пород в приконтурной области.

3.3. Оценка средней величины коэффициента разрыхления пород в приконтурной области выработки

Процесс пучения пород почвы в горных выработках протекает во времени от нуля до некоторой конечной величины поднятия, которая обычно принимается равной 0,3 м. До этого значения пучение не сильно влияет на технологические операции. После достижения порога пучения делается подрывка пород почвы, и процесс повторяется многократно в зависимости от срока службы выработки и интенсивности проявления горного давления. Это обстоятельство отражено на рисунке 3.13, где величина U_n^* – предел (порог) пучения.

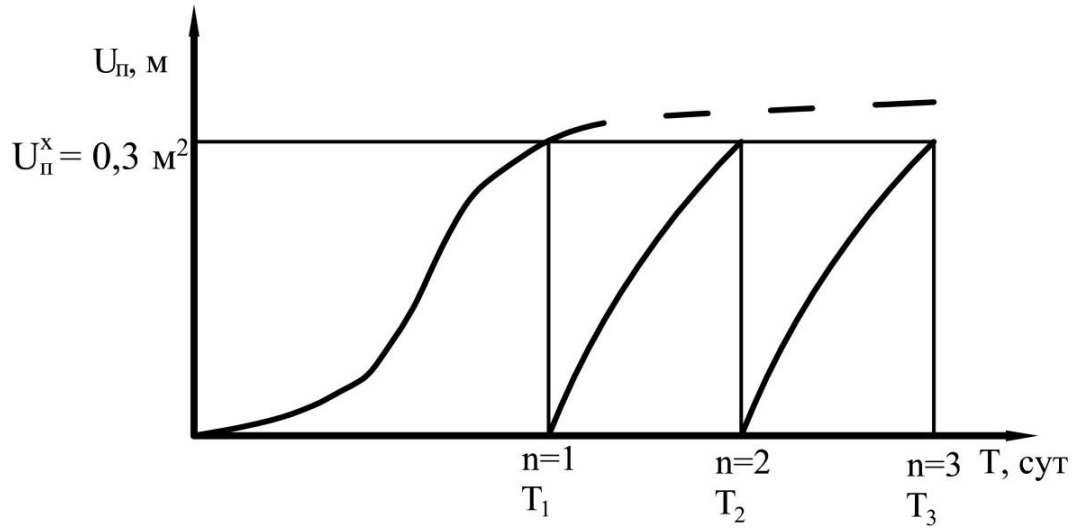


Рисунок 3.13 – Процесс пучения пород почвы и его устранения (подрывки)

На рисунке 3.14. приведена расчетная схема к определению коэффициента разрыхления.

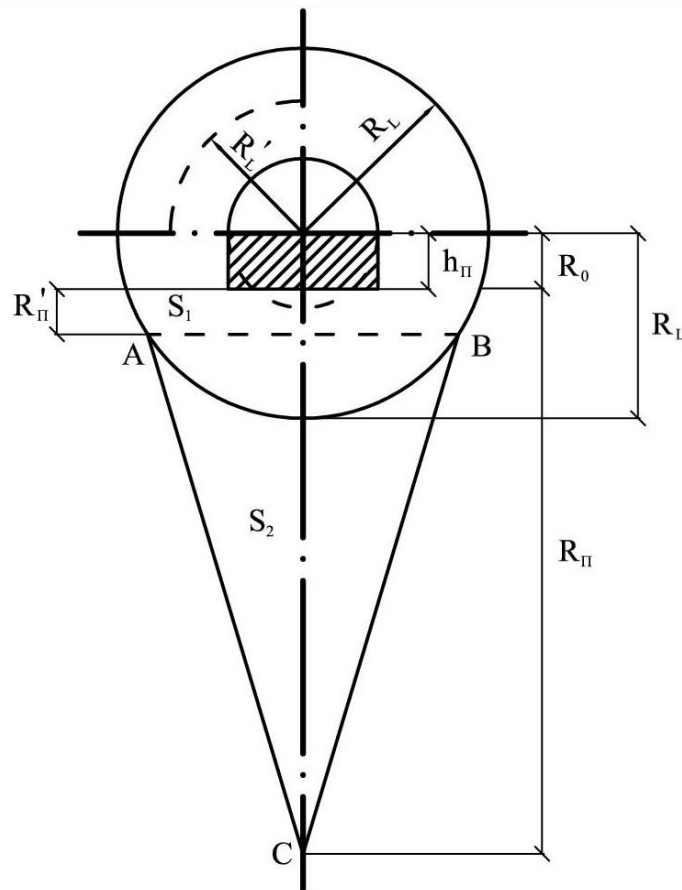


Рисунок 3.14 – Расчетная схема к определению коэффициента разрыхления

Величина подрывки пород почвы $h_{\text{подр}}$ за все время службы выработки составляет:

$$h_{\text{подр}} = n \times h_n, \quad (3.2)$$

где n – число подрывок, h_n – высота подрываемого слоя пород.

При одной подрывке, а это вполне реально при существующих темпах проведения выработок и отработки лав, можно принять, что $n = 1$.

Судя по натурным наблюдениям за состоянием пород в приконтурной области выработок в активный процесс деформирования и перемещения включены породы, находящиеся в нижней части зоны неупругих деформаций S_1 , и породы, которые вовлечены в процесс пучения – S_2 . Величина S_1 равна

$$S_1 = \frac{1}{2} \pi (R_L^2 - R_0^2), \quad (3.3)$$

где R_L – радиус зоны неупругих деформаций, а R_0 – полупролет выработки.

Величину S_2 с незначительной погрешностью можно представить, как площадь треугольника ABC :

$$S_2 = \frac{1}{2} 2R_L (R_n + R_0 - R_L) = R_L (R_n + R_0 - R_L), \quad (3.4)$$

где R_n – глубина пород со стороны почвы, вовлеченных в процесс пучения.

Площадь, занимаемая вспученными породами в выработке, равна

$$S_n = 2R_0 h_{\text{подр}} = 2n h_n R_0. \quad (3.5)$$

Тогда коэффициент разрыхления определится из выражения

$$\beta = \frac{(S_1 + S_2 + S_n)}{S_1 + S_2} = 1 + \frac{S_n}{(S_1 + S_2)} \quad (3.6)$$

или, раскрывая входящие значения,

$$\beta = 1 + \frac{2nR_0h_n}{0,5\pi(R'_L - R_0^2) + R_L(R_n + R_0 - R'_L)} \quad (3.7)$$

Исследования в области моделирования процесса пучения пород почвы, основанные на бифуркационной гипотезе [98], позволили сделать следующие обобщения в части геомеханических параметров характерных зон, вовлеченных в активный процесс перемещения в сторону выработки. Так, величина $R'_L \approx 1,5R_0$, а величина $R'_n \approx R_0$, где R'_L – величина зоны руинного разрушения пород вокруг выработки, R'_n – глубина пород почвы, вовлеченных в активный процесс пучения. Тогда выражение (3.7) после преобразований может быть представлено в следующем виде:

$$\beta = 1 + \frac{nh_n}{R_0} \quad (3.8)$$

Так, при $n = 1$ $\beta = 1,12$, что совпадает с предположениями А. Лабасса и других исследователей [356-360]. Процесс пучения носит ярко выраженный временной характер, т.е. $\beta = \beta(T)$, где T – время. Это находит свое отражение в количестве подрывок, распределенных достаточно равномерно во времени. В общем виде зависимость β от числа подрывок является линейной, что подтверждается примерно равными интервалами времени между подрывками. Она приведена на рисунке 3.15.

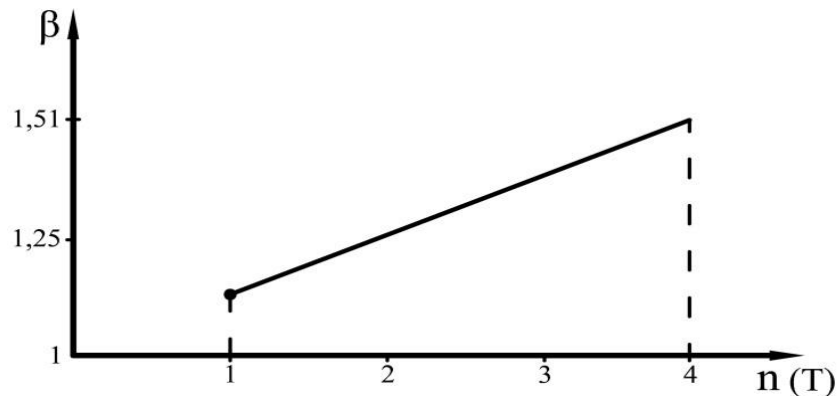


Рисунок 3.15 – Зависимость коэффициента разрыхления пород от числа подрывок

3.4. Численное моделирование геомеханических процессов образования зон дезинтеграции породного массива в окрестности одиночной выработки

Пластическое разрыхление породного массива в окрестности выработки происходит во времени и сопровождается снижением его прочности от некоторой начальной величины на разделе упругой и неупругой областей до практически нулевого значения у контура. При этом по мере удаления выделенного сечения выработки от забоя образуется три характерные зоны деструкции пород в приконтурном пространстве (см. рисунок 3.12). Процесс этот во времени протекает нелинейно, что отражено на рисунке 3.11. В соответствии с этим будем полагать, что и прочностные характеристики пород будут изменяться таким же образом. Если в выполненных ранее исследованиях А.Ю. Король [352] полагалось, что после прохождения точки бифуркации процесс вспучивания останавливается, и параметры его в дальнейшем не меняются, то задачей настоящего моделирования является установление закономерностей последующего развития этого процесса, исходя из анализа натуральных измерений. Как и прежде численное моделирование выполняется с помощью программного комплекса «Phase-2» канадской лаборатории Rokscience.

Расчетные схемы остаются прежними, но в пределах двух областей (пластической и вспучивания) в окрестности выработки и в почве предел прочности вмещающих пород уменьшается от начального значения R_c до $(0,7; 0,5; 0,34; 0,1)R_c$. При этом исследуются вертикальные перемещения на контуре выработки и в глубине массива, а также рассматривается появление зон растягивающих напряжений.

На рисунке 3.16 показана конфигурация области неупругих деформаций в зоне I. Геометрически правильные фигуры ограничивают области, в которых будет происходить уменьшение прочности пород. В данном случае коэффициент снижения прочности (деструкции) равен 1.

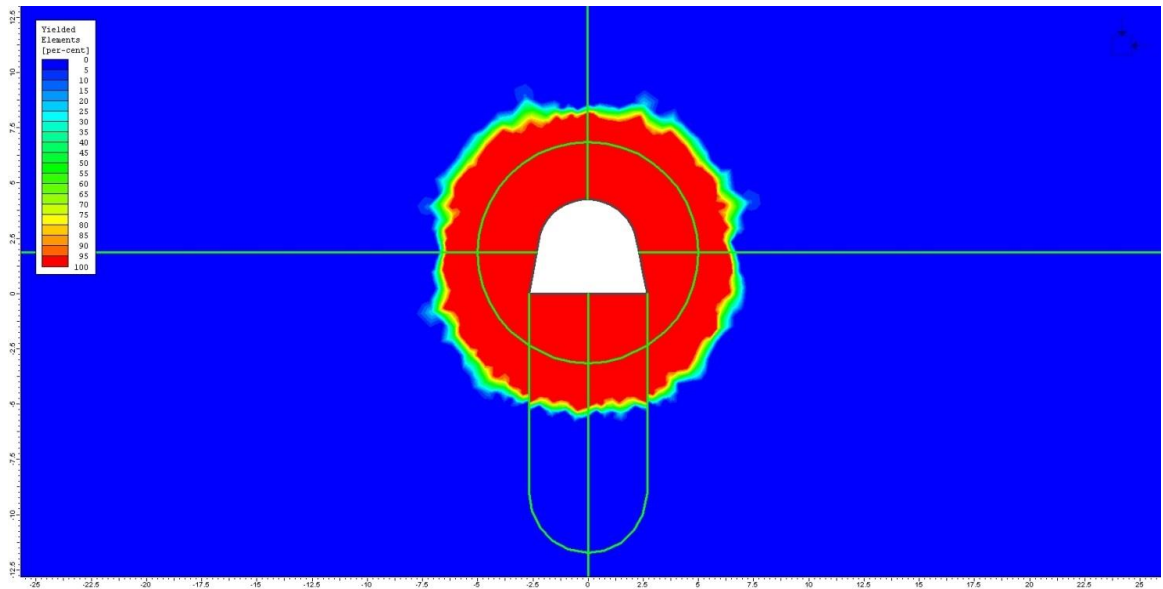


Рисунок 3.16 – Конфигурация области неупругих деформаций (зона I)

На рисунке 3.17 для рассматриваемого случая показаны вертикальные перемещения приконтурного массива.

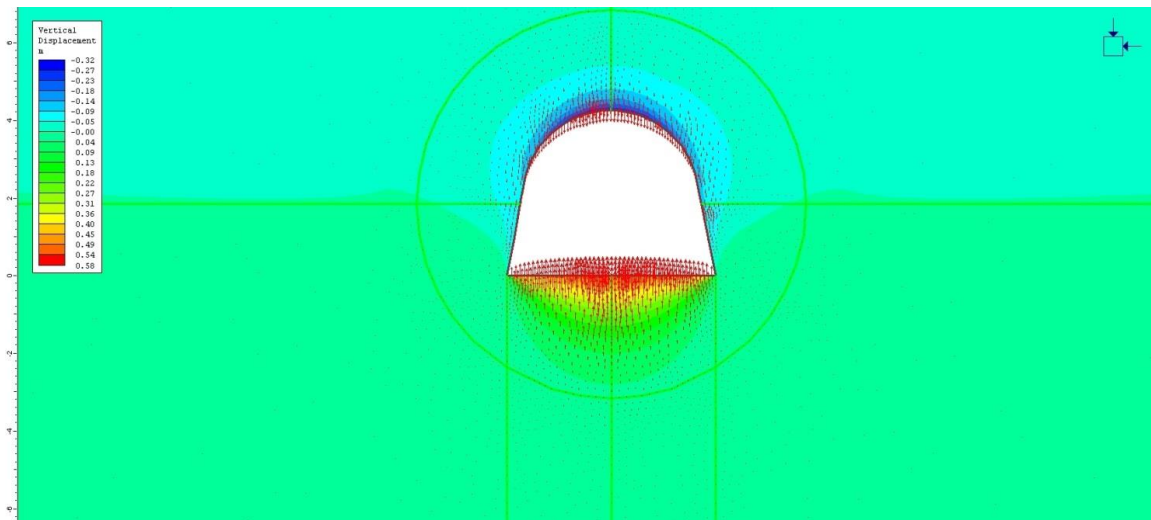


Рисунок 3.17 – Вертикальные перемещения в окрестности выработки (зона I)

На рисунке 3.18 показана конфигурация области неупругих деформаций после прохождения геомеханической системой точки бифуркации (зона II). В почве образуется вытянутая вниз область, породы в центре которой подвергаются наибольшей деструкции.

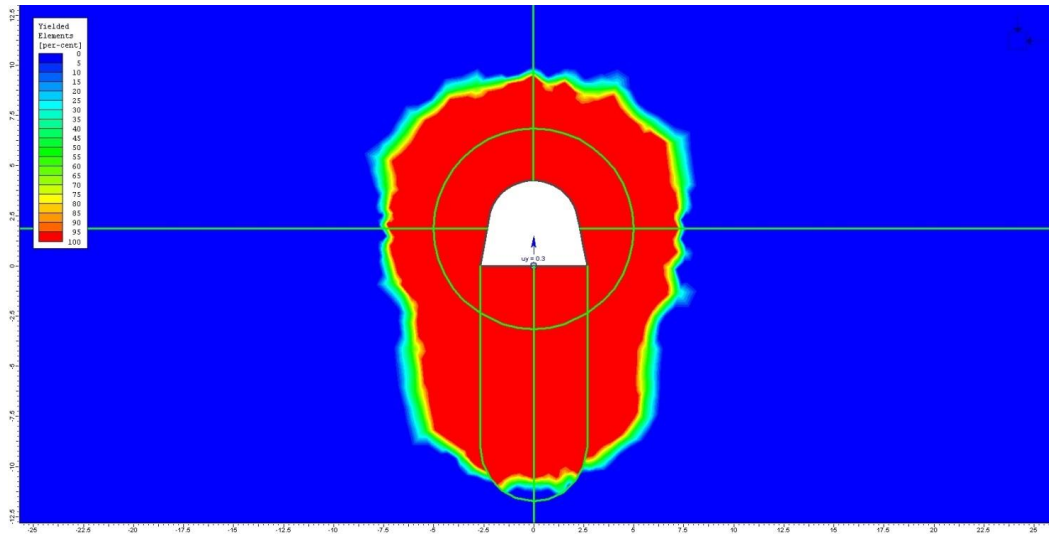


Рисунок 3.18 – Конфигурация области неупругих деформаций (зона II)

На рисунке 3.19 приведена картина вертикальных перемещений для рассматриваемого случая.

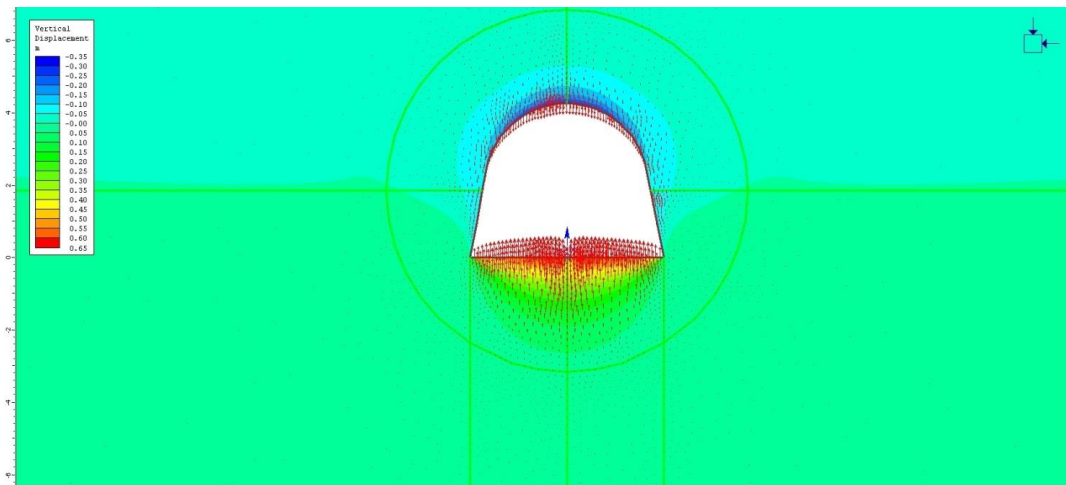


Рисунок 3.19 – Распределение вертикальных перемещений в зоне II

Последующие расчеты были выполнены для коэффициента деструкции пород $k = 0,7; 0,5; 0,3; 0,1$.

На рисунке 3.20 показано, как изменилась конфигурация и размеры области неупругих деформаций для случая, когда $k = 0,1$ (зона III).

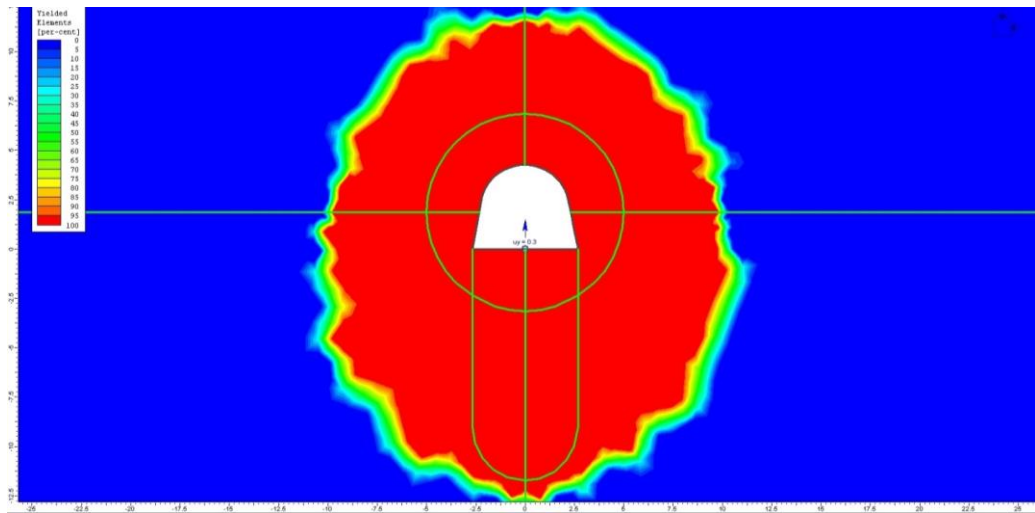


Рисунок 3.20 – Конфигурация области неупругих деформаций в зоне III

Видно, что область увеличена по отношению к первому варианту, она по форме приближается к эллипсу. Существенно изменилась картина вертикальных перемещений (рисунок 3.21), они распространяются на большую глубину и более интенсивны.

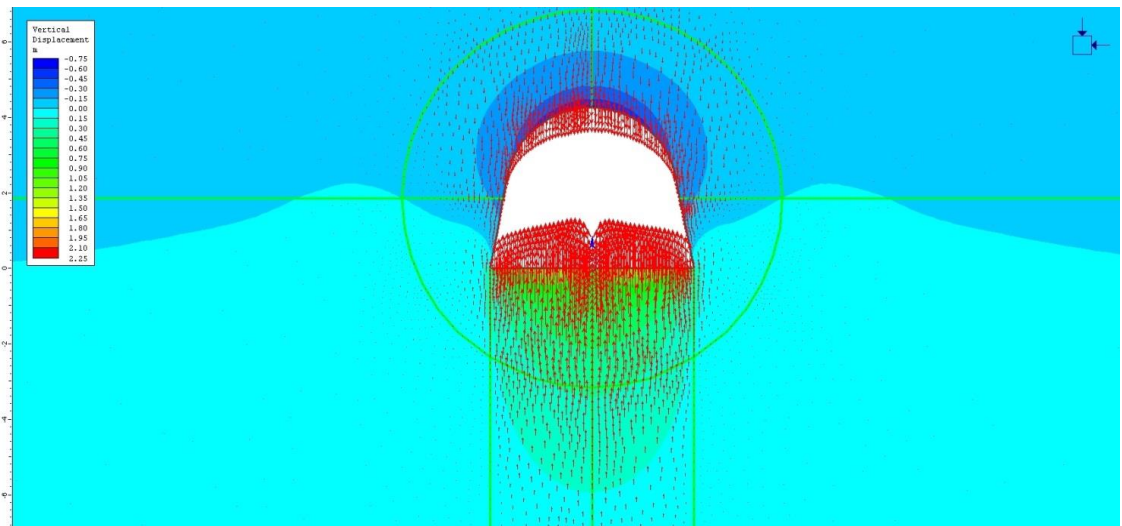


Рисунок 3.21 – Картина вертикальных перемещений
вокруг выработки в зоне III

На рисунке 3.22 приведены графики изменения перемещений вдоль контура выработки по мере увеличения деструкции породного массива и уменьшения его прочности, на рисунках 3.23 и 3.24 показано изменение вертикальных перемещений в кровле, почве и боках выработки в зависимости от уменьшения прочности пород. На рисунке 3.25 приведено изменение вертикальных перемещений на контуре выработки (кровля и почва) в зависимости от степени деструкции пород.

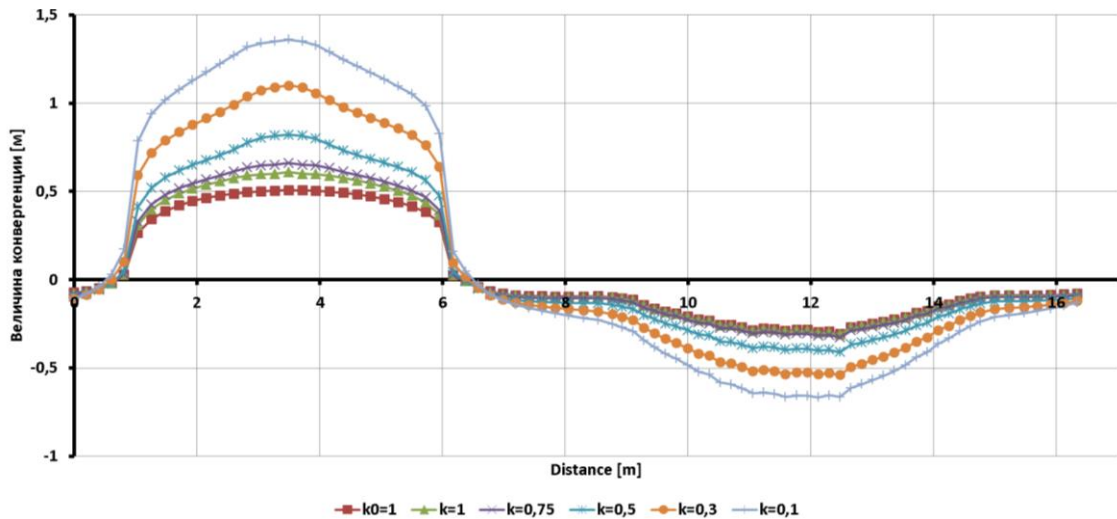
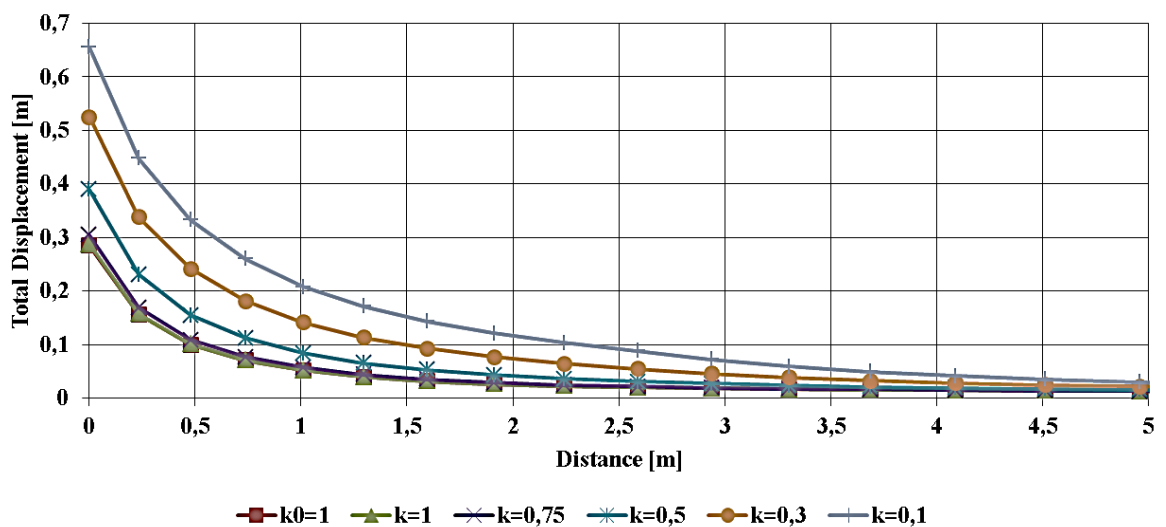


Рисунок 3.22 – Изменения величины перемещений на контуре выработки в зависимости от степени разрушенности приконтурного массива (положительные значения направлены вверх - почва выработки)

a)

Вертикальные смещения в кровле выработки Total Displacement



б)

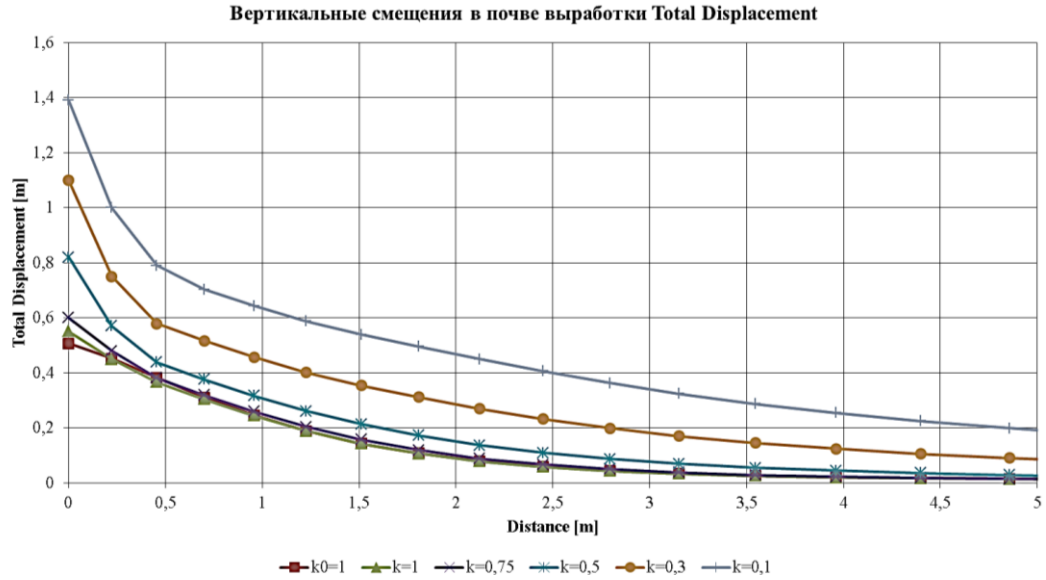
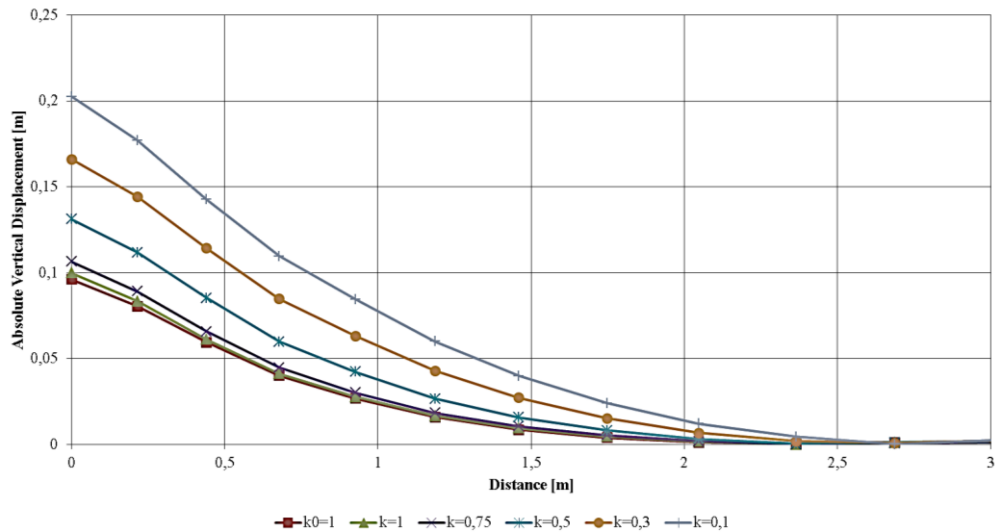


Рисунок 3.23 – Изменение вертикальных перемещений в приконтурном пространстве кровли (а) и почвы (б) выработки в зависимости от уменьшения прочности вмещающих пород

Из них следует, что после реализации всех геомеханических процессов в зонах I и II в зоне II происходит дальнейшее изменение параметров упругопластического состояния по нелинейному закону.

а)



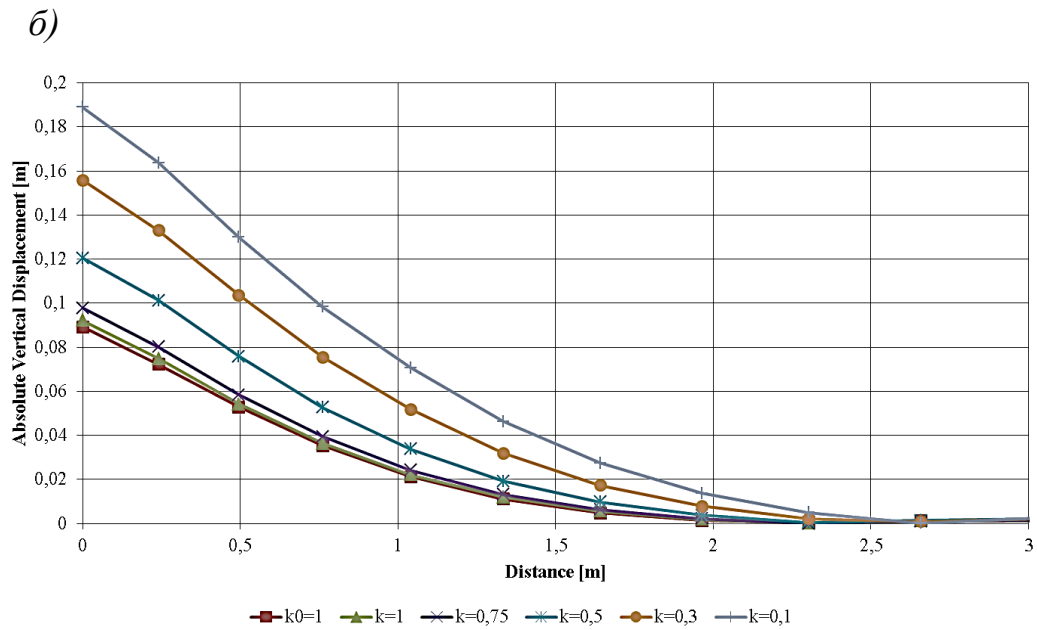


Рисунок 3.24 – Изменение вертикальных перемещений в приконтурном пространстве правого (а) и левого (б) боков выработки в зависимости от уменьшения прочности вмещающих пород

При этом перемещения почвы и кровли подчиняются соответственно следующим логарифмическим зависимостям:

$$U_n = 0,34 \ln(k) + 0,5923, \quad R^2 = 0,9929, \quad (3.9)$$

$$U_k = 0,16 \ln(k) - 0,3, \quad R^2 = 0,9921 \quad (3.10)$$

Здесь k – коэффициент снижения прочности (деструкции) пород.

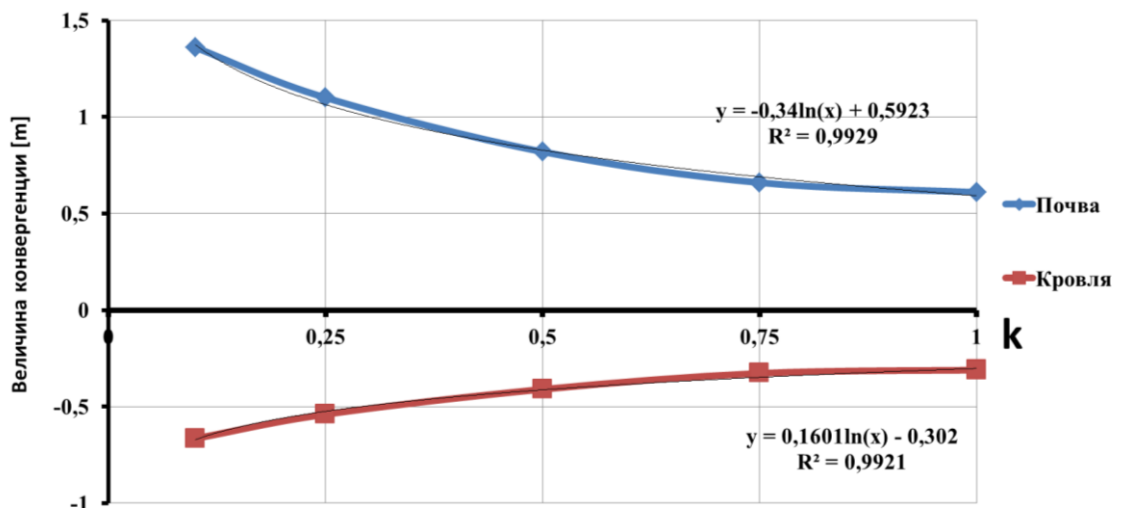


Рисунок 3.25 – Изменения величины перемещений в кровле и почве на контуре выработки в зависимости от степени разрушенности приконтурного массива

Снижение прочности пород вокруг выработки вследствие протекания физических процессов деструкции затрагивает не только контур выработки, но и простирается вглубь массива, определяя будущую устойчивость выработки. Это обстоятельство отражено на рисунке 3.26.

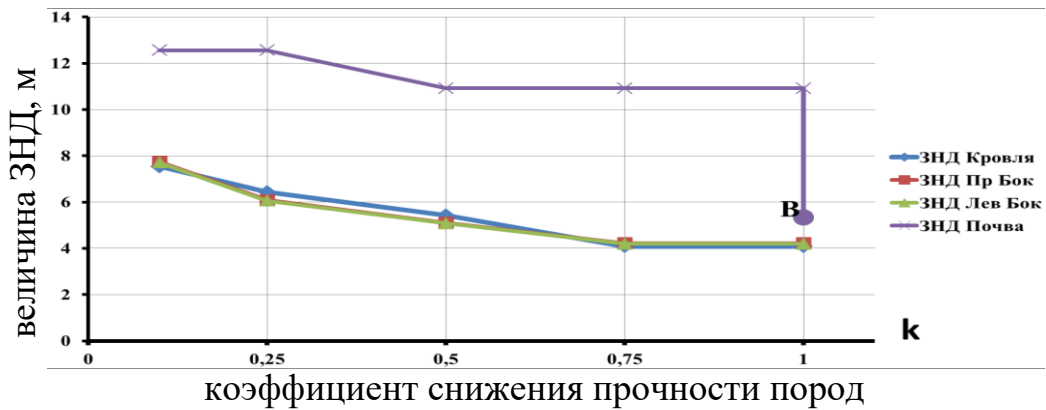


Рисунок 3.26 – Изменения величины зоны распространения ЗНД от контура выработки в глубь массива (*B* – точка бифуркации)

Из него следует, что после вспучивания (точка *B* на графике рисунок 3.26) эти процессы в большей степени затрагивают породы кровли, увеличивая размер области пластических деформаций в вертикальном направлении почти в 2 раза. На рисунках 3.27-3.29 последовательно показано как увеличивается область, внутри которой реализуются растягивающие напряжения, которым породы сопротивляются плохо.

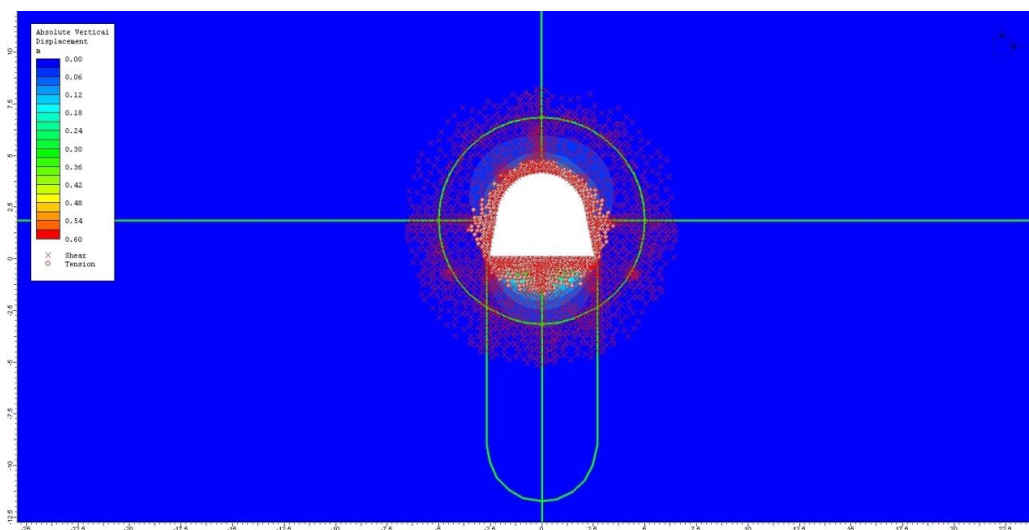


Рисунок 3.27 – Область растягивающих напряжений в зоне I

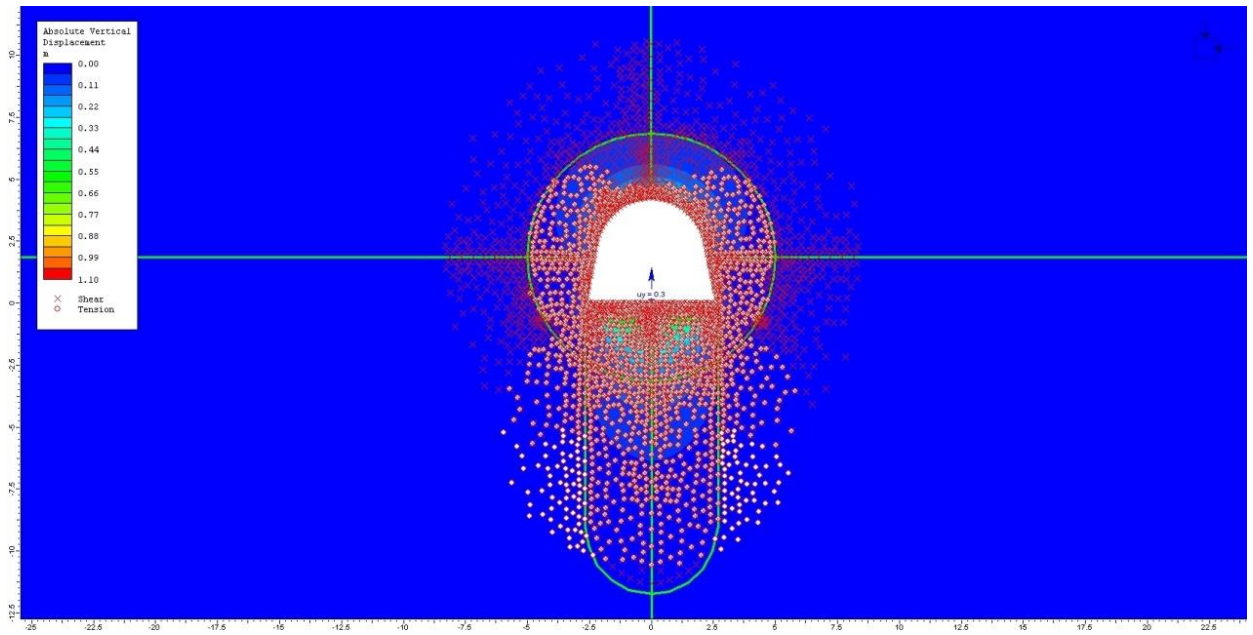


Рисунок 3.28 – Область растягивающих напряжений в зоне II

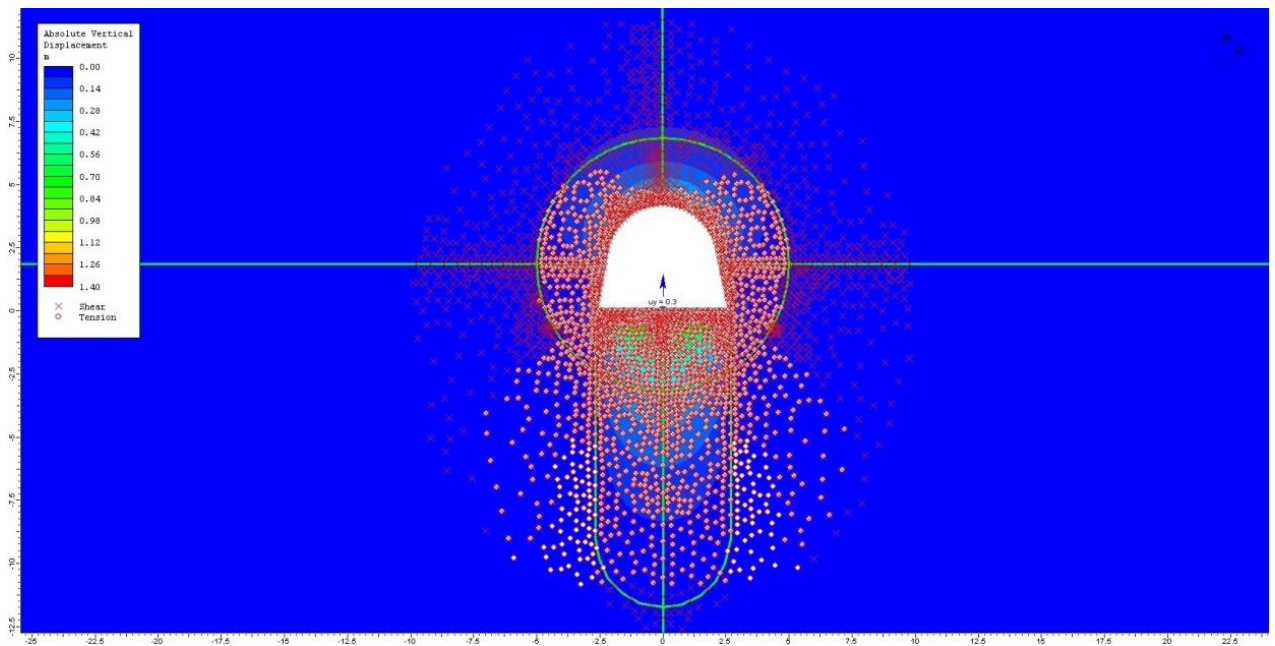


Рисунок 3.29 – Область растягивающих напряжений в зоне III

Области растягивающих напряжений, представленные на рисунках 3.27-3.29 способны образовывать те системы техногенных трещин в окрестности выработки, о которых шла речь в начале раздела.

Управлять этим процессом можно, своевременно изменяя механические свойства окружающего выработку породного массива, например, с помощью

установки анкерных болтов и выполнения работ по их упрочению набрызгбетоном.

Таким образом, предложена деформационная модель развития геомеханических процессов в окрестности протяженных выработок шахт Западного Донбасса, на основе которой можно определить параметры технологии возведения комбинированных крепей, работающих с использованием несущей способности приконтурного породного массива по мере удаления забоя выработки и образования зон кольцевых трещин.

Выводы

1. Выполнен анализ гипотез проявления горного давления, сопровождающегося большими статическими деформациями контура выработок, в том числе пучением пород почвы. В качестве наиболее обоснованной выбрана бифуркационная теория пучения пород почвы, предполагающая потерю упругопластической устойчивости ослабленного выработкой породного массива при достижении перемещений контура некоторой критической величины, при этом выработка и окружающий её породный массив под действием гравитационных сил рассматривается как единая геомеханическая система, находящаяся в предельном деформированном состоянии.

2. Усовершенствована численная модель пучения пород почвы, что позволило объяснить явление вывалообразования, как следствие появления растягивающих напряжений в породах кровли на завершающем этапе эволюции геомеханических процессов в окрестности капитальных протяжённых выработок, сооружаемых в горногеологических условиях шахт Западного Донбасса.

3. Получена зависимость коэффициента разрыхления пород в приконтурной области протяженной выработки для условий неустойчивых вмещающих пород глубоких шахт от числа операций по устранению области пучения (далее подрывка) пород почвы выработки при достижении порога пучения и представлена расчетная схема его определения.

4. Доказано, что перемещения пород кровли и почвы в выработке по мере удаления от забоя зависят от степени их деструкции и подчиняются логарифмическому закону, что позволяет на этой основе управлять деформационными процессами путём изменения механических свойств породного массива, например, путём своевременного ограничения деформаций в кровле с помощью анкерных болтов и инъектирования цементно-песчаными растворами.

ГЛАВА 4

УПРАВЛЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТЬЮ КАПИТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ БОЛЬШИХ ДЕФОРМАЦИЙ ПОРОД ПОЧВЫ

Как было показано выше, в горно-геологических условиях шахт Западного Донбасса одной из эффективных мер повышения устойчивости выработок с пучащей почвой является вовремя выполненный тампонаж закрепного пространства. Ниже поставлена и решена численно задача об оценке напряженно-деформированного состояния в окрестности такой выработки по мере развития деформационных процессов в связи с перемещением забоя выработки. Исследования выполнены на основе изложенной в предыдущей главе модели развития кольцевых трещин в окрестности одиночной выработки.

4.1. Способы поддержания выработок на основе крепи с использованием несущей способности приконтурного массива пород

Основным способом поддержания выработок является их крепление. Применяемые в настоящее время крепи (за исключением некоторых конструкций) не в состоянии существенным образом повлиять на напряженно-деформированное состояние массива и выполняют лишь пассивную роль, являясь подпорно-ограждающими конструкциями. В работе [361], основываясь на результатах геомеханических исследований и технико-экономического анализа, утверждается, что только увеличение плотности крепи не является эффективным способом уменьшения смещений пород и повышения устойчивости подготовительных вы-

работок. Результаты экспериментов, приведенные в [362], показали, что шестикратное увеличение сопротивления крепи вызвало уменьшение конвергенции на 36 %. Увеличение несущей способности крепи позволяет лишь замедлить сдвигание внутрь выработки потерявших связь с горным массивом отдельных его частей и блоков, однако, этого недостаточно.

Кроме того, анализ отечественной и зарубежной литературы показал, что использование жестких крепей для поддержания подготовительных выработок в породах низкой и средней крепости не является приоритетным направлением. Жесткая крепь приостанавливает процессы перераспределения напряжений в приконтурной зоне породного массива, способствующие ее разгрузке. Громадный запас накопленной вокруг выработки упругой энергии в совокупности со статическим давлением может привести к быстрому разрушению крепи в случае превышения ее предельной несущей способности. Поэтому наблюдаемая тенденция по совершенствованию рамных крепей, как основного элемента охранной системы, заключается как раз в повышении величины допустимой податливости крепи, но при одновременном увеличении рабочей и предельной несущей способности.

Опыт сооружения и эксплуатации шахт в сложных горно-геологических условиях свидетельствует о том, что для обеспечения эксплуатационного состояния выработок необходимо наряду с установкой крепи применять специальные меры по управлению процессом разрушения окружающих пород. Изменяя напряженное состояние и свойства вмещающих выработку пород, можно управлять характером и количественными величинами проявлений горного давления.

Наряду с совершенствованием конструкции самой металлической крепи, которая в настоящее время является основной на угольных шахтах, эффективными способами повышения устойчивости выработок являются следующие:

- применение анкерной и рамно-анкерной крепи;
- тампонаж закрепного пространства и приконтурного массива пород;
- обеспечение плотного контакта крепи с породным контуром (рукавами Буллфлекс);
- применение замкнутых конструкций крепей;

- применение комбинированных крепей, использующих несущую способность приконтурного массива пород.

Среди мероприятий, воздействующих на окружающий выработку массив, средства, направленные на его упрочнение и предупреждение расслоений, дают наибольший эффект в повышении устойчивости выработок.

В настоящее время для этого применяют различные способы: механические, химические (и химико-механические) – нагнетание скрепляющих составов в горные породы, установка сталеполлимерных анкеров и армировочных винтов.

Поддерживающие крепи с одной стороны и механические или химические способы упрочнения пород с другой, выполняют различные функции и должны дополнять друг друга. Это в большинстве случаев позволяет сохранить устойчивость выработок даже при уменьшении плотности установки более дорогой и металлоемкой поддерживающей крепи.

В условиях больших смещений пород, особенно на больших глубинах, не менее эффективны способы активной разгрузки пород от напряжений (камуфлетными взрывами, прорезкой разгрузочной щели), иногда с последующим их упрочнением цементно-песчаным раствором. Разгрузка массива может производиться как по всему окружающему контуру выработки (крепь "Монолит"), так и в локальных зонах – почве, боках (способ АРПУ), в пласте угля по бокам выработки (взрывополостной способ).

Кроме мероприятий, воздействующих на окружающий выработку массив, создан и эффективно применяется целый ряд новых видов крепей, имеющих меньшую стоимость, металлоемкость, высокую степень механизации процесса крепления и использующих несущую способность приконтурного массива пород. К числу таких крепей в первую очередь следует отнести анкерную, набрызгбетонную, анкер-набрызгбетонную с регулируемой несущей способностью, набрызгбетонную в сочетании с анкерами и металлической сеткой и др.

Эти виды крепи нашли широкое применение в горнорудной промышленности, гидротехническом строительстве, при сооружении железно- и автодорожных тоннелей как в отечественной, так и зарубежной практике. В отечественной

угольной промышленности анкерная крепь (как самостоятельная крепь, либо в виде рамно-анкерных конструкций) только в последние годы начала в больших объемах применяться в отдельных угольных компаниях. Набрызгбетонная крепь пока находится в стадии опытно-промышленной проверки.

Главные причины, сдерживающие применение анкерной, набрызгбетонной и комбинированной крепи: слабая проектно-нормативная и расчетная база для использования их в типовых проектах, отсутствие заинтересованности проектных и эксплуатационных организаций в применении облегченных видов крепей, многолетняя ориентация на традиционные виды крепей поддерживающе-ограждающего типа, а также отсутствие достаточно надежных и эффективных средств механизации для возведения крепи.

Переход на рамно-анкерную крепь подготовительных выработок позволил решить значительную часть проблем по поддержанию выработки в рабочем состоянии до подхода лавы. Однако, резервы анкерной крепи используются не полностью. Основная причина – нарушение технологии: запоздалая установка анкеров уже при наличии расслоений в приконтурной зоне массива.

Эффективным для повышения несущей способности крепи и, соответственно, увеличения устойчивости и долговечности выработок, являются мероприятия, направленные на создание взаимодействующей системы "крепь-массив": полное (тампотаж) или частичное (рукавами Буллфлекс) заполнение закрепного пространства твердеющими составами, глубинное или приконтурное упрочнение массива вяжущими веществами. При этом, в результате более равномерного распределения нагрузки, устранения вредного влияния сосредоточенных нагрузок и перекоса более рационально используется и материал самой металлической крепи, снижается величина изгибающих моментов, более эффективно работают узлы податливости, появляется дополнительный несущий слой из затвердевшего (уплотненного) материала, крепь работает не на поддержание потерявших устойчивость пород, а в режиме взаимовлияния с окружающим массивом. Несущая способность крепи в этом случае увеличивается в несколько раз.

Полное заполнение закрепного пространства и частичное – с помощью рукавов Буллфлекс, широко применяется на шахтах Германии. Тампонаж закрепного пространства и приконтурного массива пород, как показал опыт применения его на шахтах Украины, является наиболее радикальным и доступным, а на некоторых шахтах производственных объединений «Павлоградуголь» и «Донецкуголь» – единственным приемлемым средством сохранения выработок в сложных горно-геологических условиях [363-366].

Среди известных комбинированных конструкций крепей следует отдельно отметить серию крепей АНТ и аналогичных конструкций, разработанных для капитальных и основных подготовительных выработок, эксплуатируемых в сложных горно-геологических условиях. Капитальные выработки должны сохранять устойчивость в течение длительного времени эксплуатации в условиях изменяющегося горного давления, ожидаемых больших смещений окружающих выработку пород. Это обстоятельство предъявляет особые требования к конструкции крепи и технологии ее возведения.

С учетом таких требований в Национальном горном университете на кафедре строительства, геотехники и геомеханики в 1970-80-х годах была разработана и внедрена принципиально новая комбинированная крепь типа АНТ (арка + набрызг-бетон + тампонаж закрепного пространства), которая по своей несущей способности сравнима с металлобетонной, но обладает рядом технологических и конструктивных особенностей. Особенностью данной конструкции крепи является то, что все ее элементы возводятся не одновременно, а с отставанием друг от друга (рисунок 4.1).

В забое выработки и на некотором расстоянии от него (в зависимости от устойчивости вмещающих пород) устанавливается податливая металлическая арочная крепь и межрамное ограждение из железобетонной затяжки. После установки металлической крепи из спецпрофиля СВП, на участке L_A (см. рисунок 4.1), в массиве пород происходит перераспределение напряжений, вызванное образованием породного обнажения после проведения выработки.

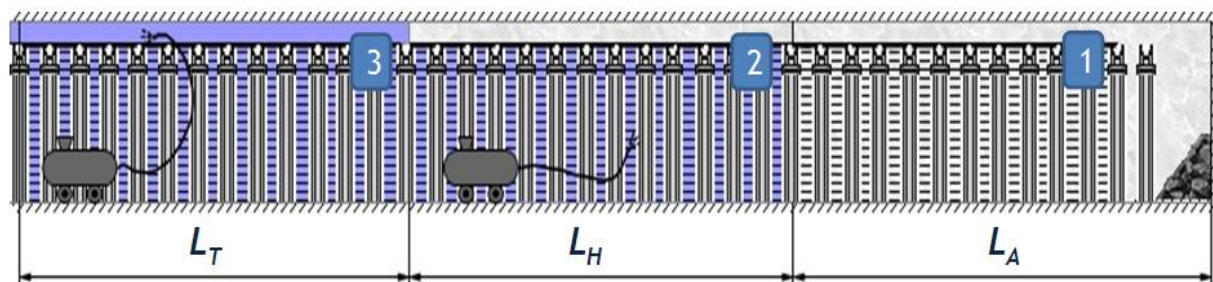


Рисунок 4.1 – Технологическая схема производства работ по возведению комбинированной конструкции крепи АНТ: 1 – возведение арочной металлической крепи с железобетонной затяжкой; 2 – нанесение набрызгбетонного покрытия после реализации основных смещений и податливости крепи; 3 – заполнение закрепного пространства твердеющим раствором

За счет податливости создаются благоприятные условия для формирования зоны неупругих деформаций. Горная порода смещается к центру выработки, в результате чего происходит растрескивание породы, увеличение ее объема и рост давления на крепь (L_H). Арка из спецпрофиля, обладая податливостью, «уходит» от сил давления смещающихся пород, давая возможность свободно проходить процессу трещинообразования и развития вокруг выработки зоны неупругих деформаций.

Длительность этого этапа зависит от ряда факторов, главными из которых являются глубина расположения выработки и прочность вмещающих пород. По данным [226, 253, 367], в выработках, заложенных в слабых породах с R_c менее 80 МПа, наибольшая интенсивность смещений контура и рост ЗНД происходит в течение первого месяца после проведения (около половины конечных смещений). В прочных породах продолжительность наиболее интенсивных смещений увеличивается до 2-4 месяцев.

К окончанию этого периода (на расстоянии примерно 30...100 м от забоя), когда реализуется приблизительно 50...60 % смещений пород, на поверхность крепи наносится набрызг-бетонное покрытие толщиной 1,5...2,0 см. К этому моменту радиальные деформации контура выработки становятся относительно

небольшими, подпорная крепь практически реализует свою податливость, величина отпора ее окружающим породам возрастает, что позволяет сохранить от разрушения формирующееся жесткое набрызг-бетонное покрытие.

С отставанием на 3...5 дней после набрызгбетонирования осуществляется тампонаж закрепного пространства (L_T). Тампонажный раствор, закачиваемый за крепь, замоноличивает забутовку в закрепном пространстве и проникает в трещины образованной вокруг выработки зоны разрушенных пород.

После затвердевания раствора за крепью образуется две несущие оболочки: одна, в зависимости от способа проходки выработки и типа пород, толщиной 0,15...0,35 м из замоноличенной в закрепном пространстве забутовки и другая, из скрепленной тампонажным раствором части приконтурной зоны интенсивной трещиноватости с пониженными в ней напряжениями. Толщина этой оболочки определяется в процессе выбора параметров крепи АНТ.

Таким образом, комбинированная крепь АНТ представляет собой 3-х-

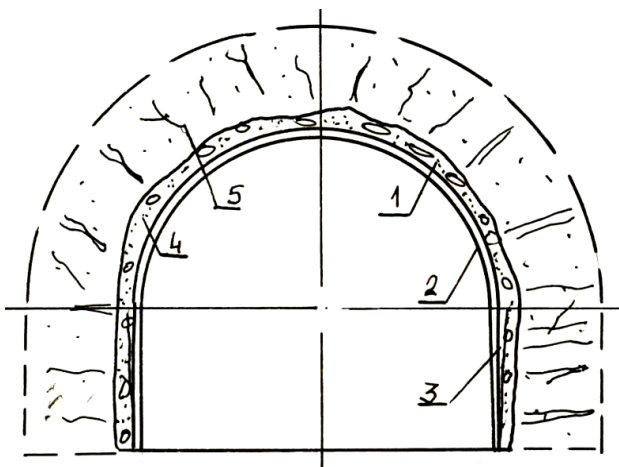


Рисунок 4.2 – Конструкции комбинированной крепи типа АНТ (арка + набрызг-бетон + тампонаж закрепного пространства): 1 – металлические арки (арматурный каркас); 2 – межрамные ограждения (металлическая сетка); 3 – набрызгбетонное покрытие; 4 – породобетон; 5 – упрочненный приконтурный массив

элементную конструкцию, состоящую из подпорной арочной крепи из спецпрофиля СВП с межрамным ограждением и набрызг-бетонным покрытием (1-й элемент), и двух несущих слоев, образованных после выполнения тампонажных работ (рисунок 4.2).

Плотно и своевременно уложенный заполнитель закрепного пространства препятствует развитию зоны неупругих деформаций пород, что значительно снижает нагрузку на крепь, создает упругий отпор боковых пород по периметру крепи, загружая ее равномерно распределенной вертикальной и

горизонтальными нагрузками. Несущая способность крепи резко повышается.

Для нагнетания растворов в породу по периметру выработки через крепь (или в промежутках между рамами крепи) пробуривают скважины глубиной 1...1,5 м и более. Скважины оборудуют кондуктором с пробковым краном к которому присоединяется резиновый шланг. Зазор между стенкой скважины и кондуктором заделывают песчано-цементным раствором с добавкой ускорителя твердения. Для заполнения пустот и трещин в породе применяют цементно-песчаный раствор состава от 1:4:1,5 до 1:6:1,75 (цемент : песок : вода). Расстояние между скважинами изменяется в широких пределах в зависимости от структуры пород и от степени деформации крепи (при ремонте крепи). Чаще располагают скважины из расчета 5...8 м² площади стен и кровли выработки на одну скважину. Давление при нагнетании раствора также изменяется в широких пределах – от 0,2 до 0,6 МПа, расход тампонажного раствора на шахтах Западного Донбасса на 1 м² выработки изменялся от 0,2 до 0,3 м³.

В результате тампонажа пустоты в закрепном пространстве ликвидируются, элементы подпорной крепи и приконтурный породный массив соединяются в единое целое, упрочняются ослабленные трещинами окружающие выработку породы, то есть, вокруг выработки создается оболочка из породобетона и упрочненных трещиноватых пород массива толщиной от 1 до 1,5 м.

Образовавшаяся за крепью породобетонная оболочка работает вместе с подпорной крепью как несущая конструкция, способная воспринимать значительные нагрузки со стороны массива.

Конструкция и технология возведения комбинированной крепи АНТ позволяют учесть характер развития геомеханических процессов в массиве пород вокруг горной выработки и в максимальной степени использовать положительные качества подпорной крепи и несущую способность приконтурных пород с целью обеспечения устойчивости выработки. Ее несущая способность в 2...2,5 раза превышает несущую способность типовой металлической арочной крепи, она более технологична, по сравнению с металлобетонными крепями, операции набрызг-бетонирования и тампонажа закрепного пространства практически

полностью механизированы. Указанные преимущества позволили внедрить комбинированные крепи АНТ в широком диапазоне горно-геологических условий глубоких угольных шахт Украины – шахты Центрального, Восточного и Западного Донбасса, взамен принятой в проектах металлобетонной крепи в объемах нескольких десятков километров и получить значительный экономический эффект (шахты Луганская №1, Должанская-Капитальная, Суходольская Восточная, Красный партизан, Ждановская-Капитальная, Горская, Благодатная, имени Героев космоса, Алмазная, Ворошиловградская № 1 и др.) (таблица 4.1, рисунок 4.3).

Таблица 4.1 – Объемы применения комбинированной крепи АНТ
на шахтах Донбасса

Шахта	Выработка	Объемы
Луганская №1	Магистральные штреки, выработки околоствольного двора гор. 530 м	3500 м
Должанская-Капитальная	Магистральные выработки, выработки и камеры околоствольного двора гор. 685 м	5655 м
Суходольская-Восточная	Магистральные выработки, выработки и камеры околоствольного двора гор. 785 м	3200 м
Красный партизан	Водосборники околоствольного двора гор. 790 м	693 м
Ждановская Капитальная	Выработки и камеры околоствольного двора гор. 470 м	1976
Горская	Магистральный штрек гор. 740 м	750 м
Ворошиловградская № 1	Восточный магистральный штрек гор. 630 м	2867 м
Благодатная	Магистральный штрек гор. 140 м	2100 м

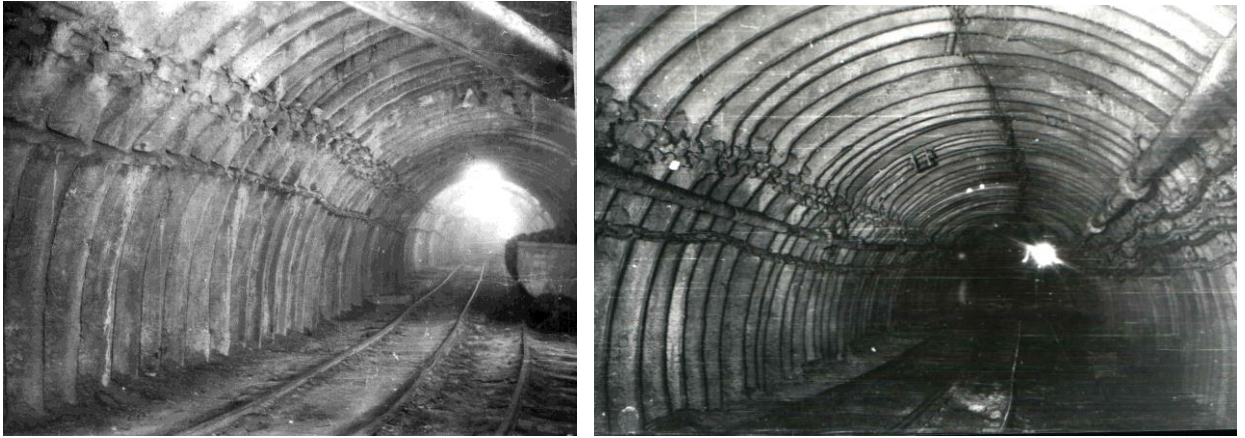


Рисунок 4.3 – Капитальные выработки, закрепленные комбинированной крепью АНТ

Их применение позволило в отдельных случаях почти вдвое сократить срок сооружения выработок, снизить расходы на крепление почти на 20 %, существенно снизить или полностью приостановить пучение пород почвы, исключив необходимость проведения дорогостоящих ремонтных работ.

В дальнейшем были разработаны разновидности крепи АНТ, отличающиеся дополнительным использованием в конструкции крепи анкеров в боках (АНТ-Аб), кровле (АНТ-Ак), в боках и кровле выработки (АНТ-Акб), крепь для условий пучащих пород ЗНТ (замкнутая + набрызгбетон + тампотаж) (рисунки 4.4, 4.5).

Этот же принцип заложен в новой технологии крепления выработок, включающий упрочнение массива штанговой крепью, создание опалубки в виде железобетонной оболочки из просечно-вытяжного листа, закрепленного на хвостовиках штанг (рисунок 4.6), набрызг-бетона и цементно-песчаного слоя, заполняющего пространство между породой и опалубкой – крепь ШСНТ (штанга + сетка + набрызг-бетон + тампотаж): (рисунки 4.7, 4.8). Технология основана на механизации всех процессов и совмещении работ по проходке и креплению выработки.

Помимо рассмотренных конструкций крепей разработаны тампожные растворы, рецептура которых подбиралась с позиций экономии цементного вяжущего.

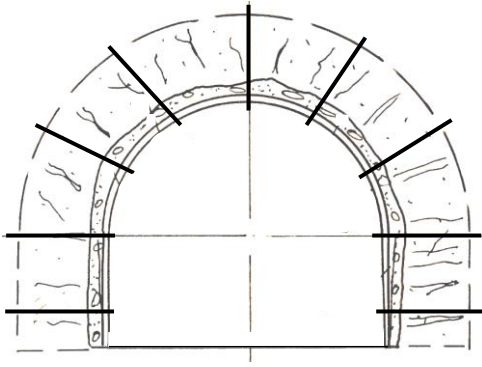


Рисунок 4.4 – Комбинированная крепь
типа АНТ-Акб

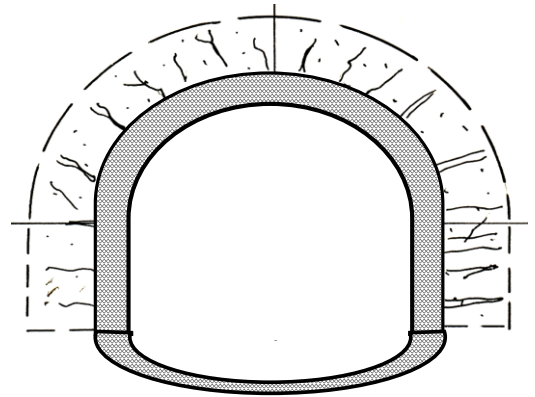


Рисунок 4.5 – Комбинированная
крепь типа ЗНТ

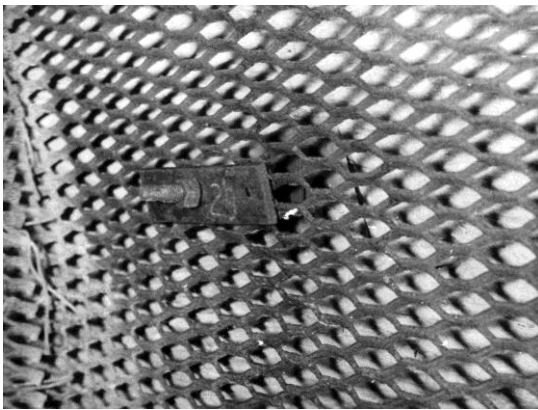


Рисунок 4.6 – Закрепление
просечно-вытяжного листа

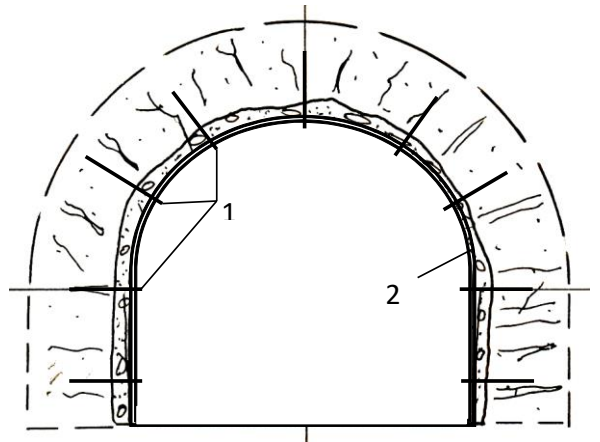


Рисунок 4.7 – Комбинированная
крепь типа ШСНТ: 1 – анкеры,
2 – металлический просечно-вытяжной
лист

a)



б)

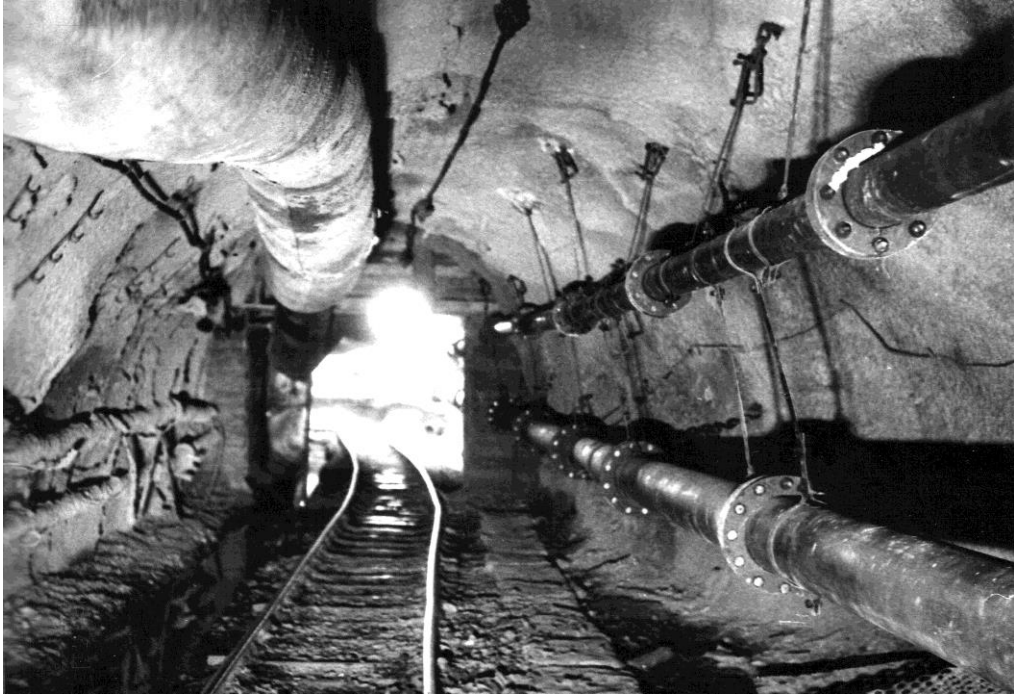


Рисунок 4.8 – Капитальные выработки, закрепленные комбинированной крепью ШСНТ: а) выработка, подготовленная к набрызгбетонированию, б) готовый участок выработки

Это тощие растворы на основе портландцемента, а также растворы, где в качестве добавок использовались отходы производства: зола уноса ТЭЦ и гипсовый ангидрид. Для агрессивной среды подземных выработок разработаны глиноземистые растворы.

Комплексный подход к решению этой проблемы дополняют разработки соответствующего оборудования. К числу таких разработок относятся бетононасосы и растворосмесители для выполнения работ по бетонированию, передвижная установка для набрызгбетонных и тампонажных работ НАИГА, устройство для возведения крепи из армированного набрызгбетона и другие.

Таким образом, результаты этой многолетней научной, проектно-конструкторской и опытно-промышленной работы включают следующее.

- способ обеспечения устойчивости выработок с применением комбинированных крепей АНТ для капитальных выработок;

- методика расчета комбинированной крепи АНТ для капитальных выработок, включающая номограмму для определения основных параметров крепи;
- руководство по проектированию и применению комбинированных крепей капитальных выработок;
- рекомендации по выбору состава тампонажных, торкрет- и набрызг-бетонных смесей;
- оборудование для набрызгбетонирования и тампонажа закрепного пространства.

Результаты представлены в многочисленных печатных работах, авторских свидетельствах, монографиях и диссертациях [368-393].

Полученные результаты нельзя считать законченными и не имеющими перспективы развития по следующим причинам.

1. Все представленные результаты и разработки получены в 70-80-е годы прошлого столетия. Ситуация в настоящее время изменилась. Во-первых, за прошедшие 30 лет ухудшились условия строительства и эксплуатации выработок: возросла глубина разработки, увеличилась геологическая нарушенность пластов, увеличилась техногенная нарушенность породного массива. Практически все выработки проходятся в зонах под- или надработки и не одного, а нескольких пластов. Можно сказать, что все капитальные выработки в той или иной степени испытывают влияние очистных работ.

2. За прошедшие 20-30 лет появились новые типы крепей, которые являются основным элементом крепей АНТ – например, крепи Западно-Донбасского центра «Геомеханика» (шатровые (КШПУ), овоидные (КПМ-(А3-А5)) Р2, циркульно-линейные (КЦЛ), полигональные (КПП), кольцевые (КМК) и др. [394]). Широко внедряется анкерная крепь, ранее применявшаяся лишь эпизодически. Так, на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» более 70 % выработок крепят с анкерами – как в чистом виде, так и в комбинации с металлической рамной.

3. На сегодняшний день появились новые материалы и оборудование для тампонажных и набрызгбетонных работ. В первую очередь это различные составы

зарубежных компаний – Minova, Basf, «А. WEBER» и др. Набрызгбетонное оборудование фирм Basf, , Aliva, Альпсервис и др.

Таким образом, концепция применения крепи АНТ остается традиционной (рисунок 4.9):

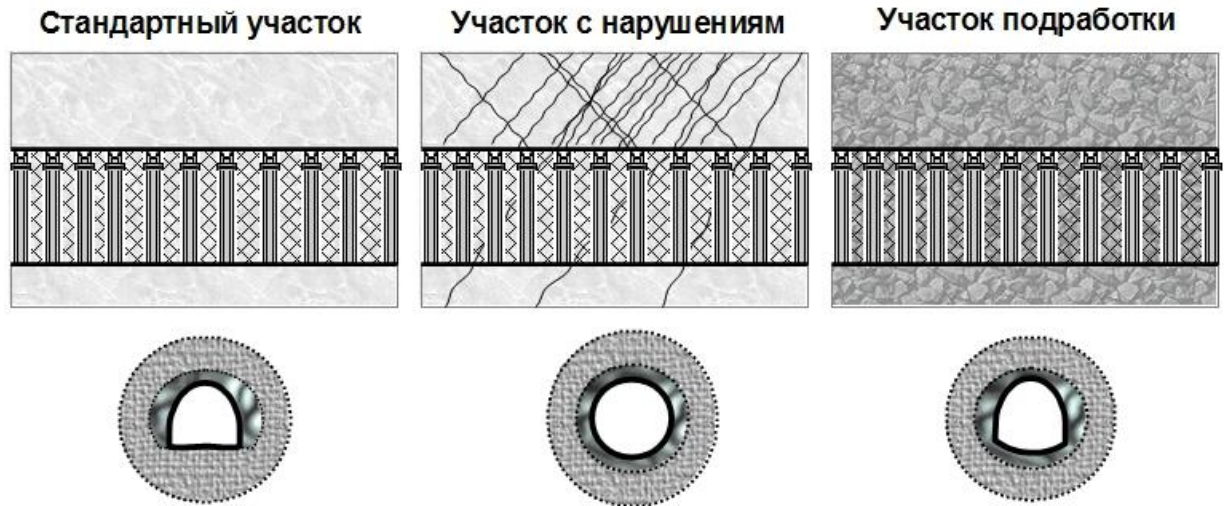


Рисунок 4.9 – Применение разных видов крепи типа АНТ в различных горно-геологических условиях

- для условий больших глубин и слабых вмещающих пород крепь АНТ на базе арочной крепи с тампонажем закрепного пространства;
- для нарушенных и неустойчивых пород – АНТ на базе крепей с обратным сводом;
- для участков подработки и надработки, при пересечении зон геологических нарушений – кольцевая крепь с тампонажем.

В условиях неустойчивой и склонной к обрушению кровли, особенно при пересечении зон геологических нарушений, целесообразна установка анкеров в сводчатой части выработки с проведением комплекса тампонажных работ сразу за перегружателем проходческого комбайна (отставание от забоя выработки не более 30...40 м) (рисунок 4.10).

Использование нового оборудования и материалов для набрызгбетонирования позволило разработать технологию, ликвидирующую такую операцию как установка железобетонной затяжки и забутовка закрепного

пространства – наиболее трудоемкие и немеханизированные операции при возведении крепи (рисунок 4.11).

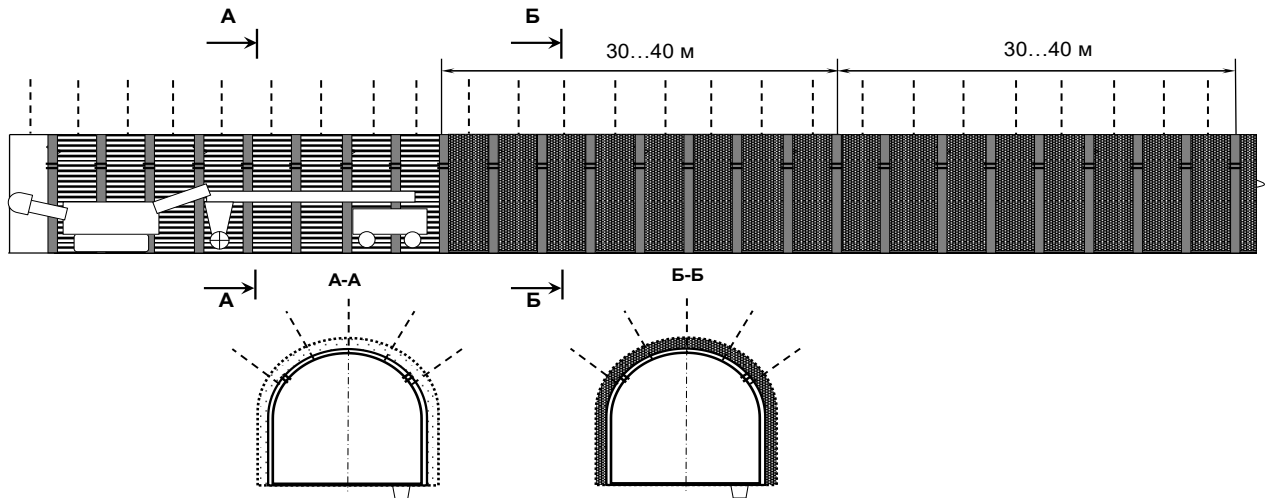


Рисунок 4.10 – Технологические схемы возведения крепи с тампонажем закрепного пространства и установкой анкеров

Для этого можно использовать металлическую сетчатую затяжку и два слоя набрызгбетона. Первый наносится с небольшим отставанием от забоя и представляет высокопластичный слой, проникающий сквозь металлическую сетку в образовавшиеся трещины породного массива. Второй слой набрызгбетона – несущий, жесткий, наносят с большим отставанием и с большей толщиной слоя. Такая крепь получила название АСН+А (арка + сетка + набрызг-бетон + анкера).

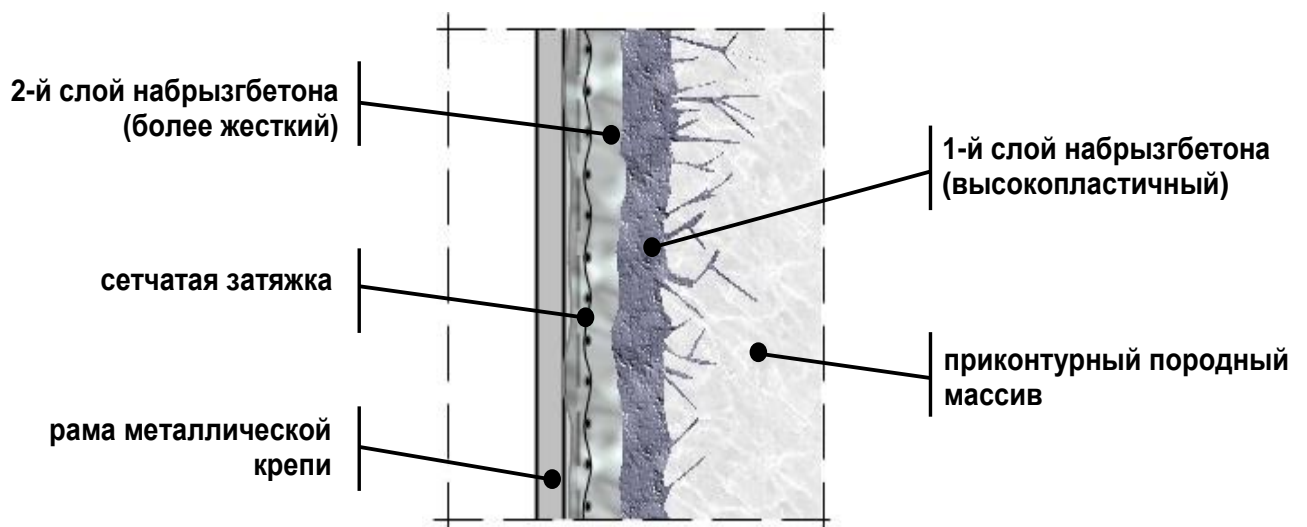


Рисунок 4.11 – Структура крепи АСН+А при использовании анкеров, новых материалов и оборудования для набрызгбетонирования

К сожалению, объем применения рассмотренных комбинированных конструкций крепи до настоящего времени остается крайне низким. Одной из главных причин такого положения дел является слабая заинтересованность эксплуатационников в применении крепей, требующих дополнительных капиталовложений. Внедрение новых разработок для предприятия часто нежелательно, т.к. для текущего производства это невыгодно, требует повышения качества работ и технологической дисциплины, проведения комплекса научно-исследовательских работ и т.п. Поэтому решение проблемы надежности крепления выработок должно быть тесно увязано с использованием системы экономических стимулов, затрагивая в первую очередь те звенья производства, которые решают судьбу новых разработок.

Для более полного и широкомасштабного использования достижений научно-технического прогресса (НТП) необходимо создание систем информационных фондов, банков данных, содержащих систематизированные сведения о высших достигнутых результатах в области технического уровня и качества определяющих видов оборудования, а также о прогнозируемых, потенциально ожидаемых достижениях НТП и возможности их практической реализации.

При этом следует учитывать, что капиталовложения в НТП результаты дают не сразу: в фундаментальные проекты – через 7-10-15 лет, в прикладные исследования и в строительство заводов – через 3-5 лет. Разработки, например, связанные с повышением ресурса оборудования, могут дать эффект уже через 1-2 года [395].

Анализ разработанных средств и способов повышения качества и надежности различных видов крепи показывает, что множество достаточно эффективных решений при широком внедрении их на шахтах и объединениях очень быстро даст ощутимый эффект в повышении устойчивости выработок.

Примером целенаправленного внедрения и совершенствования способа обеспечения устойчивости выработок глубоких шахт с использованием комбинированных конструкций крепей на базе металлической арочной является шахта «Иббенбюрен» (Германия) [396, 397]. Глубина ведения работ 1200...1400 м.

С середины 1990-х годов на этой шахте применяется исключительно комбинированная крепь типа А, известная как крепь «системы «Иббенбюрен». Крепь является трехслойной системой, создаваемой в следующей последовательности: после обнажения породного массива в забое вначале устанавливают анкерную крепь. Затем, в 40...50 м от забоя ставят поддерживающую крепь – рамную арочную податливую. Пространство между породным контуром и арочными рамами тампонируют строительной смесью.

Другая распространенная система крепи – тип В: после обнажения породного массива в забое вначале устанавливают рамную крепь и тампонируют закрепное пространство. На расстоянии в 10...100 м от забоя производится анкерование выработки.

Комбинированная крепь типа А имеет сейчас высокую эффективность благодаря проводившейся в течение более 15 лет оптимизации технологии работ и модернизации технических компонентов.

Следует обратить внимание на то, что и конструкции этих комбинированных крепей и технология возведения, по сути, являются аналогичными рассмотренным конструкциям крепей типа АНТ, применявшихся на шахтах Украины еще с 1970-х годов. На рубеже 1980-1990-х годов эти виды крепей должны были в качестве типовых заменить металлобетонные крепи капитальных выработок и обеспечить длительную устойчивость магистральных артерий шахт. Факт, подтверждающий эффективность комбинированных крепей использующих несущую способность приконтурного массива горных пород в сложных геомеханических условиях, и требующих целенаправленной и постоянной работы по совершенствованию техники и технологии их возведения как производственных, так и научных организаций.

Опираясь на опыт создания комбинированных крепей, работающих с использованием несущей способности приконтурного массива, конструкция такой крепи на современном этапе развития техники для тяжёлых условий шахт Западного Донбасса должна быть следующей. Металлическая арка, изготовленная из лёгкого профиля, устанавливается с шагом 1 м. Затяжка принимается сетчатой

металлической или пластмассовой. Набрызгбетонное покрытие наносится через ячейки затяжки на породный контур после того, как забой выработки подвинулся на расстояние, равное 30-50 метрам с тем, чтобы в приконтурном пространстве могли развиваться системы наведенной трещиноватости. В этом случае цементно-песчаная смесь по трещинам проникает вглубь массива, скрепляя и упрочняя его, то есть выполняются, по сути, одновременно работы по иньектированию и тампонажу. Для того, чтобы работы по выполнению набрызгбетонных работ можно было отодвинуть на достаточное расстояние от зоны работающих механизмов, в забое выработки устанавливаются сталеполимерные анкеры. Такая конструкция комбинированной крепи получила название АСН+А (арка-сетка-набрызг+анкер).

4.2. Методика решения задачи об устойчивости выработки с крепью АСН+А

Задача об определении параметров технологии возведения комбинированной крепи АСН+А является весьма сложной с точки зрения её численного моделирования. Опираясь на результаты натурных исследований, выполненных в разное время на шахтах Западного Донбасса, была разработана методика поэтапного численного моделирования. Она предусматривает, что итог промежуточных вычислений на каждом этапе должен быть адекватен натурным измерениям.

1. Для заданных горно-геологических условий (ПСП «Шахта им. Героев космоса») определяются размеры зоны неупругих деформаций (плоская упруго-пластическая задача) для сечения №1 выработки, расположенного вне зоны влияния забоя выработки (рисунок 4.12).

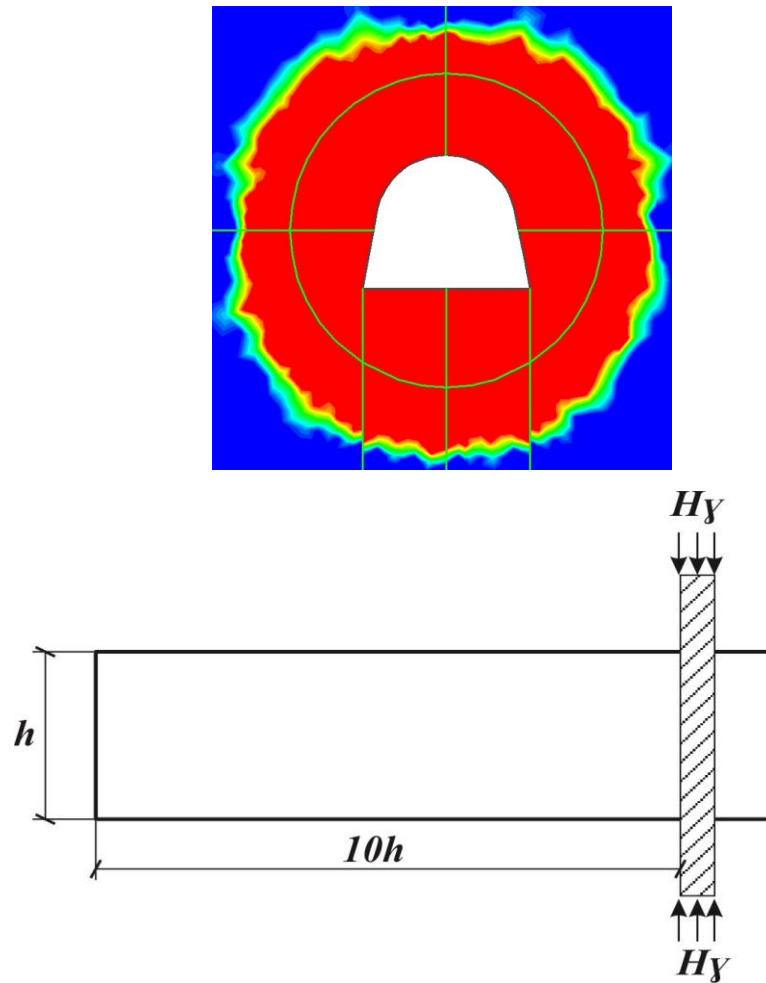


Рисунок 4.12 – Плоская упругопластическая задача для сечения № 1
(первый этап решения)

2. Из решения задачи устанавливаются также величина U_0 – смещения на контуре выработки (по натурным наблюдениям для условий шахты «им. Героев космоса» они должны быть от 0,3 и до 0,5 м).

3. К внутреннему контуру продольного разреза выработки прикладывается такая нагрузка $k\gamma H$ (рисунок 4.13), чтобы размеры зоны неупругих деформаций и перемещения контура на расстоянии $10h$ от забоя выработки были бы равны соответствующим величинам, полученным из решения предыдущей упругопластической плоской задачи (см. п. 1 и 2).

4. Опираясь на решение предыдущей задачи для сечения № 1, определяются смещения контура продольного сечения выработки в системе координат U_0, l (рисунок 4.14).

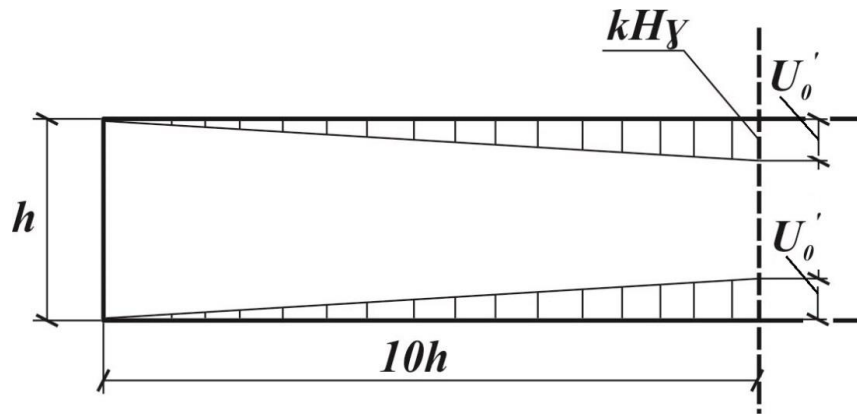


Рисунок 4.13 – Расчетная схема к решению второго этапа задачи

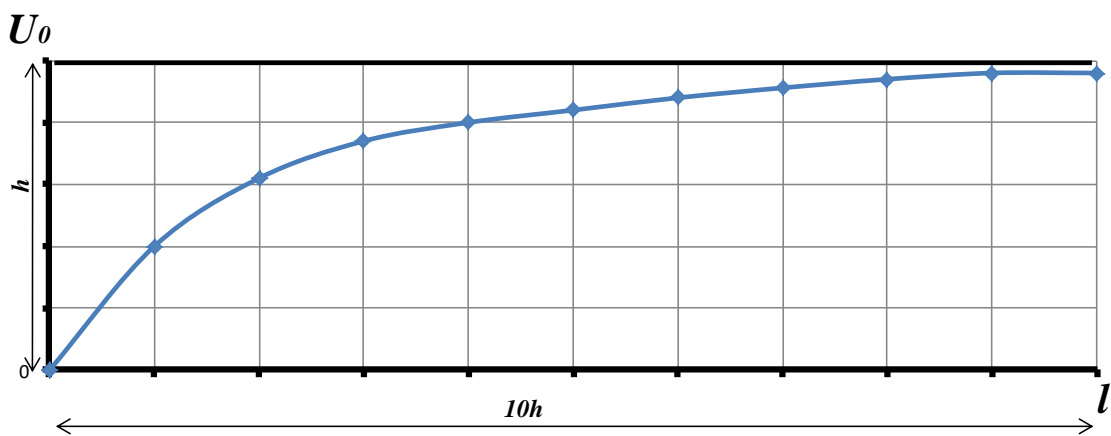


Рисунок 4.14 – График смещений контура выработки по мере удаления от забоя

Полученная кривая аппроксимируется степенной функцией вида

$$U_0 = a_1 l^n + a_2 l^{n-1} + a_3 l^{n-2} \dots$$

с точностью $R^2 = 0,99$. Устанавливается отношение

$$k_p = \frac{U_0}{U_0^{\max}},$$

где U_0^{\max} – смещения контура выработки на расстоянии $10h$ от забоя.

Это и есть функция влияния забоя выработки – $k_\zeta = k_\zeta(l)$.

5. Известно, что в окрестности протяженных выработок в горно-геологических условиях шахт Западного Донбасса по мере их подвигания образуются три системы кольцевых трещин на следующем удалении от забоя

$$l_{T1} = 10 - 12 \text{ м};$$

$$l_{T2} = 25 - 30 \text{ м};$$

$$l_{T3} = 40 - 45 \text{ м}.$$

Их расположение по отношению к коэффициенту влияния забоя приведено на рисунке 4.15.

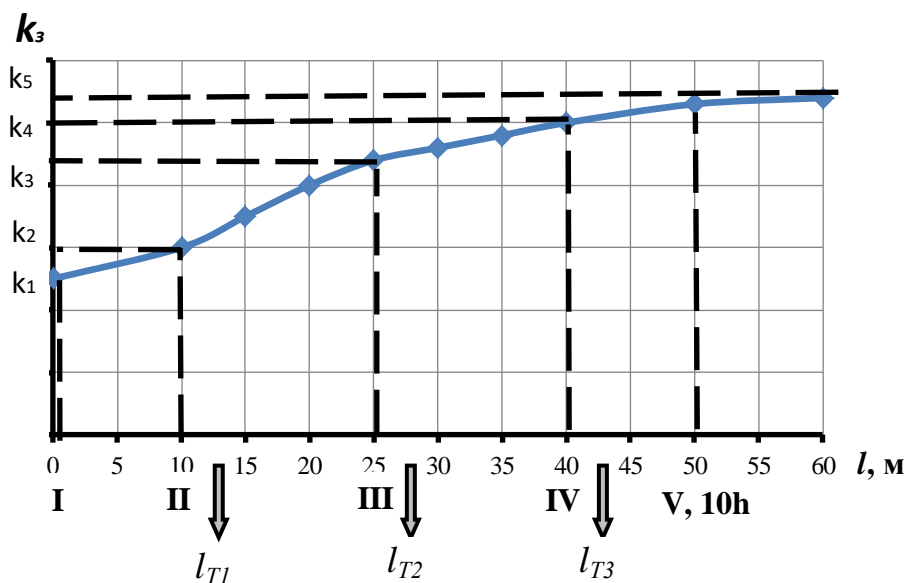


Рисунок 4.15 – Расположение системы кольцевых трещин вокруг выработки по мере удаления от забоя

В связи со сказанным выше, тампонаж и рекомендуется делать как можно ближе к забою, чтобы предотвратить расслоение приконтурного массива. Технологически это возможно выполнить на расстоянии 30...40 м от плоскости забоя (см. рисунок 4.15).

6. Для Положения I решается упруго-пластическая задача с таким $k_{1\gamma}H$, при котором ЗНД будет минимальной $R_L = 1,2R_0$, а смещения не должны превышать 0,10...0,15 м. При этом толщина слоя разрушенных пород равна: $\Delta R_{L1} = R_{L1} - R_0$ (рисунок 4.16).

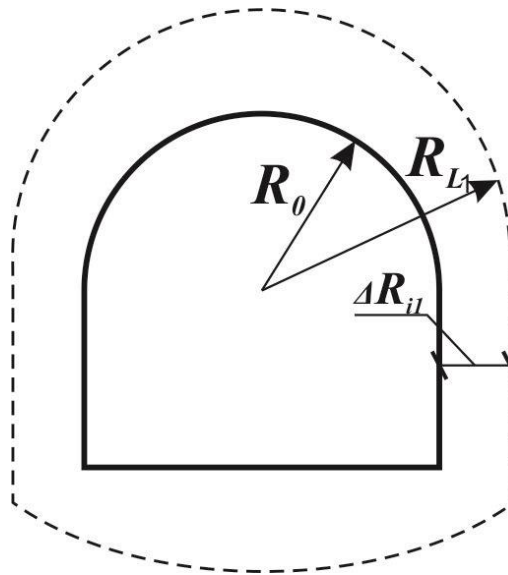


Рисунок 4.16 – Размеры зоны неупругих деформаций в забое выработки для Положения I

7. Для Положения II решается упруго-пластическая задача для условий внешнего нагружения, когда $k = k_2$ (рисунок 4.17).

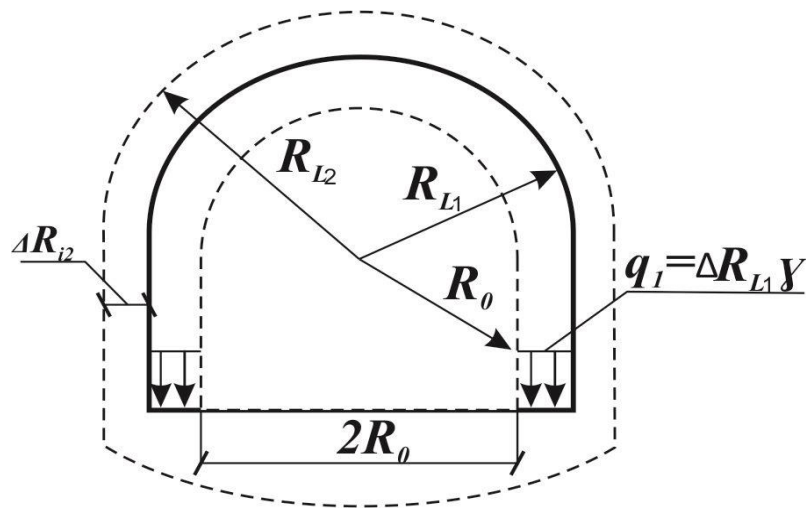


Рисунок 4.17 – Расчетная схема для Положения II

При этом значение $\Delta R_{L2} = R_{L2} - R_{L1}$ должно быть равно, приблизительно, 0,5 – 0,6 м, а смещения контура – 0,15 – 0,2 м. К почве выработки прикладывается распределенная нагрузка $q_1 = \gamma \Delta R_{L1}$ так, как это показано на рисунок 4.17. Полу-пролет выработки становится равным $R_0 + \Delta R_{L1}$.

8. Для Положения III решается упруго-пластическая задача расчетная схема для которой приведена на рисунке 4.18. При этом внешняя нагрузка равняется $k_3\gamma H$.

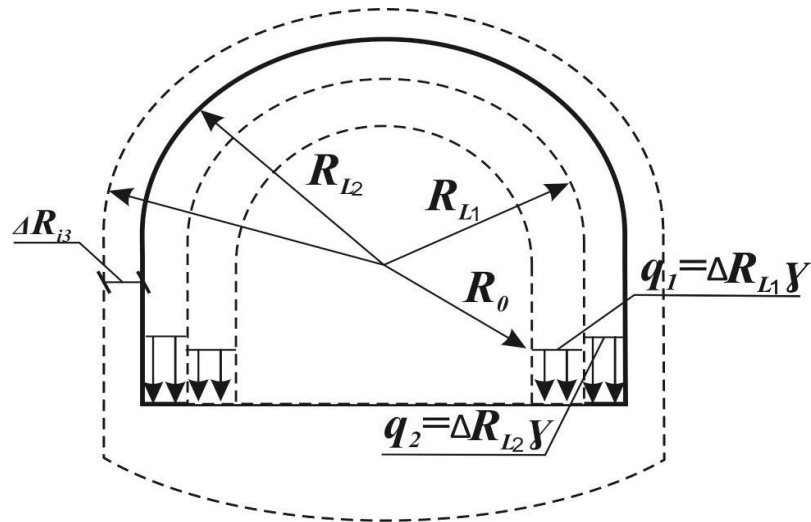


Рисунок 4.18 – Расчетная схема для Положения III

В этом случае образуется ЗНД, толщина которой равняется $0,75 \dots 1,0$ м, а смещения $U_0 = 0,2 - 0,25 \text{ м}$. К почве выработки прикладывается равномерно распределенная нагрузка q_1 и $q_2 = \gamma \Delta R_{L2}$ так, как это показано на рисунке 4.18. Полупролет выработки будет равен $R_0 + \Delta R_{L1} + \Delta R_{L2}$.

9. Для Положения IV решается упругопластическая задача, расчетная схема которой приведена на рисунке 4.19.

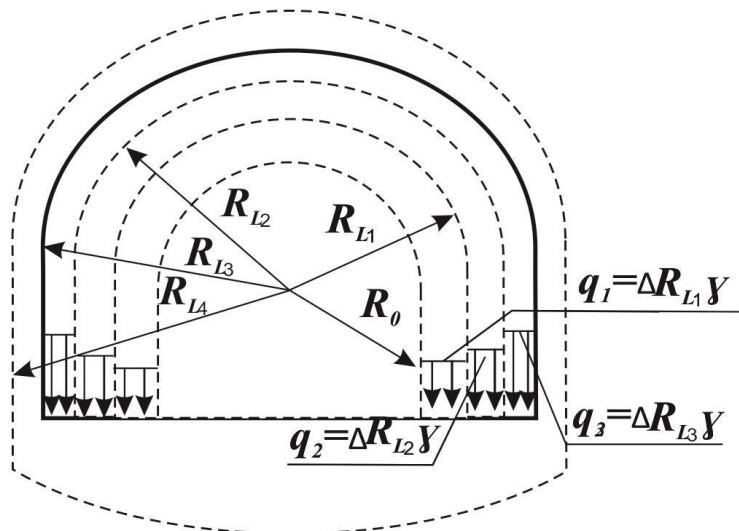


Рисунок 4.19 – Расчетная схема для Положения IV

Внешняя нагрузка при этом равняется $k_4\gamma H$. Толщина четвертой зоны равна, примерно, $\Delta R_{L4} = 4 - 5 \text{ м}$, смещения контура – $0,3 \dots 0,5 \text{ м}$. К почве выработки прикладывается равномерно распределенная нагрузка интенсивностью q_1 , q_2 и $q_3 = \gamma\Delta R_{L3}$. Полупролет выработки будет равен $R_0 + \Delta R_{L1} + \Delta R_{L2}$.

10. Для случая, когда производятся тампонажные работы в выработке, решается задача $k=1$ и $R = R_0$ рисунок 4.20. Зияющие трещины заполняются тампонажным раствором. Приконтурный массив упрочняется и работает как единая оболочка. Прочность пород увеличивается на 50-70% [192].

Строятся зависимости $R_c = f(R_c)$ и $U_0 = f(R_c)$. Производится сравнение размеров ЗНД и смещений контура в почве выработки для не затампонированной выработки и затампонированной. По методике А.В. Солодянкина [26] производится их сравнение, и оценивается возможная степень устойчивости выработки по показателю ω и по величине поднятия пород почвы. Определяются величины $\Delta\omega$ ΔU_0 .

Для расчетной схемы, показанной на рисунок 4.20, выполняется расчет при наличии в породах кровли 3, 5, 7 и 9 анкеров стандартной длины (2,4 м).

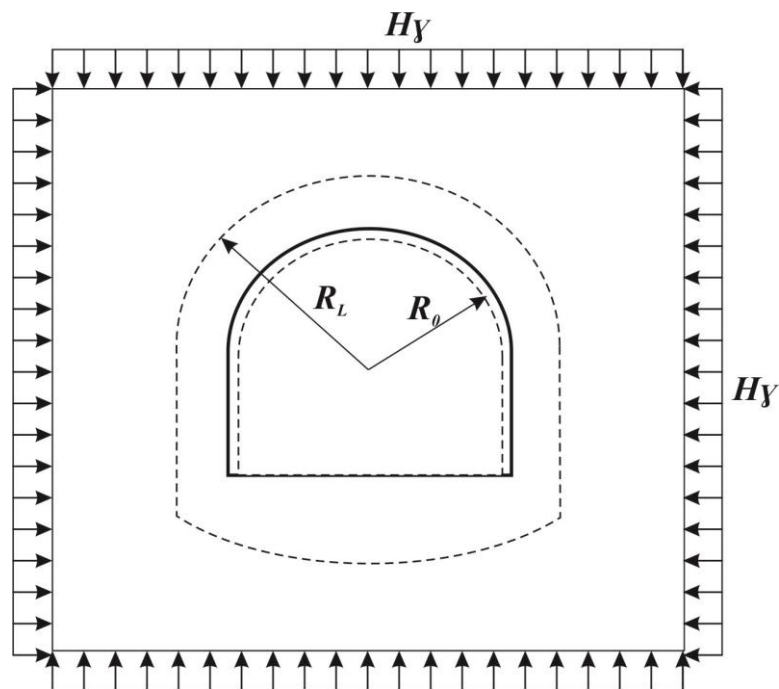


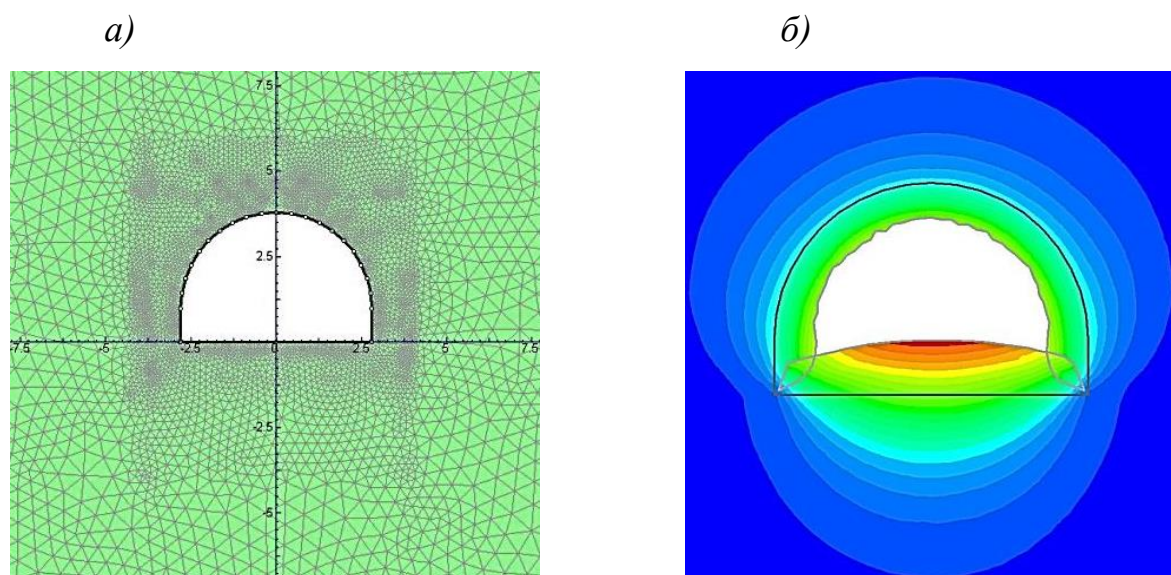
Рисунок 4.20 – Расчетная схема к решению упруго-пластической задачи о геомеханическом состоянии выработки с упрочненными вмещающими породами

Для каждого случая определяется величина смещений почвы и строится зависимость $U_{0n} = f(n)$. Делается вывод в отношении устойчивости выработки, величины пучения пород почвы, отставания процесса тампонажа от забоя выработки.

4.3. Управление устойчивостью капитальных выработок с пучащей почвой

Оценка напряженно-деформированного состояния приконтурного породного массива в окрестности выработки с крепью АСН+А была выполнена в программном комплексе Phase-2 по методике, изложенной в предыдущем параграфе.

На рисунке 4.21,а показана расчетная схема и конечно-элементная сетка для определения компонентов напряжений, перемещений и размеров зоны неупругих деформаций в окрестности одиночной выработки, расположенной вне зоны влияния очистных работ, в горно-геологических условиях проведения ПСП «Шахта им. Героев космоса» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».



в)

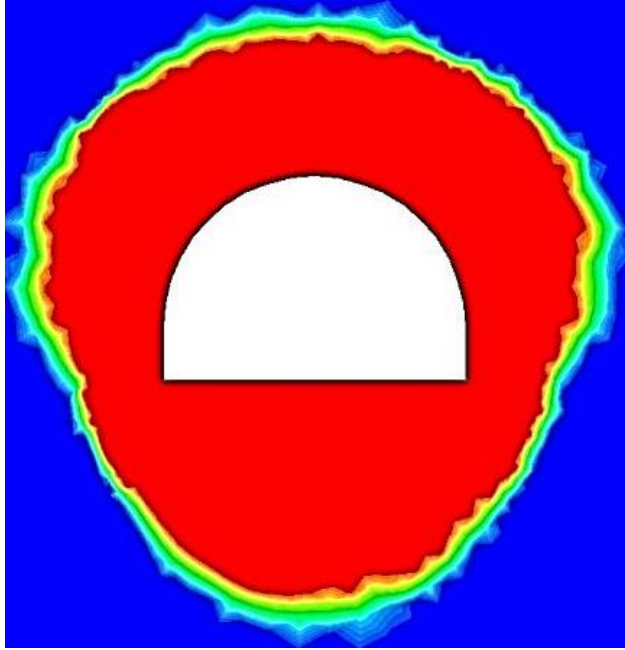


Рисунок 4.21 – Расчетная схема (а), перемещения на контуре (б) и ЗНД (в) вокруг выработки для первого этапа моделирования

Исходные данные для расчета приведены в таблица 4.2.

Таблица 4.2 – Исходные данные для решения задачи об устойчивости выработки с крепью АСН+А

Параметры	Единицы измерения	Количество
Глубина	м	370
Плотность пород	м ³	2,4
Коэффициент структурного ослабления	-	0,5
Модуль Юнга	МПа	6143.7
Коэффициент Пуассона	-	0,3
Полупролет выработки	м	2,8
Коэффициент бокового распора	-	1

На рисунке 4.21,б в приведены картина перемещений для исследуемого сечения выработки и показана конфигурация и размеры зоны неупругих деформаций.

На втором этапе моделирования к внутреннему контуру продольного разреза выработки приложена расчетная предельная нагрузка таким образом, что перемещения на контуре выработки и размеры зоны ЗНД были такими же, как и в предыдущем случае (см. рисунок 4.21).

Расчетная схема и конечно-элементная сетка для решения этой задачи приведены на рисунке 4.22.

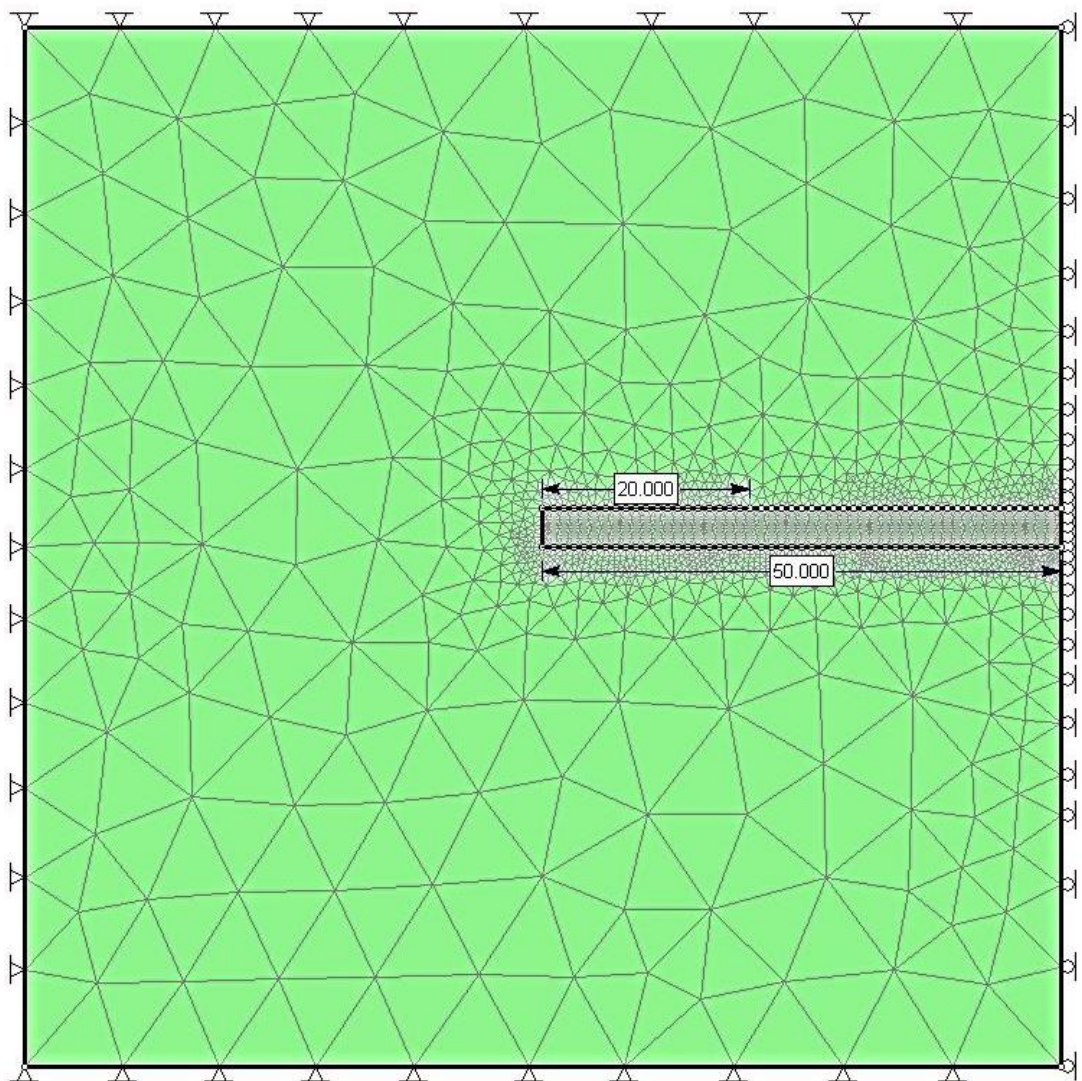
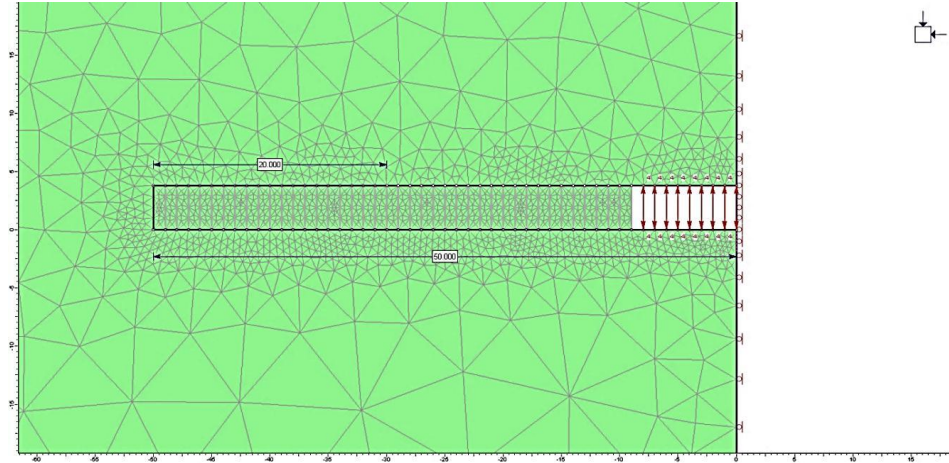


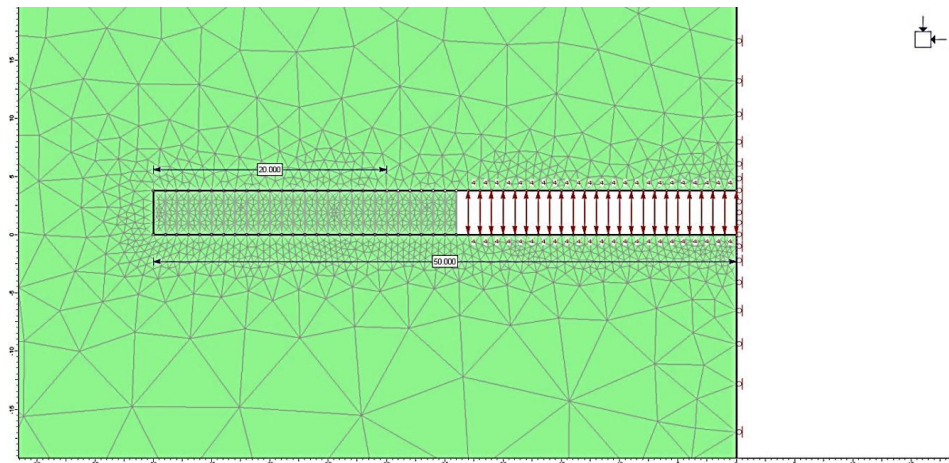
Рисунок 4.22 – Расчетная схема для второго этапа моделирования

На рисунке 4.23 показаны расчетные схемы пошагового решения поставленной задачи, а на рисунке 4.24 приведены конфигурация и размеры получающейся при пошаговом моделировании ЗНД.

а)



б)



в)

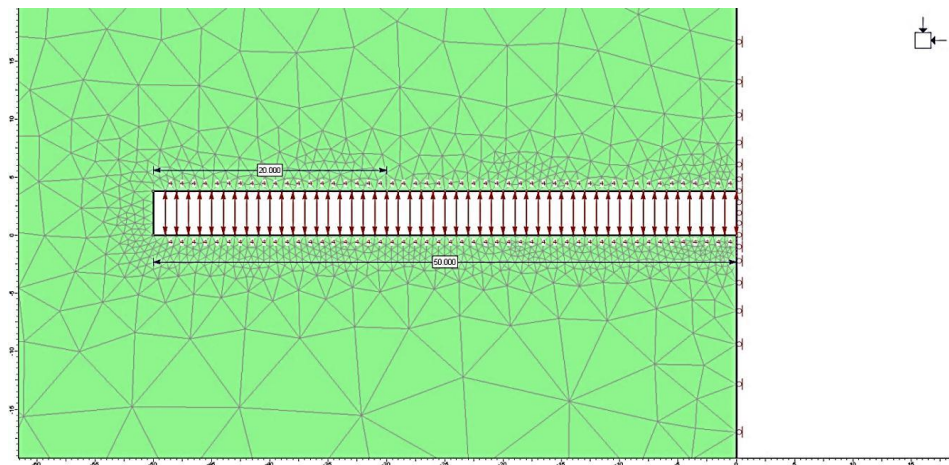
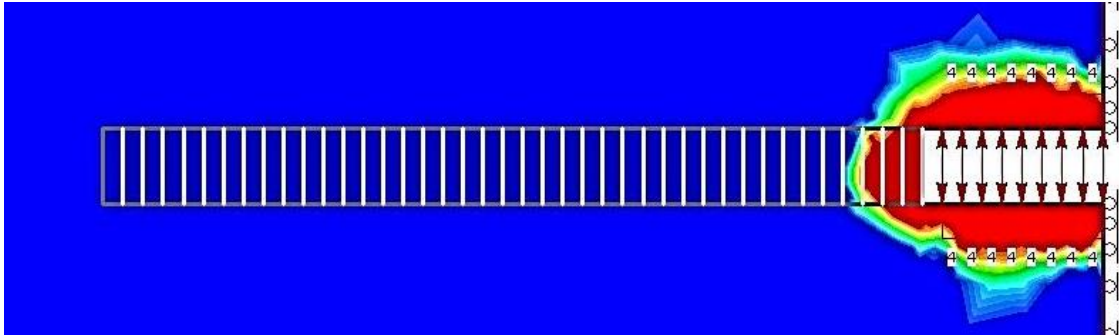


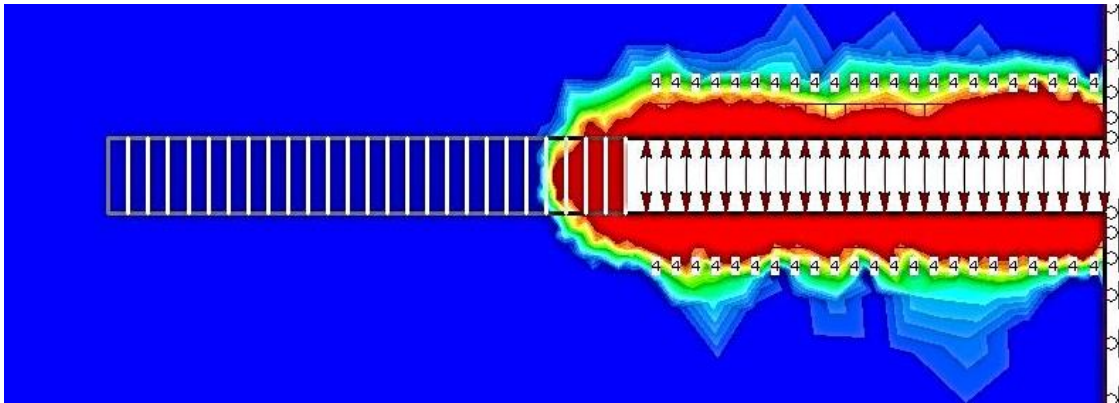
Рисунок 4.23 – Расчетная схема на 10 (а), 25 (б) и 51 (в) шагах моделирования для второго этапа решения задачи

Ее размеры и перемещения на контуре выработки соответствуют аналогичным параметрам, полученным из решения предыдущей плоской задачи (см. рисунок 4.21). Таким образом, мы имеем право рассматривать расчетную схему (см. рисунок 4.23) в качестве основной.

a)



б)



в)

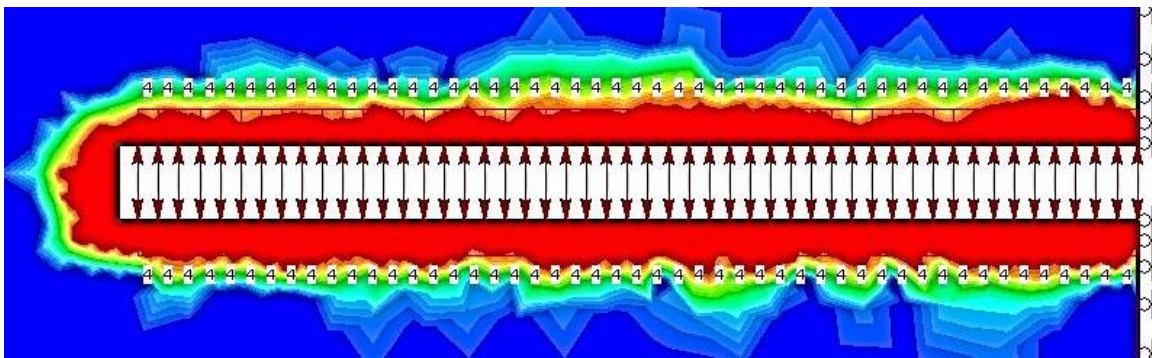


Рисунок 4.24 – Размеры зоны ЗНД на 10 (*a*), 25 (*б*) и 51 (*в*) шагах моделирования для второго этапа решения задачи

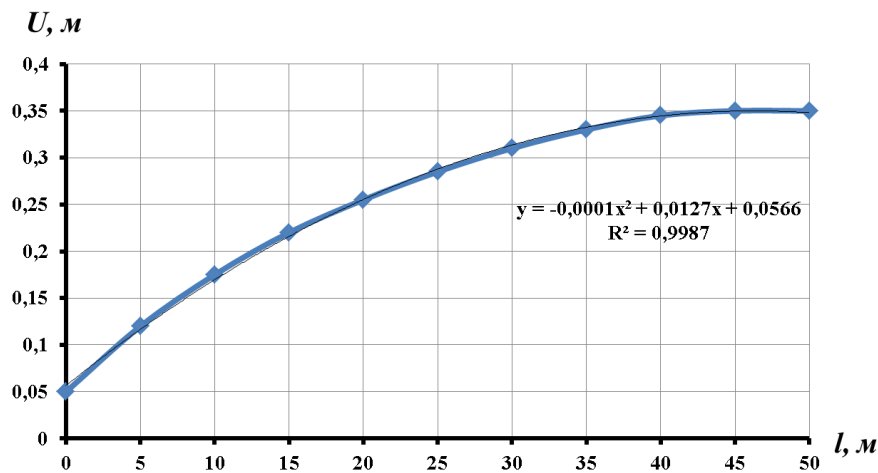
На рисунке 4.25,а приведена полученная в результате моделирования зависимость измерения перемещений на контуре выработки U_0 от расстояния между

исследуемым сечением и плоскостью забоя: $U_0 = f(l)$. Путем деления величины смещений на максимальное их значение U_0^{max} получена зависимость коэффициента влияния плоскости забоя на величину перемещений контура выработки (см. рисунок 4.25,б). Эта зависимость описывается следующей формулой:

$$k_3 = -0.005l^3 - 0.002l^2 + 0.07l + 0.1. \quad (4.1)$$

При этом точность совпадения аппроксимирующей кривой с данными численного моделирования составляют $R^2 = 0,9969$.

а)



б)

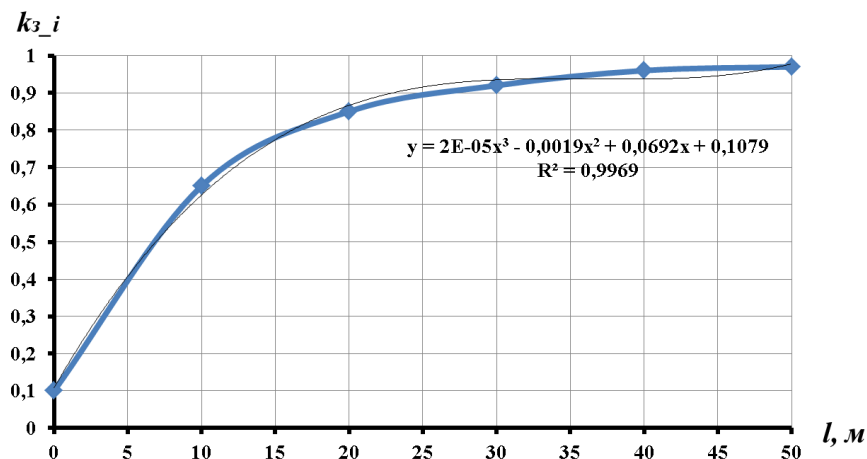


Рисунок 4.25 – Зависимость перемещений на контуре выработки (а) и коэффициента влияния забоя (б) от расстояния между исследуемым сечением и плоскостью забоя

Расчетная схема с конечно-элементной сеткой (а), конфигурация и размеры ЗНД (б) и перемещения на контуре выработки (в) применительно к третьему этапу моделирования (стадии I, II, III и IV) приведены на рисунках 4.26-4.29.

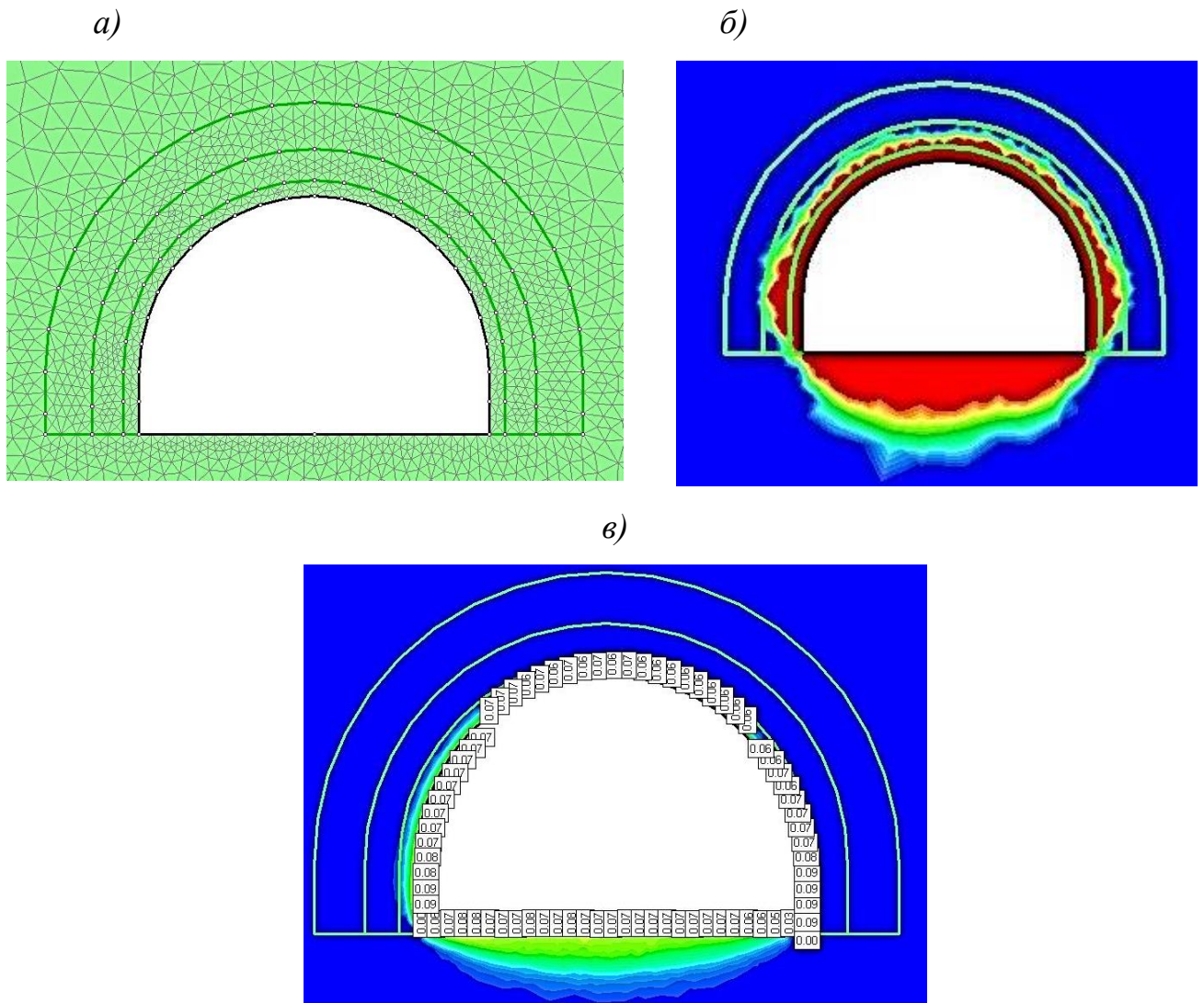


Рисунок 4.26 – Расчетная схема (а), ЗНД (б) и перемещения на контуре (в) выработки для I стадии третьего этапа моделирования

Оценивая результаты численного моделирования на этапе III, следует отметить, что зона неупругих деформаций по мере удаления рассматриваемого сечения от забоя выработки увеличивается и достигает значению $(3...4) R_0$. Перемещения почвы на контуре выработки достигают 1 м и более. Это свидетельствует о невысокой устойчивости выработки и больших эксплуатационных затратах на ее поддержание в будущем.

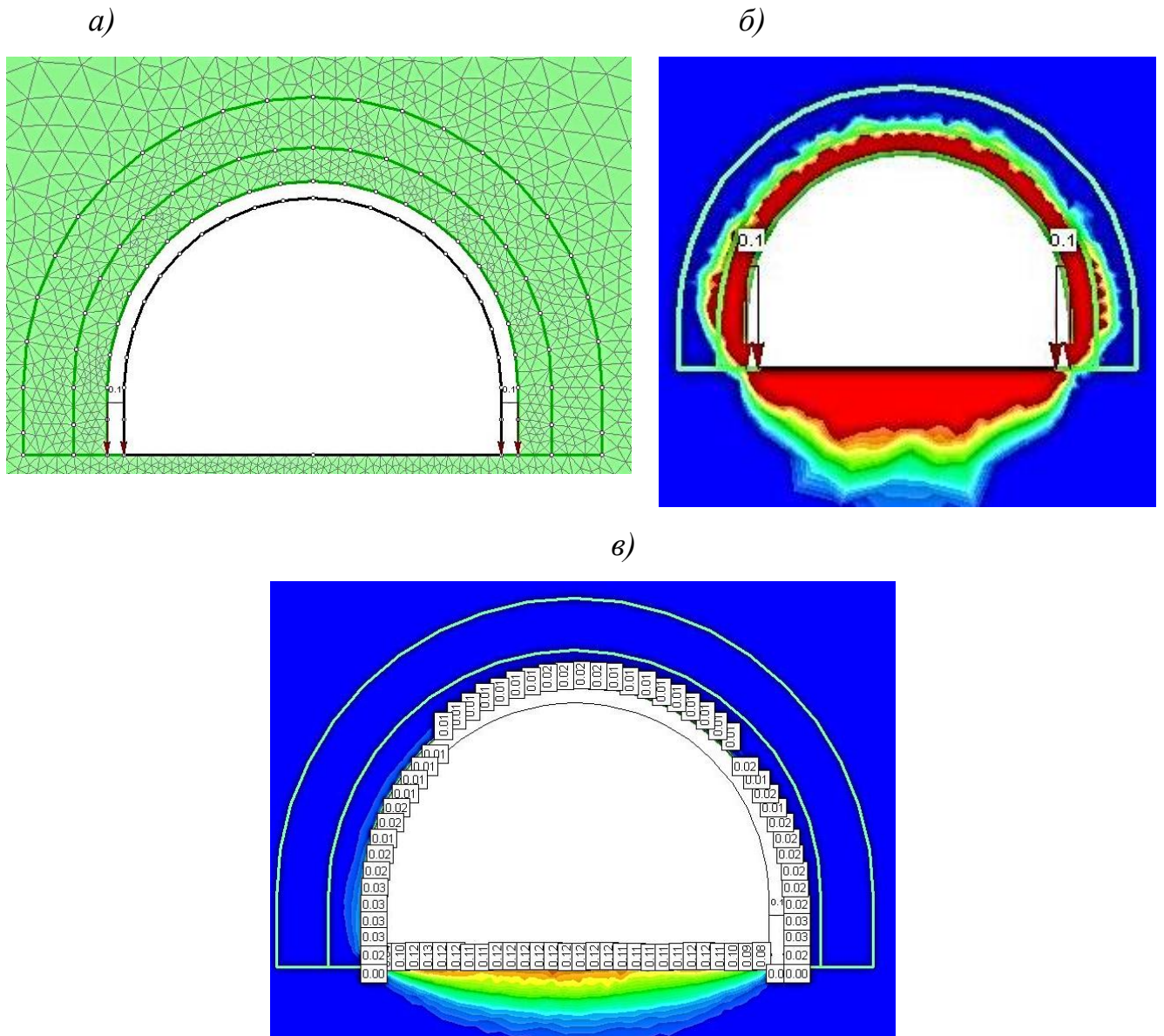
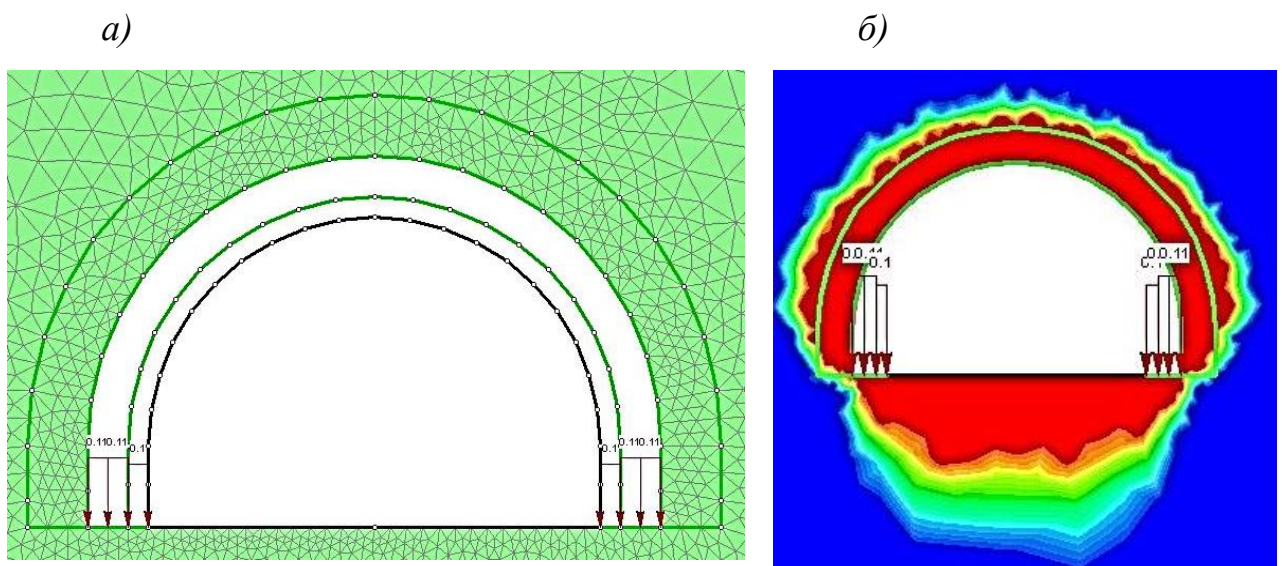
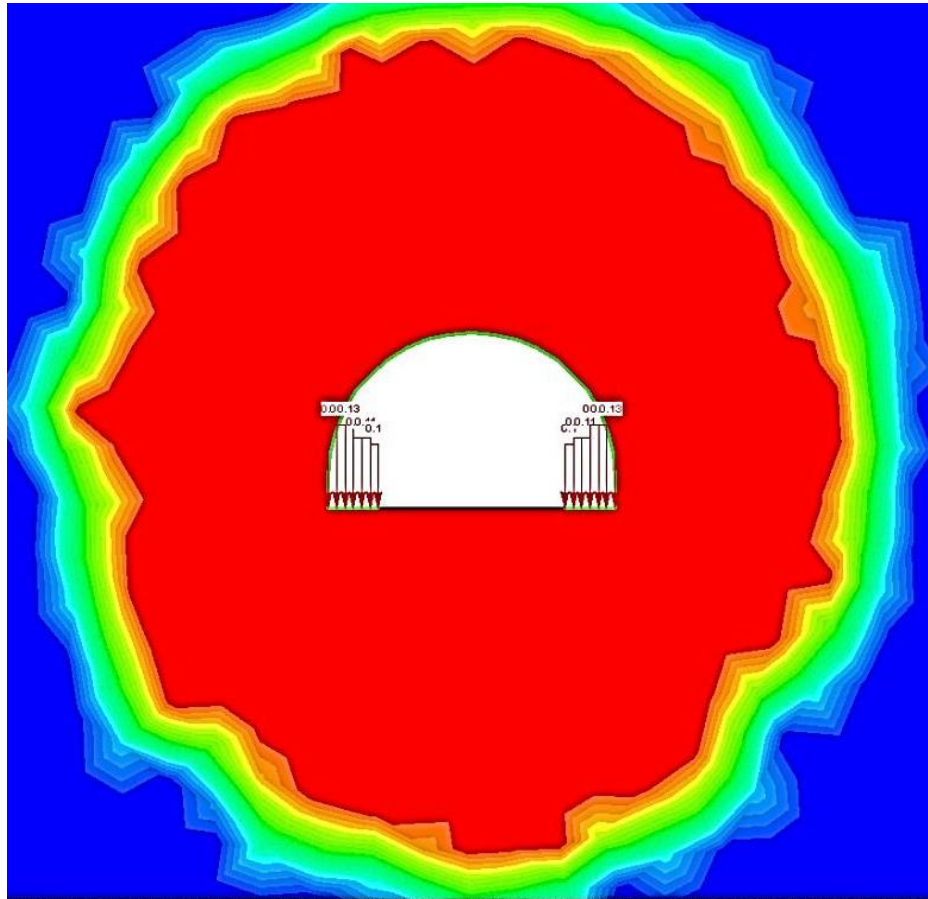


Рисунок 4.27 – Расчетная схема (*a*), ЗНД (*б*) и перемещения на контуре (*в*) выработки для II стадии третьего этапа моделирования



б)



в)

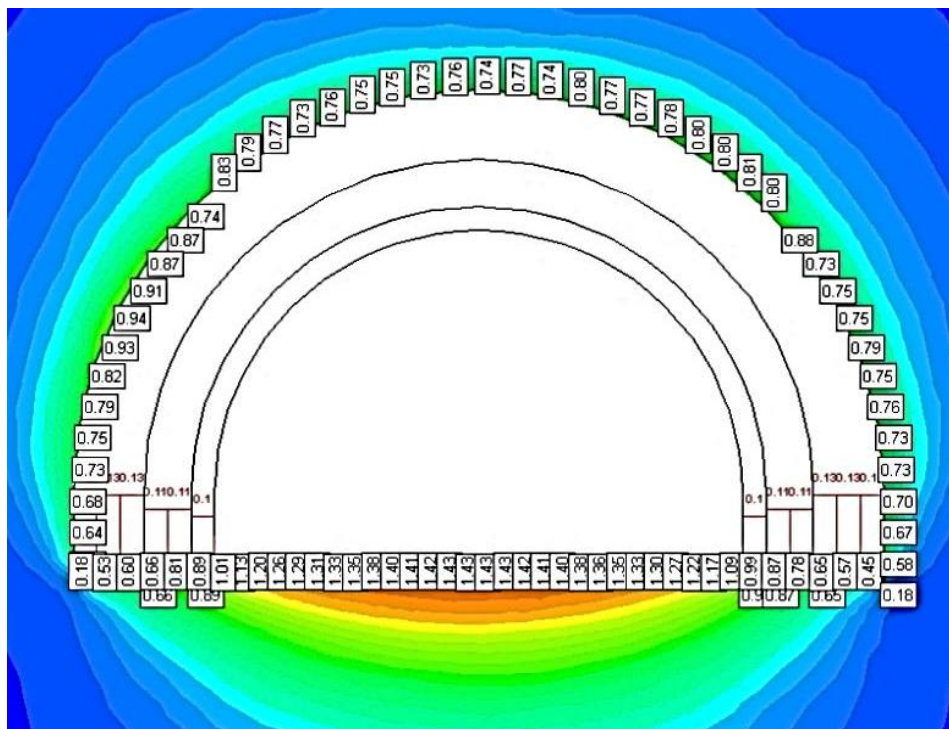
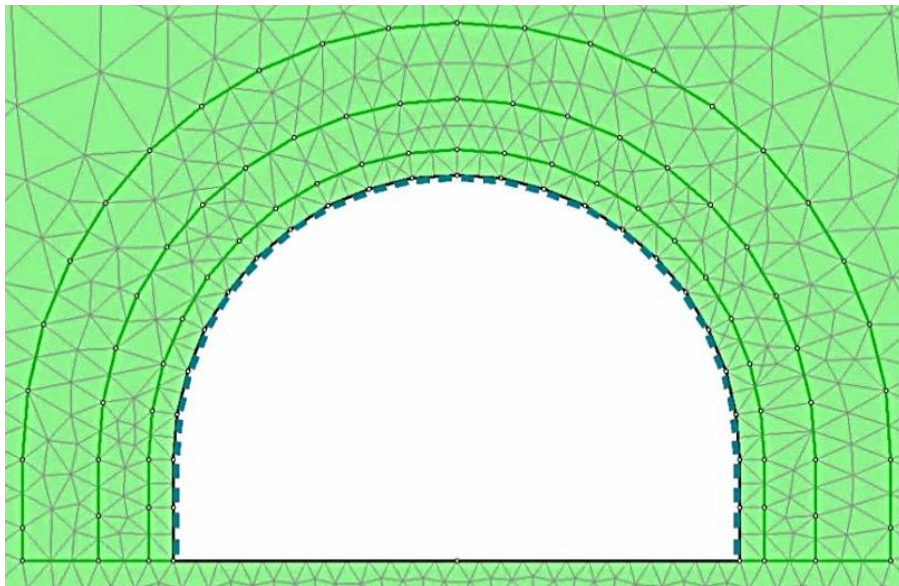


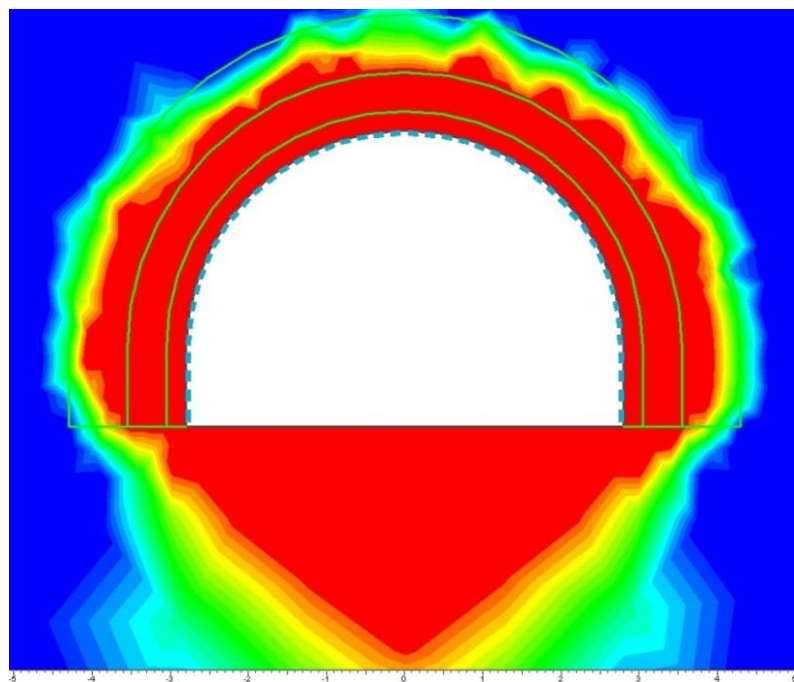
Рисунок 4.29 – Расчетная схема (а), ЗИД (б) и перемещения на контуре (в) выработки для IV стадии третьего этапа моделирования

Если в выработке выполнить иньектирование приконтурного породного массива, то, как показывают натурные исследования, его прочность увеличится на 50-70 %, что предотвратит дальнейшее развития ЗНД. Однако, следует учитывать, что это следует проводить на расстоянии от забоя не превышающем 15 м, до того как завершается процесс образования трещин, и деструкции породного массива все еще происходит. Расчетная схема с конечно-элементной сеткой (а), конфигурация ЗНД (б) и перемещения на контуре выработки (в) для IV этапа численного моделирования приведены на рисунке 4.30.

а)



б)



в)

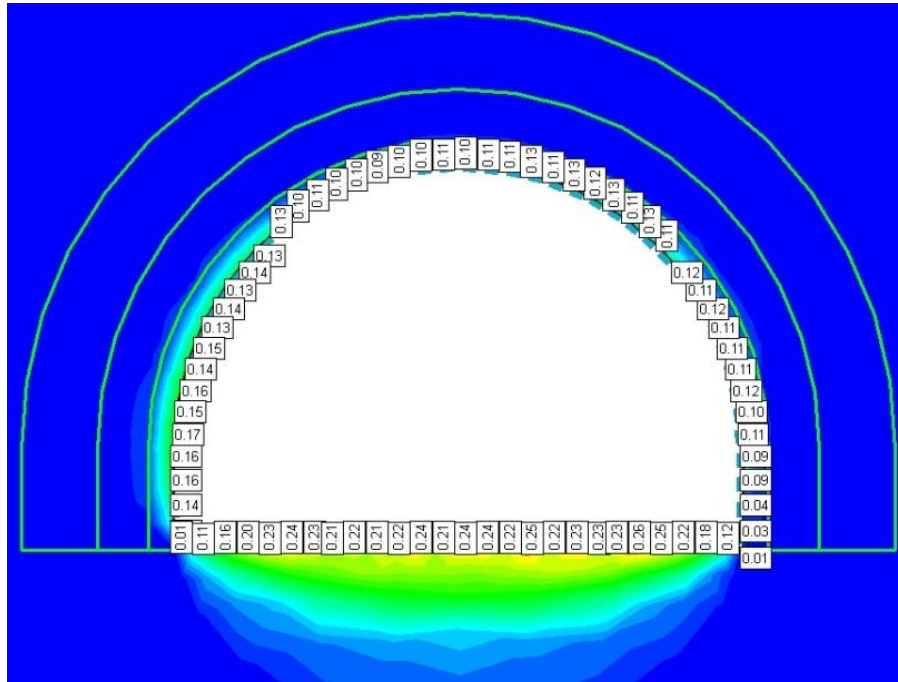


Рисунок 4.30 – Расчетная схема (а), ЗНД (б) и перемещения на контуре (в) выработки для четвертого этапа моделирования (с тампонажем)

Их анализ показал, что в этом случае существенно (в 1,5...2,0 раза) уменьшается размер ЗНД и величина перемещений на контуре выработки. Это свидетельствует о повышении устойчивости выработки и, соответственно, о снижении в будущем эксплуатационных затрат на ее поддержание.

Однако, выполнить тампонажные работы на расстоянии 12...15 м от забоя выработки не представляется возможным, поскольку этому процессу мешает проходческое оборудование (комбайн, перегружатель). Решить эту задачу можно путем установки анкеров непосредственно в забое выработки. Система анкеров предотвратит преждевременное расслоение приконтурного породного массива и позволит отодвинуть работы по упрочнению приконтурного массива на 40-50 м от забоя, что не будет мешать проходке выработки.

Расчетная схема и конечно-элементная их разбивка для решения задачи об устойчивости выработки с анкерной крепью приведены на рисунке 4.31.

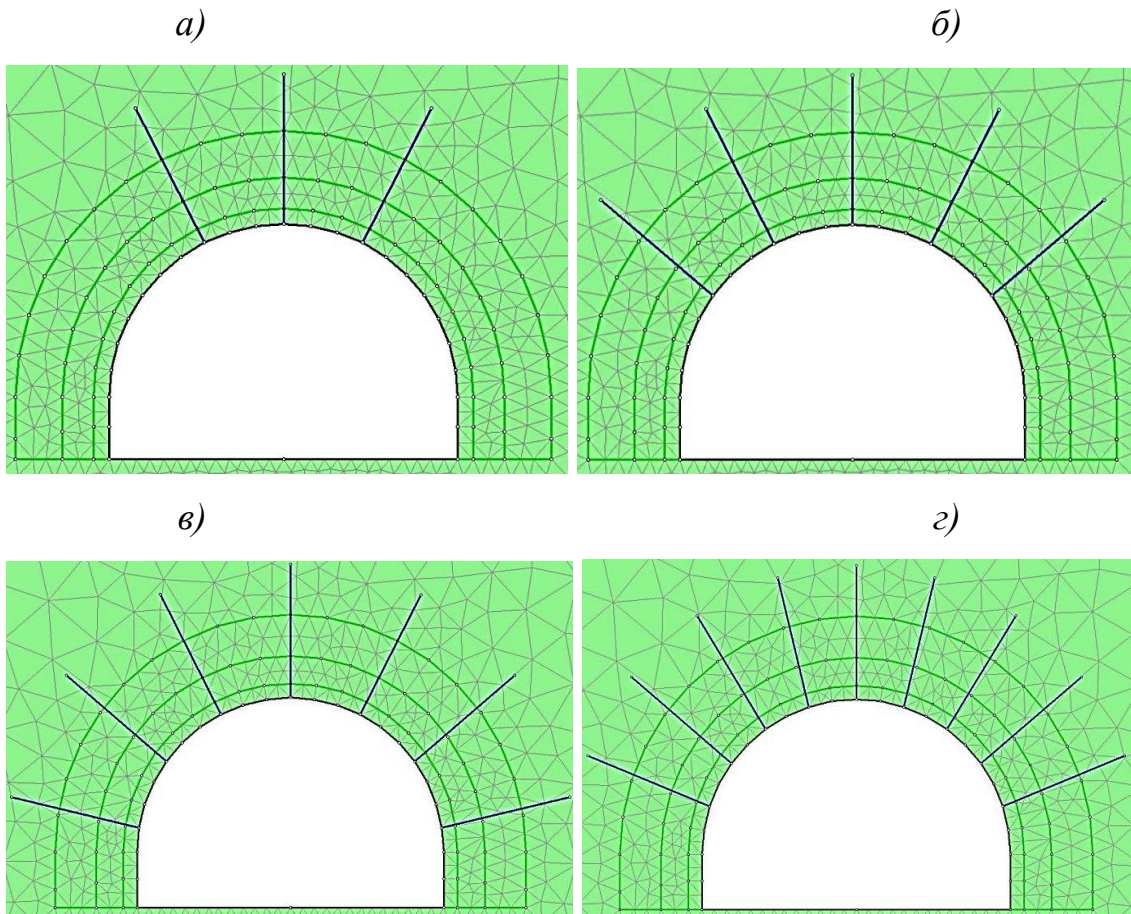


Рисунок 4.31 – Расчетная схема выработки закрепленной
3 (а), 5 (б), 7 (в) и 9 (з) анкерами

Моделировались ситуации, когда в кровле выработки устанавливались 3, 5, 7 и 9 сталеполимерных анкеров стандартной длины 2,4 м. На рисунках 4.32 и 4.33 приведены размеры ЗНД и перемещения на контуре выработки, полученные в результате численного моделирования.

На рисунке 4.34 показана зависимость величины поднятия пород почвы U_n от числа анкеров N в кровле выработки для рассматриваемых горно-геологических условий. Эта кривая с отклонением $R^2 = 0,9747$ может быть аппроксимирована степенной зависимостью следующего вида:

$$U_n = 0,8663 N^{0,719}. \quad (4.2)$$

Анализ полученной зависимости показал, что для снижения смещений до достижения порога пучения ($U_n = 0,3$ м) достаточно установить в кровле 5 анкеров.

На рисунке 4.35 приведены зависимости, показывающие как влияет число анкеров – N и расстояние от забоя – l выработки на величину перемещений пород – U_n . Из них следует, что при 5 установленных в кровлю анкерах работы по нанесению набрызгбетонного покрытия можно выполнять на расстоянии 60 м от забоя выработки, по сравнению с 30 метрами при отсутствии анкеров, Это в любом случае обеспечит поднятие пород почвы на величину 0,3...0,4 м, но позволит существенно разнести работы по проходке в забое выработки и набрызгбетонированию.

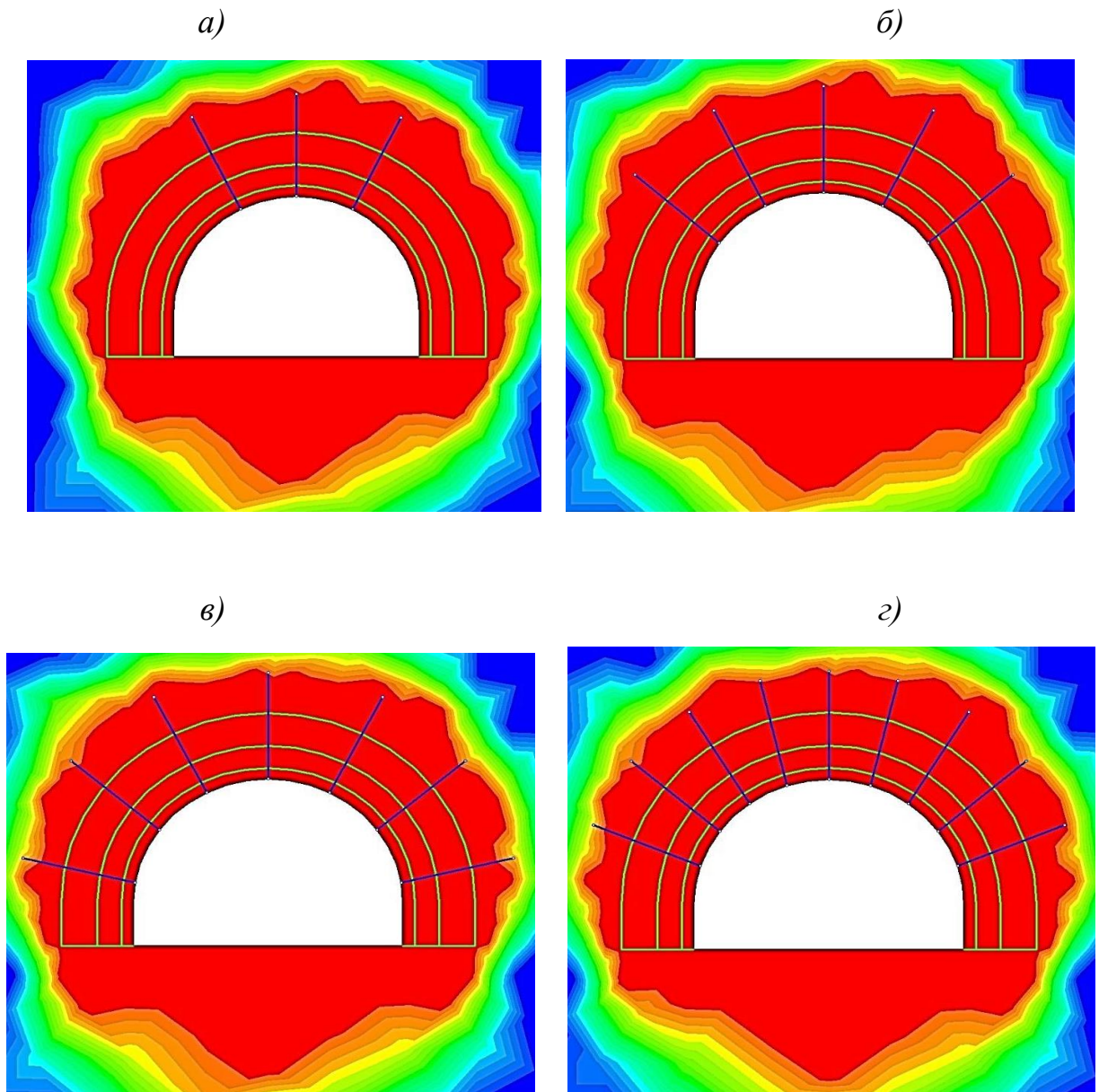


Рисунок 4.32 – ЗНД в окрестности выработке закрепленной
3 (а), 5 (б), 7 (в) и 9 (г) анкерами

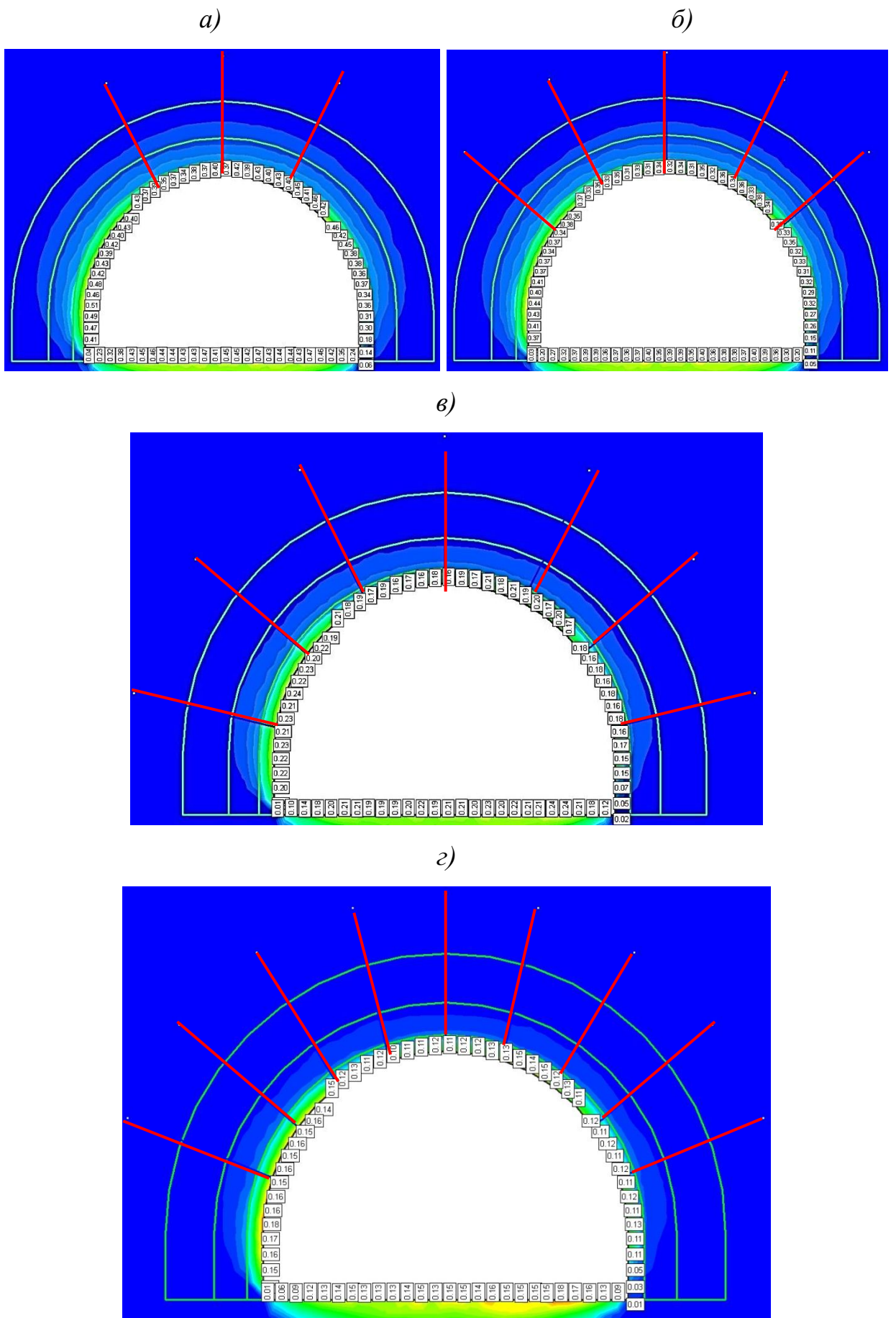


Рисунок 4.33 – Перемещения на контуре выработки закрепленной 3 (а), 5 (б), 7 (в) и 9 (г) анкерами

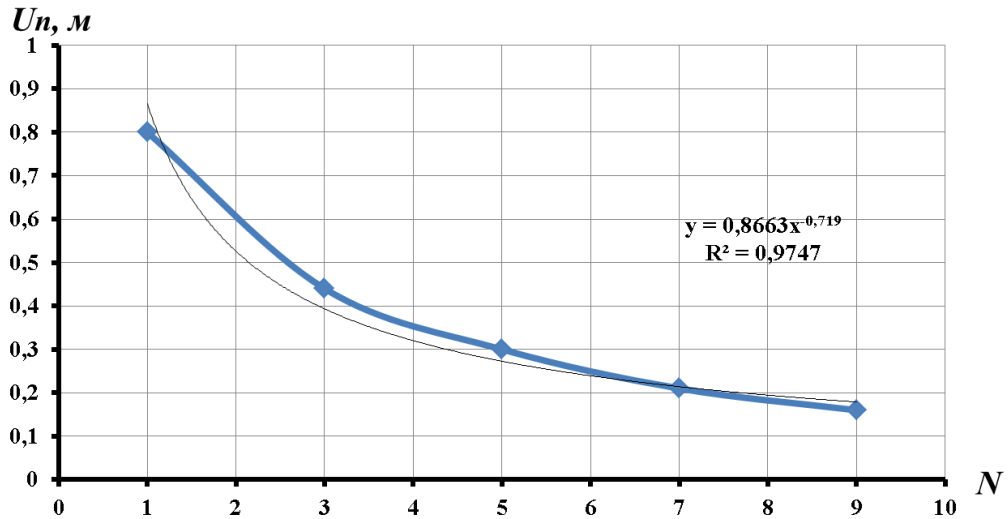


Рисунок 4.34 – Зависимость величины смещения пород почвы от числа анкеров в кровле выработки, где U_n – смещение пород почвы; N – число анкеров, n , м

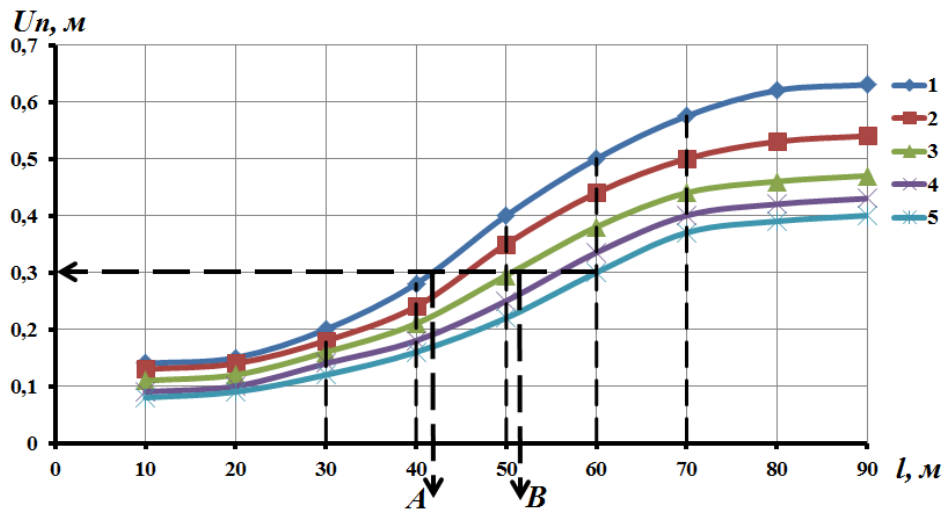


Рисунок 4.35 – Зависимость смещений пород почвы от расстояния между местом выполнения набрызг-бетонных работ и забоем выработки: 1 – без установки анкеров; 2 – с установкой 3-х анкеров; 3 – с установкой 5-ти анкеров; 4 – с установкой 7-ми анкеров; 5 – с установкой 9-ти анкеров

На рисунке 4.36 приведен уточнённый в связи с результатами последних исследований, выполненных сотрудниками компании ДТЭК, график зависимости показателя устойчивости выработки от относительной величины поднятия пород

почвы. Ранее такая же зависимость была предложена по результатам наблюдений за состоянием выработок на шахтах Западного Донбасса в работе [193]. Если нанести на рисунке 4.36 результаты предыдущего численного моделирования, то получим, что в результате установки 5 анкеров в кровлю и своевременного выполнения работ по упрочнению приконтурного массива величина смещений пород почвы уменьшились на 0,6 м ($\Delta U = 0,02$), а устойчивость выработки ω повысилась на 0,31.

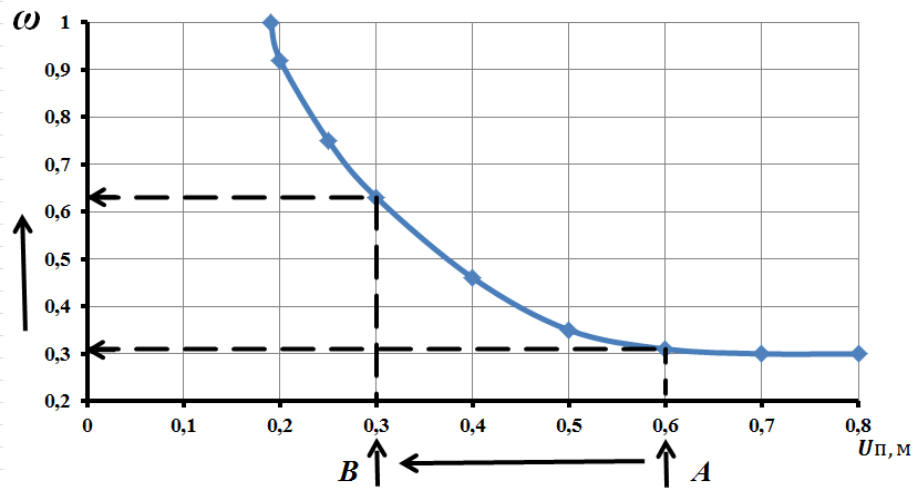


Рисунок 4.36 – Зависимость показателя устойчивости от максимальной величины смещений контура выработки

4.4. Шахтные исследования геомеханических процессов в приконтурном массиве протяженных выработок шахты «им. Героев Космоса»

Комплексные шахтные исследования состояния протяженных выработок включали оценку горно-геологических и горнотехнических условий их эксплуатации, визуальное обследование выработок и приконтурного массива и выполне-

ние инструментальных измерений на специально оборудованных замерных станциях в пределах участков с экспериментальными видами крепи.

4.4.1. Мониторинг состояния магистральных выработок

Целью визуального обследования выработок являлась оценка их общего состояния, наличие и степень деформирования элементов крепи, характерные типы деформаций, наличие пучения пород почвы.

Общее состояние выработок оценивалось относительным показателем устойчивости, который определяется как отношение количества рам крепи, находящихся в неудовлетворительном состоянии, к общему количеству рам на рассматриваемом участке, т.е.

$$\omega_k = \frac{N_0 - N}{N_0}, \quad (4.3)$$

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

Общее состояние выработок по состоянию пород почвы (подрывка, рихтовка пути) оценивалось аналогичным показателем:

$$\omega_n = \frac{L - L_n}{L}, \quad (4.4)$$

где L – общая длина выработки, м; L_n – суммарная длина участков выработки, требующих ликвидации последствий пучения пород почвы за анализируемый период времени, м.

Общее состояние выработки оценивалось суммой этих двух показателей:

$$\omega = \omega_k + \omega_n. \quad (4.5)$$

Неудовлетворительное состояние рам металлической крепи квалифицировалось в том случае, если отмечалось не менее двух указанных дефектов:

- значительные деформации верхняка;
- деформации стоек;
- деформации или разрыв замков, срыв гаек на замках;

- значительные деформации или разрыв сетчатых затяжек;
- разрушение железобетонных затяжек в кровле;
- просадка верхняка в замках выше паспортного значения;
- разрывы профиля верхняков и стоек.

Неудовлетворительное состояние выработки по фактору пучения почвы оценивалось в том случае, если оно приводило к нарушению нормальной эксплуатации выработки, т.е. высота вспученных пород была более 0,3 м.

Мониторинг состояния горных выработок шахты «Героев Космоса» включал обследование:

- западного крыла шахты;
- тупика 350 горизонта;
- тупика 370 горизонта
- с последующим выходом к стволу через 370 горизонт (23МОШ).

Протяженность магистральных выработок западного направления составляет около 3,5 км. Направление отработки шахтного поля по проекту – от ствола.

Основным вопросом на момент выполнения обследования для данной шахты является обеспечение устойчивости магистральных выработок. Это связано с тем, что в перспективе планируется дальнейшее расширение горных работ на запад в направлении блоков № 3, 3а.

На всем протяжении магистральных выработок западного направления находятся участки, нуждающиеся в перекреплении. Такая необходимость обусловлена полным несоответствием сечения по всем технологическим параметрам.

Основные нарушения сечения и крепи, выявленные при мониторинге.

За время эксплуатации различные участки штреков подвергались неоднократному перекреплению из-за потери сечения и неудовлетворительного состояния крепи. В районе перекрепления отмечены неоднократные вывалы пород кровли.

Неудовлетворительное состояние магистральных выработок объясняется влиянием отработанных лав:

1. 2 ЗМШ (350 горизонт):

- до ПК160 штрек охраняется целиком 110м;
- с ПК160 в период 1988-1989 г.г. подработан 1162 лавой;
- в период 1987-1988 г.г. – 1062 лавой;

2. ПК240-356 располагается на границе расчетной зоны ПГД от влияния 1166 лавы;

3. 2ЗМОШ:

- до ПК130 охраняется целиком 110 м;
- с ПК130 надработан 1162 лавой (период 1988-1989 г.г.)
- в период 1987-1988 г.г. подработан 1062 лавой;

4. ПК210+326 располагается на границе расчетной зоны ПГД от влияния 1166 лавы.

Ситуацию в вышеперечисленных выработках усугубляют дополнительные нагрузки от влияния в зонах ПГД и зонах разгрузки, это прослеживается в нарушении сечения крепи выработки на всем ее протяжении. Часто прослеживается погружение ножек стоек крепи в почву «эффект гармошки затяжки».

Основная причина потери сечения:

- вертикальная конвергенция;
- прогиб пород в выработку со смятием и надвигом слоев по линии смятия.
- горизонтальная конвергенция.

Наибольшей деформации подвержен верхняк крепи. Отмечаются также деформации в горизонтальном направлении.

Для магистральных выработок характерны нарушения:

- равномерное сжатие;
- «выполаживание» верхняка, вследствие чего проявляются порывы нижних замковых соединений;
- вывалы пород кровли;

Преобладающие виды деформирования сечения и крепи выработки:

- уменьшение сечения выработки в горизонтальном направлении;
- уменьшение сечения выработки в вертикальном направлении;
- вдавливание крепи в почву;
- пучение почвы;
- разрушение затяжки выработки;
- деформирование стоек крепи.

Наиболее интенсивные деформации приконтурных пород наблюдаются в кровле и почве выработки и проявляются в виде прогиба пород в выработку со смятием и сдвигом слоев. Наиболее деформирован верхняк крепи.

Практически на всем протяжении магистральных выработок отмечается влияние отработанных лав, несмотря на оставляемые целики.

Вследствие отработки запасов в направлении от ствола, остается актуальной проблема поддержания магистральных выработок, что подтверждается постоянной необходимостью перекрепления действующих выработок.

4.4.2. Натурные исследования на экспериментальных участках 2-го западного магистрального откаточного штрека горизонт 370 м

2-й Западный магистральный откаточный штрек гор. 370 м закреплен арочной податливой крепью КШПУ – 17.7 с обратным сводом. Шаг установки крепи из спецпрофиля СВП-33 – 0,5 м. Закрепное пространство затянуто железобетонной затяжкой.

С целью увеличения срока службы 2 ЗМОШ предусматривается выполнение комплекса экспериментальных работ по совершенствованию крепи, в том числе тампонаж закрепного пространства, нанесение набрызгбетонного покрытия по сетчатой затяжке, установка анкеров в забое выработки.

Основное требование, предъявляемое к экспериментальным участкам, является их представительность, т.е. длина, достаточная для оценки степени влияния принятого типа крепи, технологии тампонажа закрепного пространства и набрызг-

бетона на состояние выработки и возможности получения детальной информации для анализа, обоснованных выводов и рекомендаций.

По опыту проведения аналогичных исследований для проведения представительного эксперимента в выработке были определены участки, длиной 50...60 м с различными конструкциями и элементами крепи:

участок 1 – выработка закреплена крепью КШПУ-17,7 из спецпрофиля СВП-33 с шагом 0,5 м в соответствии с паспортом крепления, принятым на шахте, с выполнением тампонажных работ по регламенту, сложившемуся на текущий момент (ручной пикотаж швов, закачивание тампонажного раствора за крепь со значительным отставанием тампонажных работ от забоя выработки);

участок 2 – выработка закреплена крепью КШПУ-17,7 через 0,5 м с железобетонной затяжкой и тампонажем закрепного пространства, выполняемым не далее, чем за 40 м от забоя выработки;

участок 3 – выработка закреплена крепью КШПУ-17,7 через 0,5 м с металлической сетчатой плоской затяжкой и проведением набрызгбетонных работ не далее, чем за 35...40 м от забоя выработки;

участок 4 – выработка закреплена крепью КШПУ-17,7 через 0,5 м с 5 анкерами, устанавливаемыми в забое выработки, металлической сетчатой плоской затяжкой и набрызгбетонированием, которое выполняется с отставанием на 50-60 м от забоя.

На каждом экспериментальном участке были оборудованы по три замерных станции, включающие 3 замерных пункта.

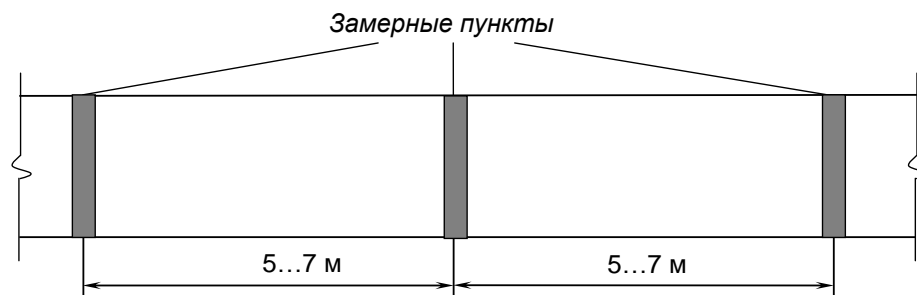
Поскольку в выработке предусматривалось проведение тампонажных работ, т.е. полное заполнение закрепного пространства и трещиноватого приконтурного массива пород твердеющими составами, изоляция выработки от окружающего массива путем пикотажа щелей железобетонной затяжки, а также нанесение набрызгбетона на породный контур и металлическую сетчатую затяжку, устройство контурных и глубинных реперных станций и наблюдение за ними может осуществляться только в промежутки времени между проведением исследуемого сечения выработки и его тампонажем.

Далее состояние этого сечения выработки может контролироваться по деформациям элементов металлической крепи.

Каждая замерная станция состояла из трех замерных пунктов, установленных в выработке на расстоянии друг от друга, равном 5,0...7,0 м. Таким образом, длина замерной станции составляла – 10,0...14,0 м (рисунок 4.37).

В свою очередь, каждый замерный пункт состоял из двух замерных сечений, одно из которых включал комплект глубинных реперов в кровле и боках, установленных между рамами крепи, другое сечение – комплект контурных реперов в смежном межрамном промежутке. По длине каждого экспериментального участка, включая участок с традиционной крепью и технологией, принятой на шахте, устанавливались три таких замерных станции.

а)



б)

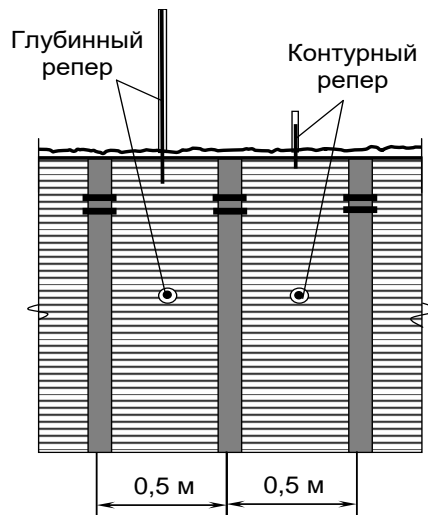


Рисунок 4.37 – Схема устройства замерных станций на экспериментальных участках: а) схема размещения замерных станций; б) схема замерного пункта

Схемы оборудования контурных и глубинных реперов представлены на рисунках 4.38, 4.39.

Для измерения смещений контура выработки после проведения тампонажа (нанесения набрызгбетона) были нанесены точки на рамы металлической крепи.

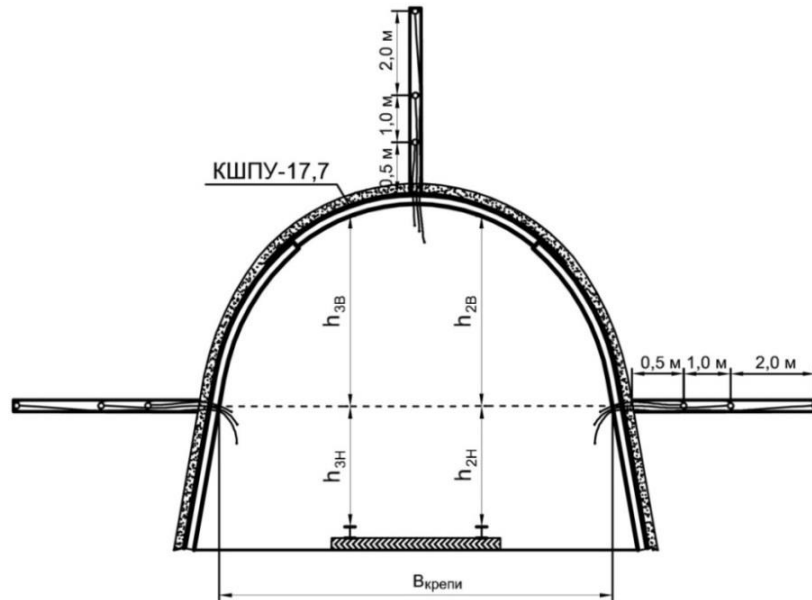


Рисунок 4.38 – Устройство глубинной замерной станции с дополнительными замерными точками

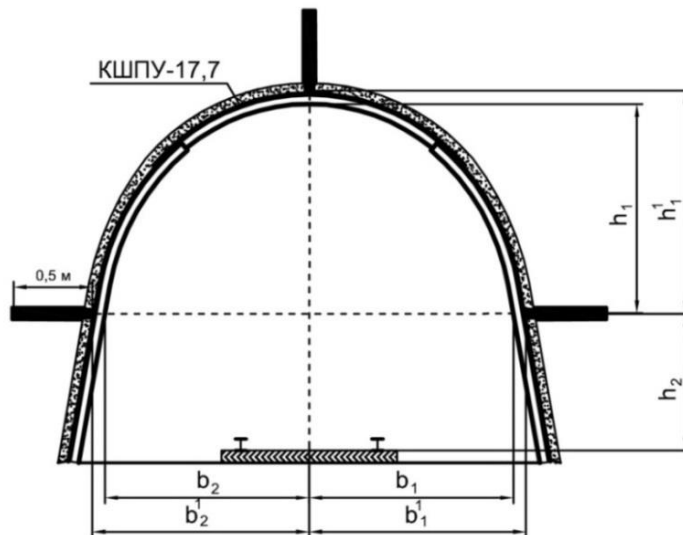


Рисунок 4.39 – Устройство контурной замерной станции

Каждый контурный репер представляет собой шпур длиной 0,50 м стандартного диаметра, в котором при помощи деревянных пробок закрепляются ме-

таллические штыри, выходящие одним концом в выработку. Конец репера, выходящий в выработку, должен быть выполнен в виде крюка для удобства фиксации шнуров отвеса и условного замерного горизонта.

Установка глубинных реперов проводилась в следующей последовательности. С помощью буровой установки MQT производилось бурение шпуров $\varnothing = 30$ мм, длиной 2,5 м. Далее, на якорном репере закреплялся трос, после чего он устанавливался в специальный паз досыльника. Досыльник представлял собой сборный трубчатый стержень, изготовленный из отрезков металлопластиковой трубы $\varnothing = 16$ мм, соединяемых с помощью соединительных муфт $\varnothing = 26$ мм.

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

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

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

После установки каждого глубинного репера на его тросе закреплялась пластиковая бирка с соответствующим номером. Номер репера и глубина его установки сразу же заносились в ведомость.

Оборудование замерных станций проводилось непосредственно в забое, где и производились первые замеры установленных величин.

Для проведения измерений использовалась маркшейдерская рулетка, отвес на гибком подвесе (жгуте, тонкой проволоке), жгут для натягивания измерительного горизонта, строительный уровень длиной не менее 1,5 м.

Измерения на всех замерных станциях, расположенных в одной выработке, производились в один прием.

Наблюдения проводились в течение шести месяцев, частота замеров – один раз в неделю в течение первого месяца после проведения участка, далее – один раз в 2 недели.

По окончании установки всех реперов на глубинах 2 м, 1 м и 0,5 м, был произведен первый замер. Для этого измерялась разница между концом троса от первого глубинного репера, положение которого считается неизменным в течение всего времени измерений, и концами тросов от остальных реперов. Все домеры разности между 1-м репером и всеми последующими имеют положительное значение, т.к. для удобства снятия замеров, трос от репера №1 короче остальных. После занесения замеров в ведомость, все концы тросов были собраны в один пучок и зафиксированы в верхней части выработки, во избежание внешних воздействий на них. Каждый следующий замер выполняется по той же методике, что и первый.

Участок 1. Ввиду неустойчивости вмещающих пород, особенно в кровле, а также из-за отсутствия забутовки, породы интенсивно отслаиваются, что приводит к деформациям крепи и поломке железобетонной затяжки уже за перегружателем комбайна, на расстоянии 40...50 м от забоя (рисунок 4.40).



Рисунок 4.40 – Состояние железобетонной затяжки на участке без тампонажа

По мере удаления наблюдаемых участков замерных станций от забоя выработки, увеличивается деформация элементов крепи, особенно верхняка, ввиду

значительных смещений пород кровли, наблюдаются разрывы замков и срыв гаек на хомутах, увеличивается пучение пород почвы. Предусмотренный паспортом крепления тампонаж закрепного пространства не проводился. На момент обследования рассматриваемого участка выработки и проведения инструментальных измерений тампонаж отставал от забоя на 670...700 м. По оценке специалистов это и обусловило плохое состояние выработки и необходимость ее перекрепления.

Смещения породного контура и глубинных реперов в зависимости от расстояния от забоя выработки приведены на рисунках 4.41-4.44.

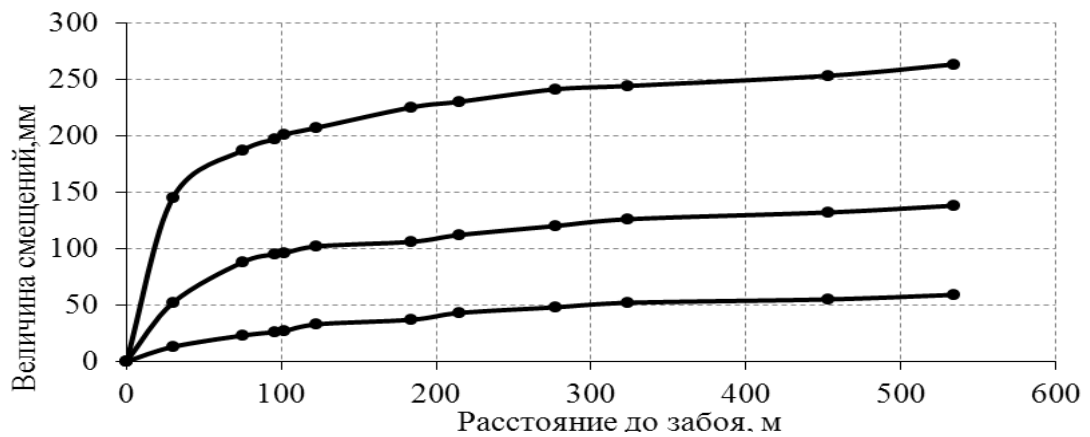


Рисунок 4.41 – Зависимость смещений пород кровли от времени на участке с типовой крепью

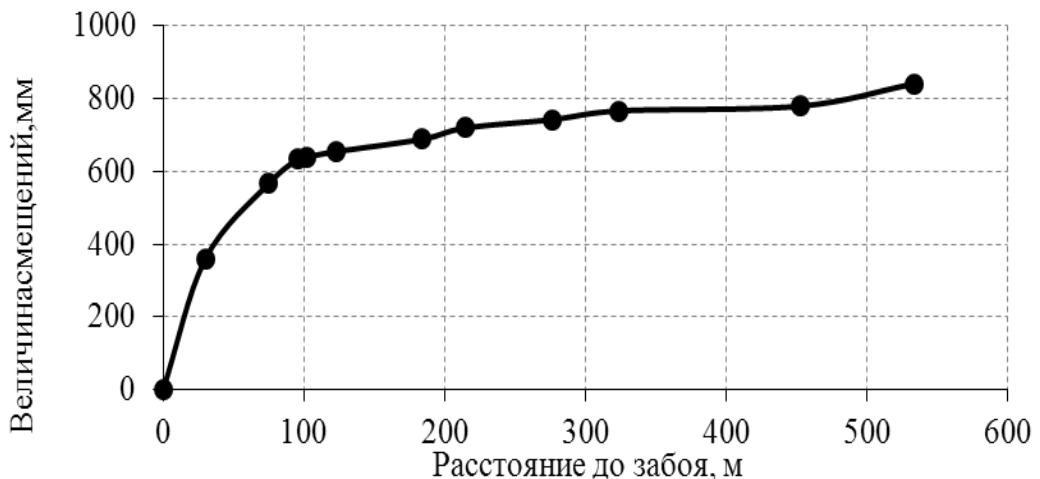


Рисунок 4.42 – Зависимость смещений пород почвы от времени на участке с типовой крепью

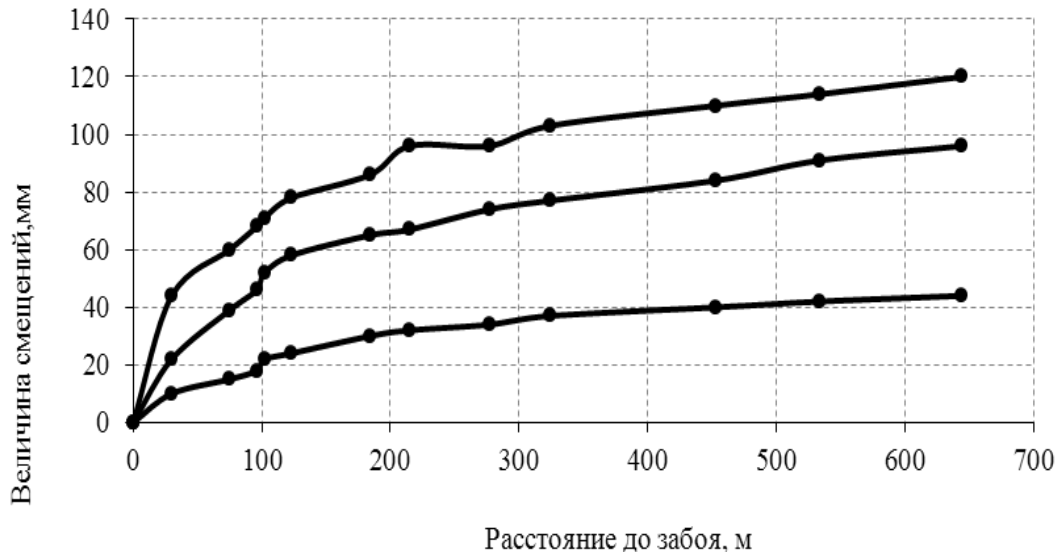


Рисунок 4.43 – Зависимость смещений пород левого борта выработки от времени на участке с типовой крепью

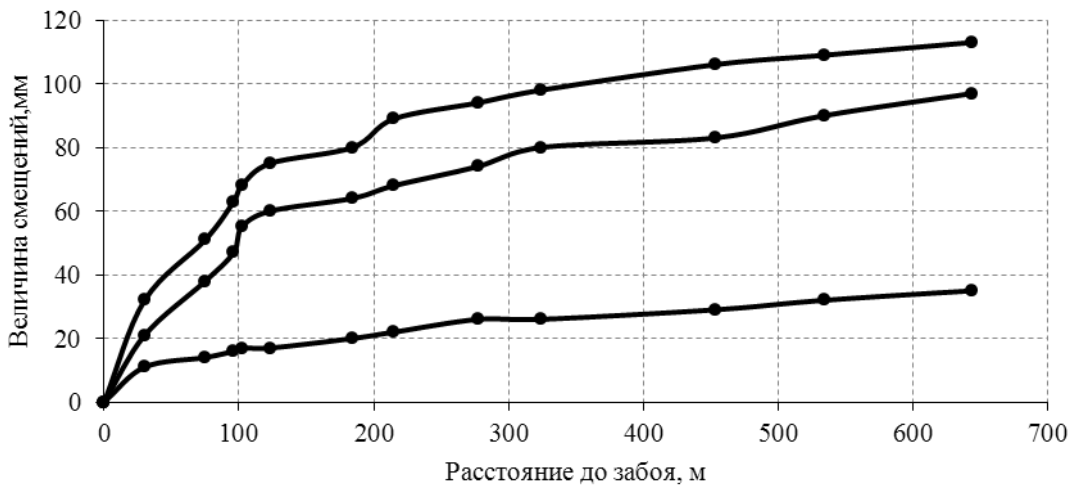


Рисунок 4.44 – Зависимость смещений пород правого борта выработки от времени на участке с типовой крепью

Анализ полученных результатов визуального обследования и инструментальных измерений позволил установить, что зона наиболее активных сдвижений массива горных пород находится в пределах 15...30 м от забоя выработки. Деформации и поломка железобетонной затяжки приводят уже на стадии проведения выработки к необходимости выполнения ремонтных работ, увеличивает трудоемкость пикотажных и тампонажных работ.

Формирование вокруг выработок значительных по объему деформированных породных структур обусловлено некачественным заполнением закрепного пространства, отсутствием расклинки крепи между породным контуром, а также несвоевременным выполнением тампонажных работ (большим отставанием от забоя выработки).

При этом главной причиной несвоевременного проведения тампонажных работ является ручная чеканка швов железобетонной затяжки. Таким образом, с целью увеличения производительности проведения тампонажа и проведения его без отставания от проходки выработки, выполнение пикотажных работ было механизировано за счет применения торкретбетонной установки.

Участок 2. Для торкретирования или механизированного пикотажа железобетонной затяжки и элементов крепи на втором экспериментальном участке 2 ЗМОШ используется торкрет-машина АС-1 в рудничном взрывобезопасном исполнении.

Торкрет-установка АС-1 производства фирмы АО «Альпсервис» (г. Харьков, Украина) предназначена для нанесения бетонных смесей методом сухого торкретирования и может применяться при креплении горных выработок, ремонте гидротехнических и инженерных сооружений, а также для проведения ремонтных работ в строительстве.

Торкретирование осуществляется сухим способом, когда сухая бетонная смесь (заполнитель, цемент, порошкообразные добавки) из загрузочной воронки подается в дозировочный барабан и оттуда, с помощью сжатого воздуха, через выходное отверстие и транспортные шланги – в распылительное сопло, где смесь увлажняется. Поток материала из распылительного сопла является непрерывным и подаётся со скоростью достаточной для полного уплотнения слоя бетона. Для упрощения работы с упакованными в мешки материалами загрузочная воронка установки оснащена насадкой с ситом и пилой для резки мешков.

На момент обследования и проведения инструментальных измерений тампонаж закрепного пространства, благодаря механизации пикотажа щелей, прово-

дился без отставания от технологического комплекса, т.е. сразу за перегружателем комбайна, на расстоянии примерно 40 м от забоя выработки.

Для предупреждения отслаивания массива до проведения тампонажа проводилась дополнительная расклинка в сводчатой части выработки.

Деформации породного контура выработки и приконтурного массива пород наблюдались лишь до момента проведения пикотажных работ, после чего доступ к контурной замерной станции и глубинным реперам был закрыт. Тем не менее, измерение деформаций выработки проводилось по смещениям рам, а также по замерам вертикальной конвергенции и величины пучения почвы. При этом отмечено, что смещения кровли выработки (опускание верхняка) были незначительны, а пучение пород почвы проходило, но с меньшей интенсивностью (рисунки 4.45-4.48).

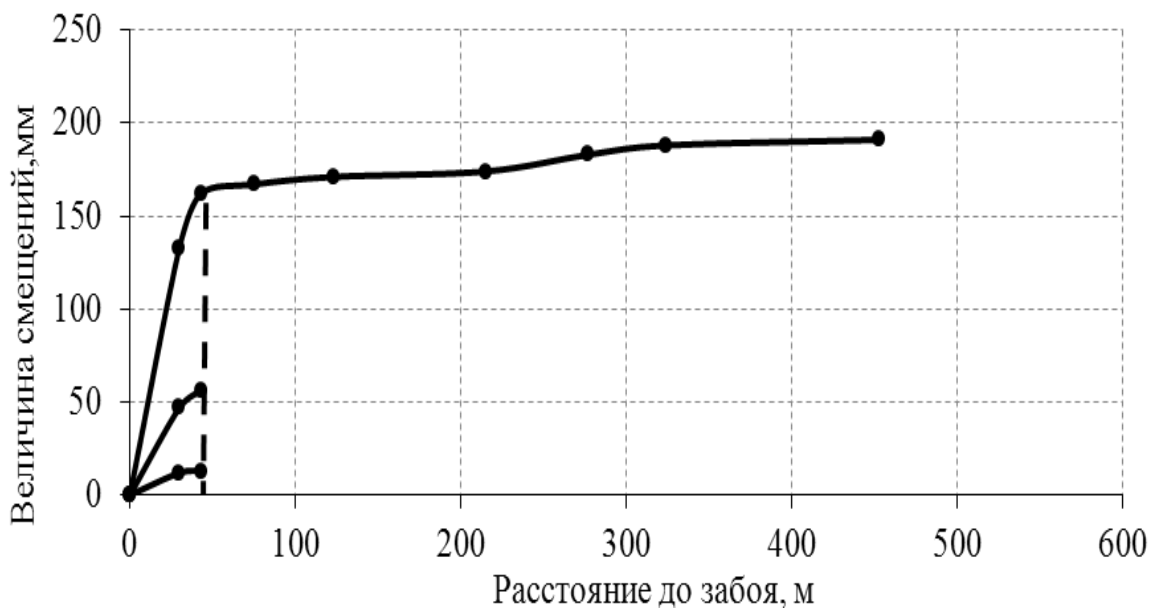


Рисунок 4.45 – Зависимость смещений пород кровли от расстояния до забоя выработки на участке с тампонажем закрепного пространства

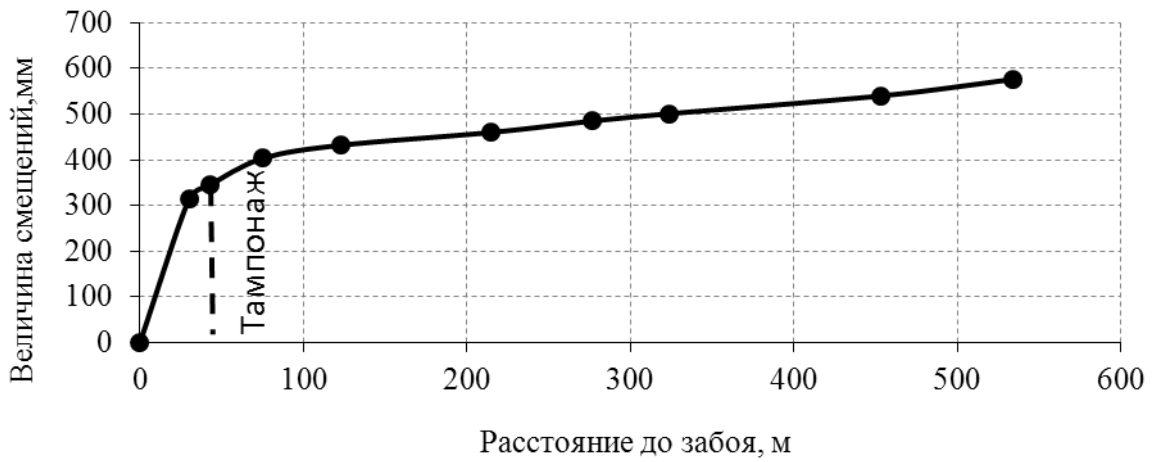


Рисунок 4.46 – Зависимость смещений пород почвы от расстояния до забоя выработки на участке с тампонажем закрепного пространства

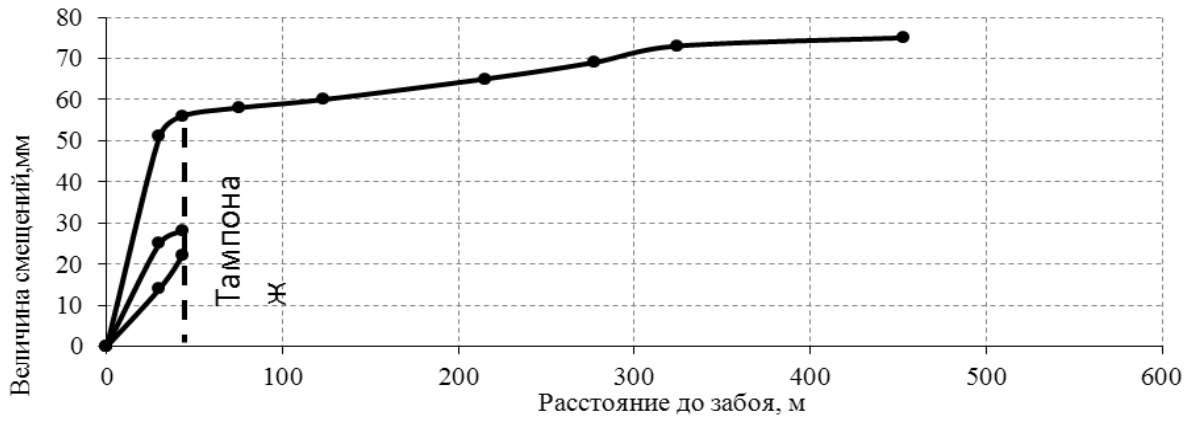


Рисунок 4.47 – Зависимость смещений пород левого борта выработки от расстояния до забоя выработки

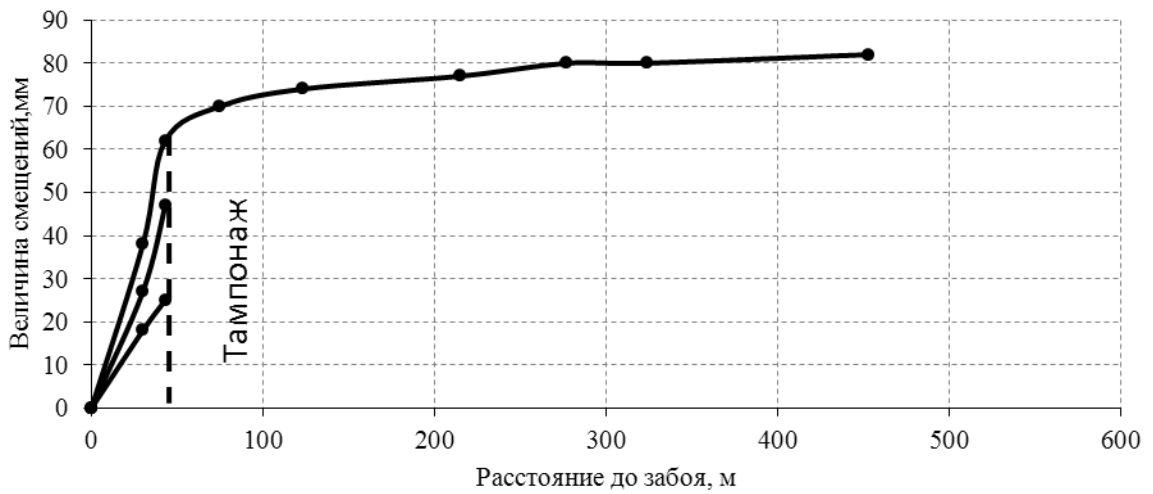


Рисунок 4.48 – Зависимость смещений пород правого борта выработки от расстояния до забоя выработки

Участок 3. Смещения боков выработки (горизонтальная конвергенция) в данной серии измерений, ввиду небольших величин и невозможности наблюдения за движением глубинных реперов, оказались неинформативными и далее не приводятся.

Наиболее показательной величиной является пучение пород почвы, как результат общего деформационного процесса в окружающем выработку массиве пород.

Нанесение набрызгбетонного слоя проводилось с помощью установки АС-1 на породный контур через металлическую затяжку за перегружателем комбайна, на расстоянии примерно 43...45 м от забоя выработки.

Деформации породного контура выработки и приконтурного массива пород наблюдались лишь до момента проведения набрызгбетонных работ, после чего доступ к контурной замерной станции и глубинным реперам был закрыт. Далее контроль деформаций выработки выполнялся по измерениям смещений рам и по вертикальной конвергенции, в том числе и по величине пучения пород (рисунки 4.49, 4.50).

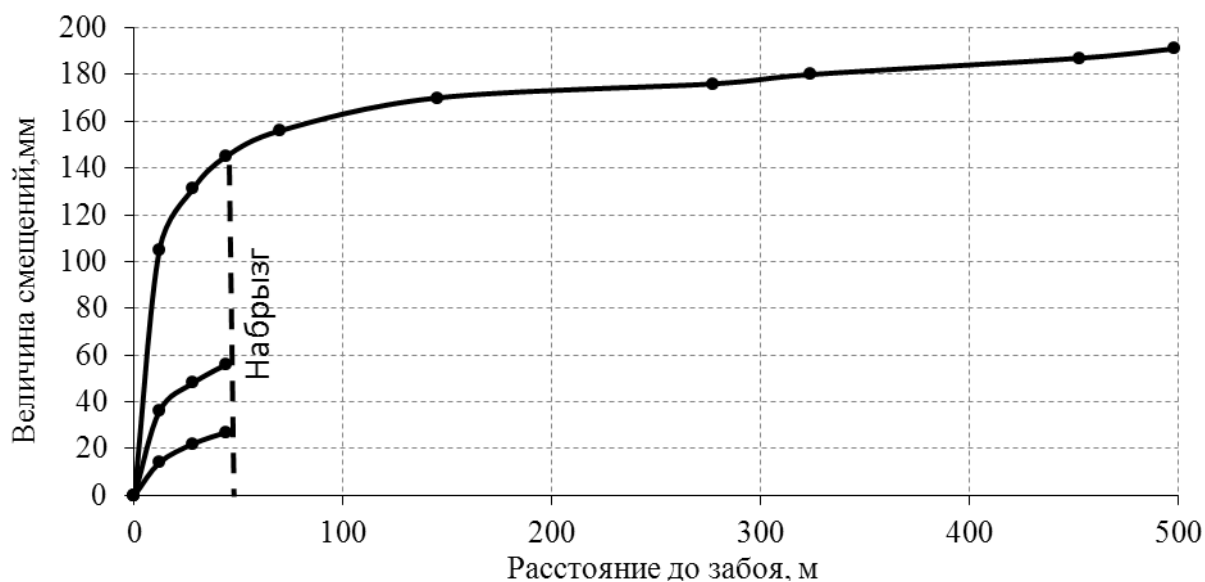


Рисунок 4.49 – Зависимость смещений пород кровли от расстояния до забоя выработки

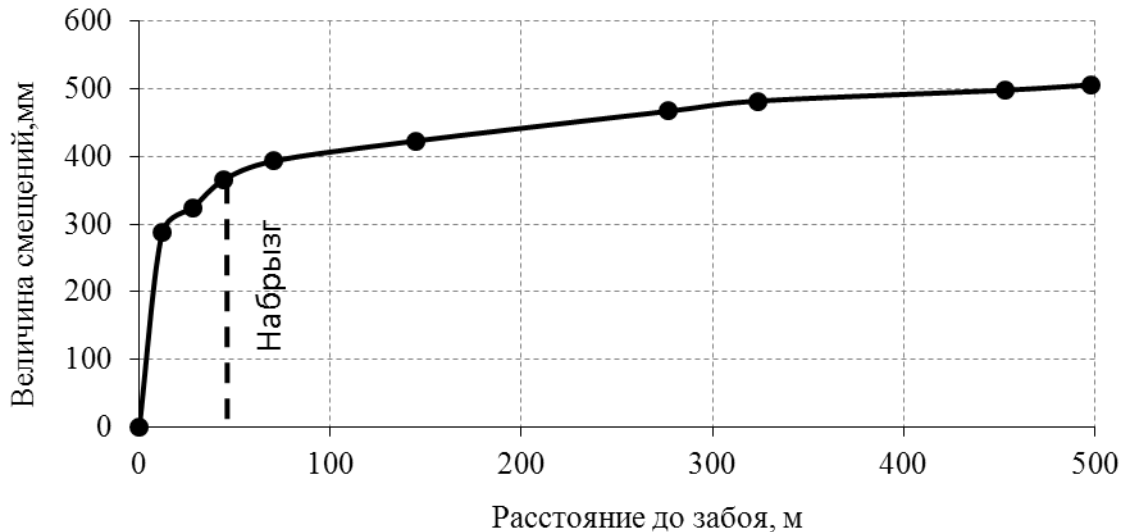


Рисунок 4.50 – Зависимость смещений пород почвы от расстояния до забоя выработки

Участок 4. Особенностью геомеханических процессов, происходящих в выработке, является интенсивная деформация приконтурного массива пород в пределах небольшого участка призабойной части. Следствием этого являются значительные смещения контура в кровле, боках и почве. Возможность проведения тампонажных и набрызгбетонных работ появляется только за местом расположения горнопроходческого оборудования – комбайна и перегружателя, т.е. на расстоянии, примерно, 40...45 м от забоя. Вследствие различных технологических или организационных причин, это расстояние может увеличиваться до 50...70 м, что впоследствии очень негативно сказывается на состоянии выработки, и особенно на величине пучения почвы. Повысить устойчивость призабойного участка выработки, уменьшить деформации и расслоения приконтурного массива пород до проведения набрызгбетонных работ можно за счет применения анкерной крепи, устанавливаемой между рамами металлической крепи непосредственно в забое. В качестве анкеров используются стандартные сталеполимерные анкеры. На данном экспериментальном участке в сводчатой части выработки устанавливалось 5 анкеров. Для увеличения опорной площади анкера, под опорные планки устанавливались элементы подхватов.

Нанесение набрызгбетона производилось на расстоянии 52...55 м от забоя

выработки с помощью установки АС-1 через металлическую сетчатую затяжку на породный контур выработки.

Результаты измерения смещений контура выработки (рам крепи) приведены на рисунках 4.51, 4.52.

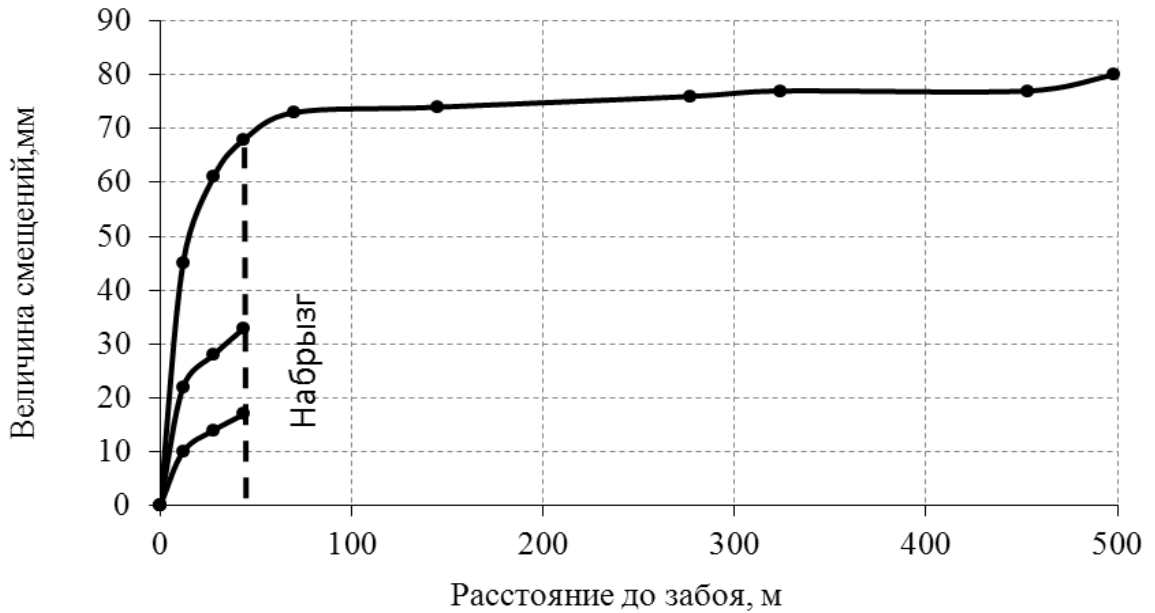


Рисунок 4.51 – Зависимость смещений пород кровли от расстояния до забоя выработки

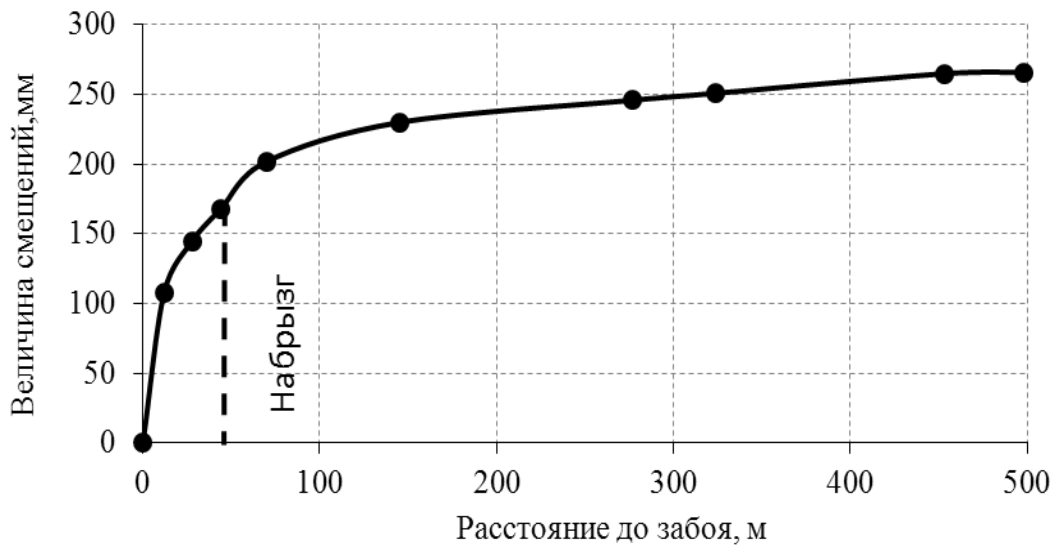


Рисунок 4.52 – Зависимость смещений пород почвы от расстояния до забоя выработки

Результаты измерений показали, что применение данной конструкции крепи позволяет на первом этапе за счет анкерной крепи существенно снизить смещения контура выработки и предотвратить значительные деформации приконтурного массива, особенно в кровле и почве. Это позволяет провести работы по нанесению набрызгбетона на допустимом расстоянии от забоя, за пределами установленного в призабойной части выработки технологического оборудования и практически полностью стабилизировать дальнейшие смещения контура. При этом величина пучения пород почвы незначительна и не требует выполнения дорогостоящих работ по подрывке или перекреплению выработки.

Величина показателя устойчивости выработки, определенная по критериям деформаций элементов крепи и состоянию почвы выработки составила для наблюдаемых участков:

- участок 1 – $\omega = 0,38$;
- участок 2 – $\omega = 0,56$;
- участок 3 – $\omega = 0,62$;
- участок 4 – $\omega = 0,68$.

Таким образом, натурные измерения показали, что устойчивость экспериментальной выработки повысилась практически вдвое после поэтапного внедрения крепи АСН+А с последовательным изменением параметров ее элементов (снижение типоразмера спецпрофиля от СВП-33 до СВП-22, шага крепи от 0,5 до 1,0 м, замена тампонажа набрызгбетонированием, железобетонной затяжки на сетчатую).

Выводы

1. На основе разработанной геомеханической численной модели установлены закономерности развития деформаций в приконтурном массиве, а также доказано, что поднятие пород почвы увеличивается по мере ухода забоя в соответствии с полиномом третьей степени, что позволяет на этой основе рассчитывать параметры технологии возведения комбинированной крепи типа АСН+А.

2. Разработана методика численного решения и решена в программной среде Phase2 задача определения параметров конструкции крепи АСН+А и технологии её возведения в тяжёлых горногеологических условиях шахты «Им. Героев Космоса».

3. Для условий неустойчивых вмещающих пород глубоких угольных шахт разработана методика безопасного ведения горных работ с нанесением набрызгбетонного покрытия при устройстве комбинированной крепи типа АСН+А, работающей с использованием несущей способности упрочнённого приконтурного породного массива и обеспечивающей интенсивную добычу угля, а также обосновано достаточное количество анкеров, устанавливаемых в кровле выработки, чем достигается значительное уменьшение величины поднятия пород почвы и увеличение устойчивости геомеханической системы «лава-парные выработки».

4. Экспериментанты, проведенные во 2-м западном магистральном штреке шахты им. Героев космоса, показали, что поэтапное изменение элементов поддерживающей крепи в сторону уменьшения веса спецпрофиля от СВП-33 до СВП-22, увеличения расстояния между рамами от 0,3 до 1,0 м, замены железобетонной затяжки на сетчатую, тампонажа закрепного пространства цементно-песчаным раствором на набрызгбетонное покрытие в сочетании с пятью сталеполлимерными анкерами, установленными в забое выработки, позволяет практически вдвое уменьшить металлоёмкость крепи и устойчивость выработки в целом.

ГЛАВА 5

**ВНЕДРЕНИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ
РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЙ****5.1. Оценка экономической эффективности использования
различных вариантов конструкции крепи типа АСН+А**

Практическая ценность результатов исследований зачастую определяется их экономической эффективностью, оценка которой в простейшем случае выполняется путем расчета разности стоимости исходного и предложенного (обоснованного) решения. В случаях же, когда имеет место некоторое множество сравниваемых результатов, одним из способов нахождения наиболее эффективного (сбалансированного) варианта является метод одномерного поиска оптимума некоторой функции, позволяющей найти наиболее приемлемое сочетание стоимости и долговременной эксплуатационной устойчивости объекта, который в исследуемом случае является капитальная протяженная выработка. Такой функцией в первом приближении является:

$$\omega = f(E), \quad (5.1)$$

где ω – показатель устойчивости выработки, E – суммарные затраты на крепление и ремонт горной выработки.

Показатель устойчивости ω , определяемый в [200] как отношение длины участков выработки, не требующих ремонта крепи, к полной ее длине, несмотря на кажущуюся простоту, достаточно полно характеризует состояние выработки в целом:

$$\omega = \frac{L - L_k}{L}, \quad (5.2)$$

где L и L_k – соответственно полная длина выработки и длина участков с крепью, не соответствующей требованиям ПБ.

Здесь при $\omega=0$ выработка полностью неустойчива, при $\omega=1$ – полностью устойчива.

Суммарные затраты на крепление и поддержание выработки E в формуле (1) рассчитываются в первом приближении следующим образом:

$$E = K + P, \quad (5.3)$$

где, K и P – затраты на крепление (капитальные) и ремонт (эксплуатационные) выработки соответственно. Затраты, связанные с проведением выработки, при любом варианте крепи считаются одинаковыми.

Для определения капитальных затрат на крепление и эксплуатационных на ремонт было обустроено 9 наблюдательных участков в пределах второго западного магистрального откаточного штрека (2 ЗМОШ) горизонта 370 м на шахте «им. Героев Космоса ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ». На контрольном участке (поз. 1 табл. 1) длиной 100 м крепь выработки соответствовала базовому паспорту крепления выработки и представляла собой рамы КШПУ-М17,7 из профиля СВП № 33 с шагом установки 0,5 м и железобетонной затяжкой.

На других участках (поз 2...9) варьировались системы усиления крепи и сечение профиля СВП. Так, например, на участке №2 общей длиной 40 м плотность установки рам КШПУ-М 17,7 (СВП №33) уменьшилась по сравнению с контрольным участком с 2 р/м до 1,5 р/м с дополнительным усилением крепи путем тампонажа закрепного пространства. На участке № 3 длиной 35 м был использован профиль № 27 с шагом установки рам 0,5 м, а в качестве затяжки применялась решетчатая сетка с последующим нанесением набрызгбетонного покрытия. Аналогичная система крепи использовалась и на 4-ом участке длиной 35 м, но шаг крепи составил 0,75 м.

На участках 5...9 в качестве усиления крепи использовались анкера, устанавливаемые в кровлю в межрамном пространстве в количестве 5 штук, а в качестве затяжки – решетчатая сетка с последующим нанесением набрызгбетона двумя слоями общей толщиной 250 мм. На участке № 5 длиной 50 м шаг установки крепи из профиля СВП № 27 составил 1 м. Участки № 6 и № 7 были закреплены крепью КШПУ из профиля СВП № 22 плотностью установки 1,5 р/м и 1,0 р/м со-

ответственно. На участках № 8 и № 9, длиной 40 м каждый, использовался профиль СВП №19, а шаг установки крепи составлял 0,75 и 1,0 м соответственно.

Наблюдение выполнялось маркшейдерской службой шахты в период с 2012 по 2015 год. Результаты измерений заносились в соответствующие журналы, где фиксировались величина подъема почвы и опускания кровли, разрушение элементов крепи, искривление рельсового пути, а также разрушение затяжки (для участков № 1 и № 2) и набрызгбетонного слоя (участки № 3...9).

По результатам наблюдения отмечено, что на всех участках в той или иной мере проявилось пучение и на каждом из них имело место разрушение элементов крепи. Общие объемы подрывки и перекрепления в пересчете на 100 погонных метров выработки представлены в табл. 5.1.

Таблица 5.1 – Характеристики крепи, объемы ремонтных работ, суммарные затраты на крепление и ремонт, и показатели устойчивости для наблюдательных участков 2 ЗМОШ шахты «им. Героев Космоса»

№ варианта	№ профиля СВП	Шаг установки крепи, р/м	Тип затяжки / элементы усиления крепи	Длина участков перекрепления (на 100 м), Лк, м	Длина участков подрывки (на 100 м), Лп, м	Средняя высота подрывки, м	Сметная стоимость крепления, К, млн. руб./100 п.м.	Сметная стоимость ремонтных работ, Р, млн. руб./100 п.м.	Суммарная сметная стоимость, Е, млн. руб./100 п.м.	Показатель устойчивости ω
1	33	2	ж/б / нет	24	100	0,95	3,834	2,135	5,969	0,38
2	33	2	ж/б / тампонаж	6	82	0,77	5,098	0,933	6,034	0,56
3	27	2	сетка / набрызг-бетон	6	68	0,5	5,004	0,552	5,783	0,63
4	27	1,5		20	58	0,77	4,550	1,056	5,606	0,61
5	27	1,0	сетка / 5 анкеров, набрызг-бетон	18	46	0,53	4,194	0,644	4,839	0,68
6	22	1,5		22	48	0,67	4,581	0,881	5,465	0,65
7	22	1,0		27	69	0,77	3,928	1,058	4,986	0,52
8	19	1,5		38	54	0,75	4,337	1,121	5,456	0,54
9	19	1,0		39	63	0,8	3,764	1,499	5,264	0,49

Фактические затраты зависят от горно-геологических и горнотехнических условий строительства и эксплуатации выработки. Более того, ввиду различных подходов к определению трудоемкости работ, которые часто регламентируются внутренним распорядком на шахте, в одних и тех же условиях итоговые стоимостные параметры могут различаться. Отличными являются также комплексы оборудования даже для одних и тех же способов проходки, крепления и ремонта, разряды привлекаемых специалистов и нормы дополнительных расходов. Поэтому для расчета затрат уместнее использовать усредненные стоимостные показатели ресурсных элементных сметных норм [398, 399], являющиеся нормативными для составления инвесторской документации шахт на территории Украины.

Для расчета сметной стоимости крепления и ремонта для каждого из вариантов крепей наблюдательных участков (см. таблицу 5.1) на основании действующих с 01.01.2016 г. нормативных документов [400] с использованием лицензированного и рекомендуемого Министерством регионального развития, строительства и жилищно-коммунального хозяйства Украины программного комплекса «Строительные технологии-СМЕТА» сформированы локальные сметы. Для каждого из вариантов с использованием (5.2) был рассчитан и показатель устойчивости ω (см. таблицу 5.1.), а также сформирован график функции (1) (рисунок 5.1).

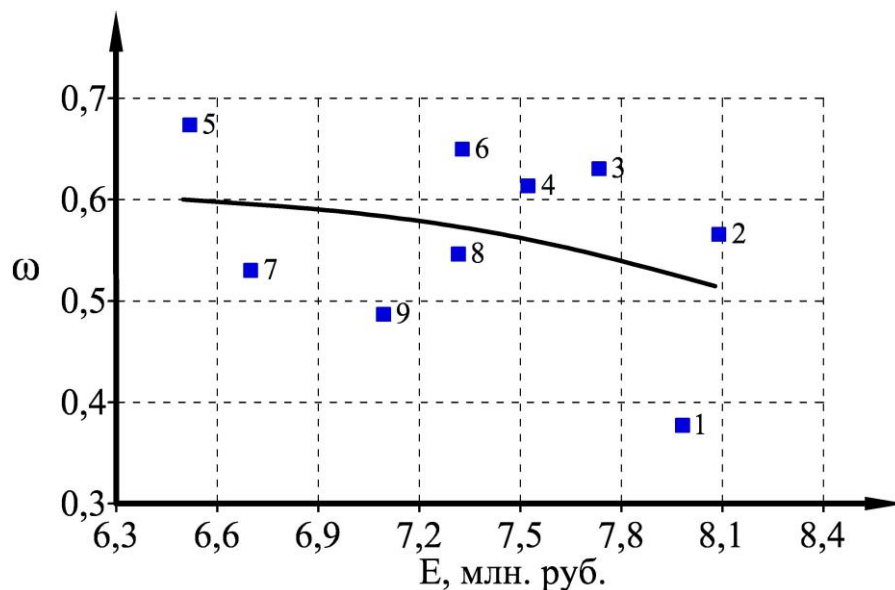


Рисунок – 5.1 Зависимость показателя устойчивости ω от суммарных затрат на крепление и поддержание наблюдательных участков 23МОШ шахты «Им. Героев Космоса» (1...9 – варианты крепи участков (таблица 5.1))

Полученная зависимость суммарных затрат от показателя устойчивости описывается квадратичной функцией вида:

$$y = ax^2 + bx + c, \quad (5.4)$$

где $a = -2,57$, $b = 1,08$, $c = -5,32$ - коэффициенты аппроксимации.

Более информативным с точки зрения оценки устойчивости выработки с конкретной крепью, стоимостью ее возведения (K) и соответствующими эксплуатационными затратами (P), является зависимость $\omega = f(K/P)$. Она показана на рисунке 5.2 и описывается степенной функцией:

$$\omega = 0,35 K/P^{0,32}. \quad (5.5)$$

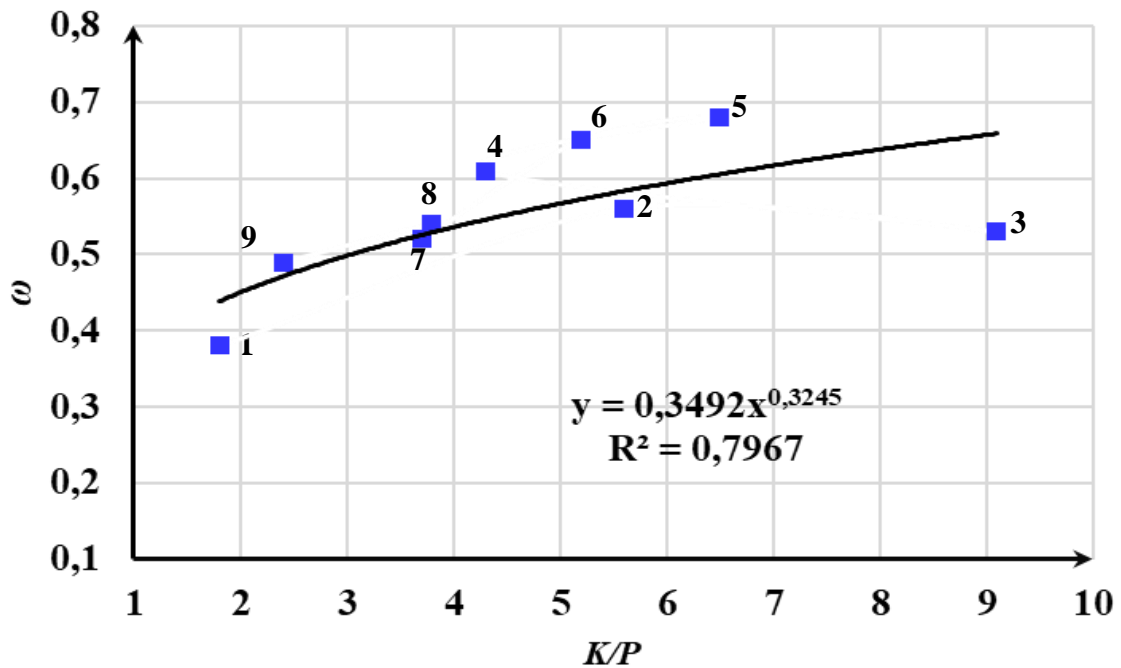


Рисунок 5.2 – Зависимость показателя устойчивости (ω) выработки от соотношения начальной стоимости крепления и эксплуатационных затрат (K/P)

Из рисунка 5.2 следует, что показатель устойчивости выработки находится в степенной зависимости от соотношения начальной стоимости крепления и последующих эксплуатационных затрат, что позволяет обосновано выбрать соответствующий вариант.

ющую конкретным горно-геологическим условиям конструкцию крепи и прогнозировать объемы ремонтных работ.

Анализируя полученную зависимость и результаты наблюдения можно отметить следующие особенности:

- устойчивость участков с анкерной крепью, как по показателю устойчивости, так и по стоимости крепления и ремонта выгодно отличаются от участков без анкеров;

- контрольный участок с паспортной крепью без усиления является наименее устойчивым и наряду с участком № 2 оказывается наиболее затратным;

- оптимальным является 5-й вариант: крепь КШПУ-М-17,7 из профиля № 27 с шагом установки 1,0 м при сетчатой затяжке с набрызгбетоном и 5 анкерами в кровле. Графически именно эта точки лежит ближе всего к математическому максимуму функции ($\max = c - \frac{b^2}{4a} = -5,21$);

- аппроксимирующая кривая в пределах показателя устойчивости изменяется не более чем на 10 %. Однако затраты при этом сокращаются на 1602 тыс. руб. на 100 п.м. При сравнении полученных абсолютных значений показателя устойчивости и затрат для оптимального (участок № 5) и паспортного (участок № 1) вариантов крепи устойчивость выработки возросла в 1,79 раза;

- при увеличении шага установки крепи при прочих равных условиях устойчивость выработки снижается, однако несколько уменьшаются и суммарные затраты.

Таким образом, полученный экономический эффект от внедрения крепи КШПУ-М 17,7 с дополнительным усилением 5 анкерами в кровле и набрызгбетоном составил 16,02 тыс. руб./п.м. (227,0 USD /п.м.) в ценах по состоянию на 01.01.2017 года, что безусловно заслуживает внимания с точки зрения эффективности предпринимаемых мер по сокращению себестоимости угольной продукции.

5.2. Внедрение рамно-анкерных видов крепи на шахтах компании ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» и разработка нормативных документов проектирования

5.2.1. Исходные положения

Существенным недостатком существующей нормативной базы Украины в части проектирования анкерной крепи является то, что она не предусматривает прямого участия в этом технологическом процессе технических служб шахт. Это обстоятельство приводит к следующим неэффективным результатам:

- к существенному увеличению сроков разработки паспортов проведения и крепления;
- необходимости заключения большого количества мелких хозяйственных договоров на каждую проводимую выработку между предприятиями и Центром анкерного крепления ИГТМ НАН Украины им. Н.С. Полякова (г. Днепропетровск);
- сложностям на этапе планирования годовых бюджетов предприятий;
- препятствует нормальному развитию технологии рамно-анкерного крепления и ее гибкой адаптации к изменяющимся горно-геологическим условиям проведения конкретных выработок;
- «размыванию» ответственности за возможные аварийные ситуации и просчеты в проектировании.

Для устранения этих недостатков был разработан и введен в эксплуатацию с 01.01.2016 г. новый отраслевой Стандарт Украины 10.1.05411357.012:2014 «Инструкция по проектированию комбинированной рамно-анкерной крепи горных выработок» [201].

5.2.2. Концепция Стандарта

Основная идея создания «Стандарта...» состоит в том, что проектирование рамно-анкерной крепи в подавляющем большинстве случаев, кроме особых,

должно осуществляться техническими службами угольных шахт и шахтоуправлений.

Основу «Стандарта...» составляет инженерная методика расчета параметров рамно-анкерной крепи, максимально адаптированная к действующей в Украине нормативной базе по креплению и поддержанию горных выработок.

«Стандарт...» основан на методике прогнозирования вертикальной конвергенции контура выработок, закрепленных с использованием комбинированной рамно-анкерной крепи, которая позволяет осуществлять среднесрочное планирование затрат на подготовку запасов.

«Стандарт...» отражает мировые инновационные тенденции в развитии анкерной крепи, которые основаны на том, что анкерование приконтурного массива приводит к увеличению суммарной прочности пород, и это обстоятельство учитывается при расчете параметров рамно-анкерной крепи (РА-крепи).

В «Стандарте...» предусмотрен следующий алгоритм проектирования РА-крепи:

- расчет средневзвешенной прочности пород контура выработки;
- прогноз свободных смещений контура выработки;
- прогноз нагрузки на 1 п. м крепи выработки;
- определение параметров (стоимости) рамной крепи;
- корректировка средневзвешенной прочности заанкерованных пород;
- корректировка смещений контура выработки с РА-крепью;
- корректировка нагрузки на 1 п. м. РА-крепи выработки;
- определение параметров (стоимости) РА-крепи.

Описанный алгоритм основан на методиках действующего стандарта ДонУГИ СОУ 10.1.00185790.011:2007 [204]. Применение «Стандарта...» [201] позволяет техническим службам шахт самостоятельно осуществлять проектирование РА-крепи выработок и оценивать его стоимость на стадии бюджетирования проходки.

5.2.3. Учет влияния анкеров первого уровня на прочностные характеристики вмещающих пород

Сталеполимерные анкеры длиной 2,4 м являются анкерами первого уровня, канатные анкеры длиной 6...8 м – анкерами второго уровня.

Согласно п. 6.6.4 «Стандарта...», результирующая средневзвешенная прочность вмещающих пород R_c^a рассчитывается по формуле:

$$R_c^a = K_{упр} \cdot K_l \cdot R_c, \text{ МПа,}$$

где $K_{упр}$ – коэффициент упрочнения пород, зависящий от числа анкеров, приходящихся на 1 м^2 заанкеренной поверхности выработки (рисунок 5.3); K_l – коэффициент упрочнения пород, учитывающий длину применяемых анкеров (рисунок 5.4).

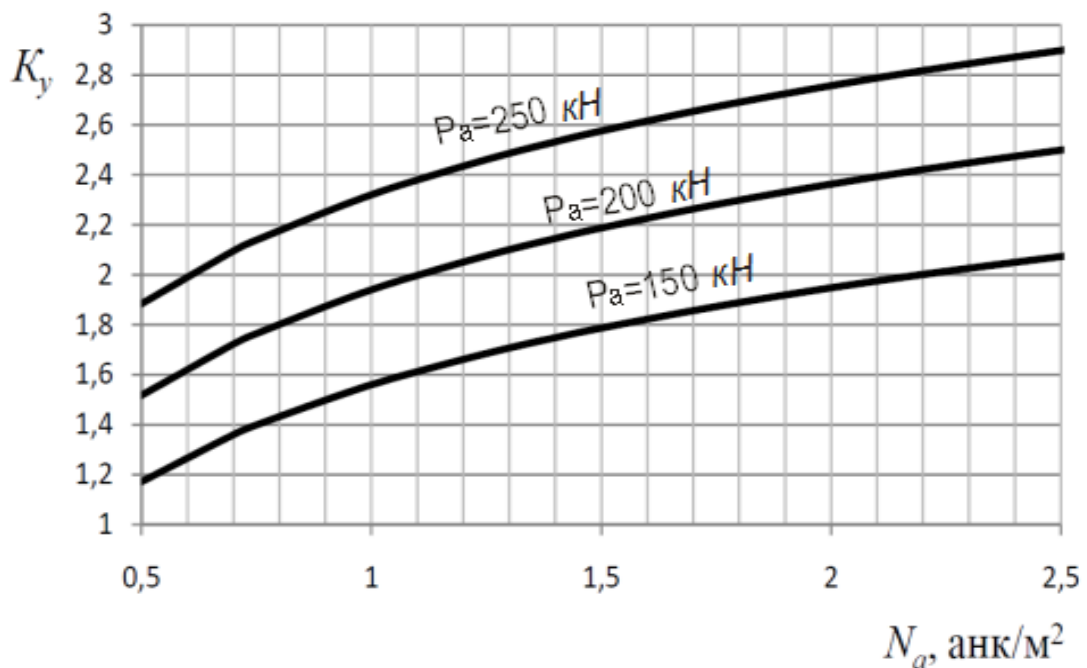


Рисунок 5.3 – Зависимости коэффициента упрочнения пород $K_{упр}$ от несущей способности анкеров P_a и плотности их установки N_a

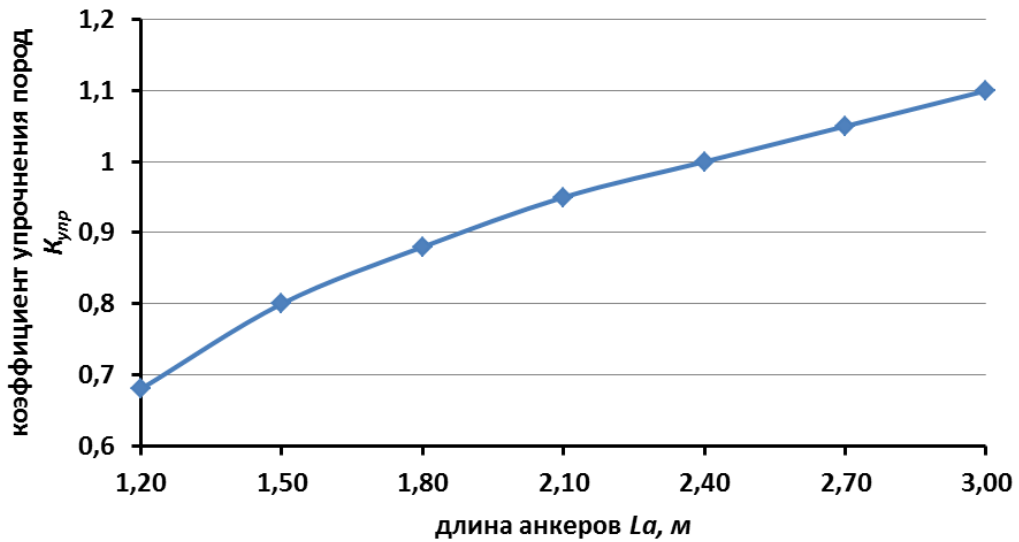


Рисунок 5.4 – Зависимости коэффициента упрочнения пород $K_{упр}$ от несущей длины анкеров L_a

5.2.4. Расчет плотности установки рам поддерживающей крепи

Согласно п. 6.7.3 «Стандарта...», шаг установки рам комбинированной рамно-анкерной крепи в магистральных выработках n_p (м) рассчитывается путем деления рабочего отпора арки $P_{кр}$ на расчетную нагрузку на 1 п. м выработки P_n по следующей формуле:

$$n_p = P_{кр}/P_n ;$$

где $P_{кр}$ – рабочий отпор арки, кН;

Согласно п. «Стандарта...» 6.7.4, шаг установки рам комбинированной рамно-анкерной крепи в выемочных выработках n_p (м) рассчитывается путем деления несущей способности арки P_{max} на расчетную нагрузку на 1 п. м выработки P_n по следующей формуле:

$$n_p = 0,9 \times P_{max}/P_n ;$$

где P_{max} – несущая способность арки, кН.

5.2.5. Особенности применения двухуровневого анкерного крепления

Основные функции канатных анкеров крепи в выемочных выработках:

- повышение эффективности работы комбинированной рамно-анкерной крепи первого уровня вследствие уменьшения расслоения массива пород кровли над заанкерванной зоной;
- исключение необходимости установки на сопряжении лавы с выработкой стоечных крепей усиления и гидравлических крепей сопряжения;
- обеспечение безопасного снятия и установки ножек арочной крепи при передвижке лавного конвейера.

Основной функцией канатных анкеров в конструкции рамно-анкерной крепи в магистральных (капитальных) выработках является сохранение монолитности пород, расположенных над заанкерванным обычными сталеполимерными анкерами приконтурным массивом.

Согласно п. 6.8.22 «Стандарта...» при проектировании паспортов проведения магистральных выработок канатные анкера в расчетах по своим характеристикам и выполняемым функциям приравниваются к обычным сталеполимерным.

Согласно п. 6.8.28 «Стандарта...» установка канатных анкеров в участковых выработках не влияет на выбор параметров анкерной крепи первого уровня и паспорт проведения выработки.

5.2.6. Внедрение Стандарта в практику работы шахт ООО «ДТЭК ЭНЕРГО»

Шахты ДТЭК отличаются большим разнообразием геомеханических условий поддержания горных выработок. Это обусловлено тем, что предприятия довольно удалены друг от друга (до 500 км) и ведут разработку угля в различных по залеганию и степени метаморфизма угленосных районах (марки углей Г, ДГ, Т, А).

Условия поддержания выработок оцениваются по комплексному показателю условий разработки:

$$\theta = R_c k_c / \gamma H,$$

где R_c – прочность пород; k_c – степень нарушенности пород; γH – геостатическое давление в породном массиве.

На рисунке 5.5 приведены значения показателя условий разработки для шахт Западного Донбасса и Добропольского района.

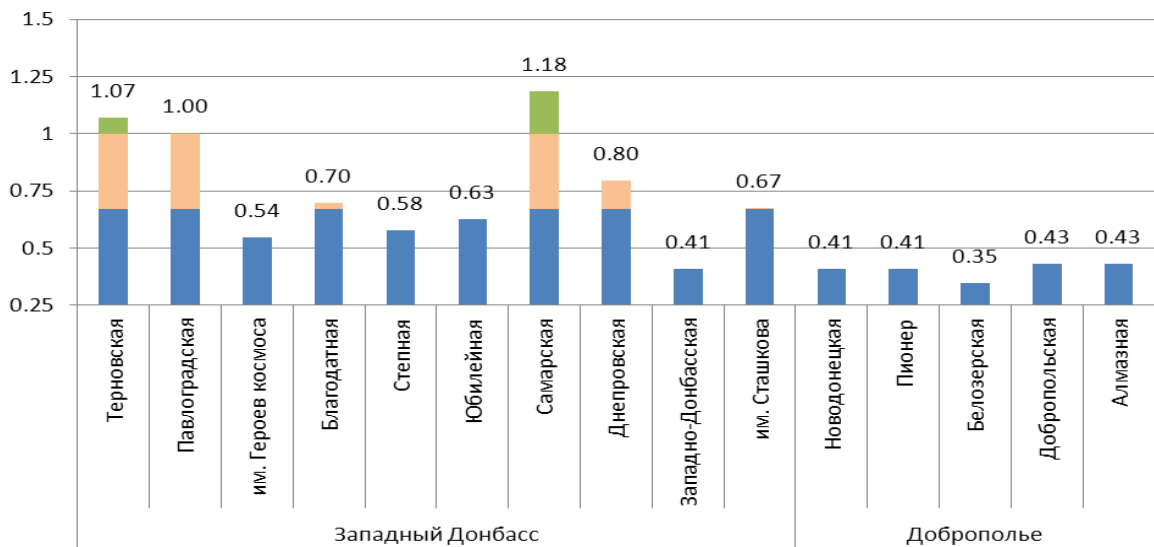


Рисунок – 5.5 Диаграмма изменения комплексного показателя θ

Зеленая зона ($\theta \geq 1$) соответствует благоприятным условиям поддержания выработок и предполагают их высокую устойчивость. В этом случае возможно применения чисто анкерного крепления и обеспечение безремонтного поддержания без влияния очистных работ.

Синяя зона ($\theta \leq 0,67$) соответствует тяжелым условиям поддержания и предполагают низкую устойчивость выработок. При креплении необходимо ориентироваться на комбинированное РА-крепление с аркой из тяжелых типов СВП. Возможны высокие затраты на ремонты, особенно для участков выработок.

Оранжевая зона ($1 \leq \theta \leq 0,67$) является переходной от благоприятных до тяжелых условий поддержания.

Примером благоприятных условий поддержания выработок ($H = 265$ м, $\theta = 1,0 \div 1,07$) являются предприятия ШУ «Павлоградское», в которое входят шахты «Павлоградская» и «Терновская». Они достигли безремонтного поддержания магистральных выработок и минимальными объемами ремонтов повторно используемых участков штреков (337 п. м в год). Действующая нормативная база по проектированию позволяет этим предприятиям применять в чистом виде анкерную крепь в участках повторно используемых выработках, что в настоящее время фактически достигнуто.

Усредненные параметры крепления магистральных горных выработок по состоянию на 2015 г. следующие:

- среднее сечение выработок 13,8 м²;
- шаг рамной крепи (СВП 27) 1 р./м;
- плотность анкеров 11 шт./п. м;
- затяжка сетчатая;
- доля РА-крепления в общем объеме проведения 90%;
- средние затраты на крепление 1 п. м составляют 13,0 тыс.руб. (213,4 USD) (анкерная компонента 3,7 тыс.руб. (60,2 USD));
- средняя полная стоимость 1 п. м 22,3 тыс.руб. (364,8 USD);
- доля рамной крепи в общей стоимости проведения 51%;
- доля анкерной крепи в общей стоимости проведения 16%.

Примером тяжелых условий поддержания выработок характеризуется предприятия ШУ «Белозерское» ($H = 850 \div 1000$ м, $\theta = 0,35 \div 0,41$). Действующая нормативная база по проектированию предусматривает применение рамной крепи из тяжелых спецпрофилей (СВП 27 и более) с плотностью установки до 2 р./п. м или эквивалентных по эффективности РА-крепей. В настоящее время РА-крепь в шахтоуправлении только начинает внедряться. Устойчивость выработок низкая. В 2013 г. в неудовлетворительном состоянии находилось 25,99 км или 14 % вскры-

вающих и подготавливающих выработок. Объемы ремонтных работ большие (корректный учет отсутствует).

Усредненные параметры крепления магистральных горных выработок по состоянию на 2016 г. следующие:

- среднее сечение выработок 15,06 м²;
- шаг рамной крепи (СВП 27) 2 р./м;
- затяжка ж/б;
- доля рамно-анкерного крепления в общем объеме проведения 0%;
- средние затраты на крепление 1 п. м 19,5 тыс.руб. (318,2 USD);
- средняя полная стоимость 1 п. м 34,4 тыс.руб. (563,3 USD);
- доля рамного крепления в общей стоимости проведения 56%.

Первым шагом для обеспечения и реализации системного подхода к решению проблемы повышения устойчивости является создание общей базы данных о магистральных и участковых выработках, проводимы на шахтах ООО «ДТЭК ЭНЕРГО». База данных (БД) включает перечень выработок, длину, сечение, параметры их крепления, его стоимость, полные затраты на 1 п. м и их основные элементы, сроки проведения и т. д. База данных для каждого ШУ условно разделена по источнику финансирования на 2 группы:

- магистральные (капитальные) горные выработки (КГВ), финансирование по инвестициям;
- участковые горные выработки, финансирование из Операционно-производственной деятельности (ОПД-расходов).

Сводные данные и параметры проводимых на предприятиях ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» участковых выработок приведены в таблице 5.2.

По магистральным выработкам (КГВ) сводная таблица базы данных выглядит следующим образом (таблица 5.3).

Таблица 5.2 – Сводная таблица параметров проведения и крепления ОПД-выработок на шахтах ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» в 2016 г.

№ п/п	Шахтоуправление	S, м ²	Объем проведения, м						Доля РА, %	Шаг крепи, м		Стоимость крепления 1 п.м., дол. США.		Стоимость 1 п.м., дол. США	
			РК			РА				РК	РА	РК	РА	РК	РА
			Всего	ПИ	%	Всего	ПИ	%							
1	"Павлоградское"	11	4054	0	0,0	9344	7455	79,8	69,7	0,80	1,00	175,60	248,00	393,13	442,75
2	"Ясеновское"	10	410	154	37,6	110	110	100,0	21,2	0,80	0,80	183,20	232,80	339,70	324,40
3	"Першотравенское"	15	1215	18	1,5	10576	4424	41,8	89,7	0,80	0,80	278,60	324,40	835,80	774,80
4	"Добропольское"	14	1779	0	0,0	1310	1037	79,2	42,4	0,50	0,80	187,00	290,00	881,70	1091,60
5	"Белозерское"	13	674	0	0,0	1401	921	65,7	67,5	1,00	1,00	213,70	240,50	519,08	575,25
6	"Терновское"	14	2164	1445	66,8	11687	8805	75,3	84,4	0,80	0,80	202,00	335,90	511,45	626,00
7	"ШКД"	14	2208	978	44,3	2038	1236	60,6	48,0	1,00	1,00	202,30	240,50	767,18	603,05
8	"Днепропольское"	14	4131	2737	66,3	6768	6688	98,8	62,1	0,80	0,80	225,20	259,50	599,24	683,20
9	"Свердловское"	14	2817	866	30,7	1042	872	83,7	27,0	0,80	1,00	175,60	206,10	442,75	607,60
10	"Краснопартизанское"	14	1407	476	33,8	1887	1363	72,2	57,3	0,80	1,00	156,50	171,70	461,80	652,70
11	"Ровеньковское"	10	209	0	0,0	0	0	0,0	0,0	0,50	0,00	183,20	0,00	713,70	0,00
12	"Героев космоса"	12	10172	4236	41,6	2658	2377	89,4	20,7	0,80	0,80	187,00	316,80	412,20	698,50
	Всего ББУ ДТЭК	13	31240	10910	34,9	46490	35288	75,9	59,8	0,80	1,00	194,70	259,50	573,30	629,80

Условные обозначения таблицы: РК – рамное крепление;
РА – рамно-анкерное крепление; ПИ – повторное использование.

Таблица 5.3 – Сводная таблица параметров проведения и крепления КГВ по ШУ ДТЭК на 2016 г.

№ п/п	Шахтоуправление	Проходка, м		S, м ²	Шаг крепи, м		Стоимость крепления 1 п.м., дол. США		Стоимость 1 п.м., дол. США.		
		РК	РА		РК	РА	РК	РА	РК	РА	
1	"Першотравенское"	5175	1135	15,3	0,80	0,80	301,50	423,70	782,40	1076,30	
2	"Павлоградское"	775	4099	13,8	0,80	1,00	271,00	282,40	603,00	545,80	
3	"Белозерское"	966	9	15,6	0,80	0,50	282,40	355,00	1080,15	965,60	
4	"Добропольское"	0	410	17,7	0,00	0,50	0,00	345,10	0,00	1190,84	
5	"Терновское"	2748	5805	17,7	0,50	0,80	397,00	461,80	1053,44	1137,40	
6	"Ясеновское"	563	146	12,8	0,80	0,80	423,00	557,30	740,50	1015,27	
7	"Героев космоса"	2101	1909	19,6	0,50	0,50	358,80	629,80	824,40	1198,50	
8	"Краснопартизанское"	106	15	13,8	0,80	0,80	347,30	374,05	1141,22	1606,87	
9	"ШКД"	570	0	16,1	0,80	1,00	252,00	0,00	755,70	0,00	
10	"Днепропольское"	2705	13	15,6	0,50	0,50	515,30	687,00	1049,62	2389,30	
	Всего ББУ ДТЭК	15709	13541	15,3	0,63	0,80	351,20	465,60	889,30	1229,00	
		- 1-я группа ШУ, которые применяются только РА-крепление в КГВ;									
		- 2-я группа ШУ, которые применяются одновременно и РК и РА;									
		- 3-я группа ШУ, которые применяются только РК.									

В течение 2014-2015 гг. на шахтах компании ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» была реализована целевая программа по распространению анкерного и рамно-анкерного крепления, осуществлено апробирование и широкое внедрение канатных анкеров. В результате этих усилий доля анкерных и рамно-анкерных выработок на шахтах ДТЭК в 2016 году достигла:

- по магистральным выработкам 44% (22,2 км);
- по участковым выработкам 62% (101 км).

В 2016 году эти показатели возрастут, соответственно, до 58,1% (25,1 км) и 71,7% (106,2 км).

Широкое распространение РА-технологии крепления горных выработок предполагает оптимизацию его стоимостных показателей. Принцип оптимизации стоимостных показателей крепи с участием анкерной составляющей основан на 2-х положениях:

1. В настоящее время рыночная стоимость рамной крепи существенно превышает стоимость анкерной. Так, комплект рамной крепи на сечение 17 м^2 из спецпрофиля СВП-33 по цене примерно эквивалентен 30 комплектам анкеров длиной 2,4 м диаметром $d = 22 \text{ мм}$ с ампулами для их установки.

2. Снижение трудоемкости крепления арочной крепью при увеличении с шага 0,5 м до 0,8 м эквивалентно установке 7-ми, а при увеличении с шага 0,33 м до 0,5 м – 10 стандартных анкеров на 1 п. м выработки.

Таким образом, анкерная составляющая комбинированной крепи, как по цене, так и по трудоемкости установки, может рассматриваться как инструмент управления более дорогой рамной составляющей. Отсюда вытекает, что основной принцип оптимизации крепления выработок на шахтах ДТЭК заключается в минимизации суммарных затрат на их проведение и эксплуатацию путем перебора всех возможных вариантов ее рамно-анкерного крепления.

Для реализации принципа оптимизации необходимо:

1. Наличие на шахтах нормативной базы по проектированию параметров РА-крепи в виде действующего отраслевого стандарта или инструкции.

2. Мониторинг фактических затрат 1 п. м выработок в процессе проведения.

3. Мониторинг фактических затрат на ремонты выработок в процессе их эксплуатации.

Учет фактических затрат на проведение 1 п. м выработок необходим для проверки достоверности экономического прогноза, сделанного при оптимизации паспорта крепления. Суть мониторинга состоит в том, что по каждой проводимой на шахте выработке ежемесячно производится суммирование основных видов затрат в перерасчете на 1 п. м. Это позволяет анализировать:

- динамику изменения во времени отдельных статей расходов;
- динамику отклонений стоимости 1 п.м проведения от запланированной;
- направления повышения эффективности технологии с учетом рыночной динамики изменения цен на ТМЦ.

Данные мониторинга фактических затрат на проведение вносятся в базу данных по всем подготовительным выработкам шахт компании. Они будут учитываться в процессе дальнейшей оптимизации паспортов крепления.

Затраты на ремонты горных выработок в процессе их поддержания являются той «обратной связью», которая позволяет оценить эффективность затрат, вложенных в крепление при проведении. Фактически мониторинг позволяет ответить на вопрос о том, насколько правильно изначально было выполнено проектирование крепи, и насколько эффективно она обеспечила устойчивость данной выработки.

Опытно-промышленная проверка работоспособности вышеописанного подхода к оптимизации крепления была осуществлена при проведении конвейерного уклона пл. m_5^1 на ш-те «Добропольская».

Расчетные затраты на крепление уклона по шахтному варианту в ценах ноября 2016 года составили 25,7 тыс.руб./п.м. (420 USD/п.м.), после оптимизации – 17,3 тыс.руб./п.м. (283,2 USD/п.м.). Полные затраты на 1 п.м проведения, соответственно, 39,2 тыс.руб./п.м. (640 USD/п.м.) и 30,4 тыс.руб./п.м. (496,7 USD/п.м.).

После проведения экспериментального участка уклона длиной 50 м были просуммированы все фактические эксплуатационные затраты на крепление. В пересчете на 1 п.м они составили по старому паспорту 19,8 тыс.руб. (324,6 USD), а по новому – 19,6 тыс.руб. (321,6 USD). Небольшая разница в затратах обусловлена неожиданно высокой ценой на канилированную сетку-затяжку, которая превысила стоимость Ж/Б примерно на 4,2 тыс.руб. (69,6 USD).

Для мониторинга состояния выработки в процессе ее эксплуатации были установлены 3 контурных замерных сечения. Замеры конвергенции осуществляются маркшейдерской службой ШУ «Добропольское» с очередностью 1 раз в 2 недели. За время наблюдений 1,5 месяца фактические вертикальные смещения составили 40 мм на участке, закрепленном КШПУ-17,7 против 39 мм – на экспериментальном участке с овоидной крепью.

В дальнейшем наблюдения будут продолжены либо до погашения уклона, либо до периода достижения полной стабилизации конвергенции на контуре выработки. При этом предусмотрена фиксация объемов и стоимости фактических ремонтных работ.

В целом опытно-промышленная проверка доказала работоспособность и эффективность общего подхода по оптимизации паспортов РА-крепления с использованием нового Стандарта.

5.2.7. Оценка экономической эффективности внедрения Стандарта на шахтах компании ООО «ДТЭК ЭНЕРГО»

Участковые выработки (ОПД затраты). Анализ сводной таблицы 5.2 по участковым выработкам позволяет сделать следующие предварительные выводы:

1. Средняя по шахтам ДТЭК стоимость 1 п. м участковой выработки, закрепленной с применением РА-крепи на 628,9 руб. (10,3 USD) дороже, чем закрепленной арочной крепью;

2. Суммарные дополнительные затраты на «анкерную составляющую» (99 443 п. м) крепления при проведении участковых выработок по ШУ ДТЭК составят 62,5 млн.руб. (1,02 млн. USD);

3. Примерно 81% от общего объема повторно используемых выработок закрепились с применением комбинированной РА-крепил;

4. В ближайшей перспективе повторное использование участковых выработок будет возможно только при условии применения в них РА-крепления.

Экономический эффект от применения РА-крепления участковых выработок проведения 2016 года будет складываться из следующих основных составляющих:

1. Снижение объемов проведения в 2016 году, обусловленное повторным использованием;

2. Экономия от перехода на бесцеликовую выемку в условиях отработки антрацитовых пластов.

Для расчета первой составляющей были определены запланированные объемы повторного использования на шахтах ООО «ДТЭК ЭНЕРГО», а также соответствующие средние затраты на проведение 1 п. м участковых выработок. Очевидно, что прямая экономия от повторного использования участковых выработок равна затратам, которые необходимы для проведения вторых участковых выработок без РА-крепления. Из этих затрат необходимо вычесть дополнительные расходы на возведение охранных сооружений, возводимых позади первой лавы. Таким образом:

$$Э_{ni} = (C_{n.m} - C_{oc}) L_{2B}, \text{ руб.}$$

где $C_{n.m}$ – цена 1 п. м проведения, руб.;

C_{oc} – затраты на возведение охранных сооружений позади первой лавы, руб;

L_{2B} – экономия проведения за счет повторного использования, м.

Результаты расчетов экономического эффекта на 2016-2017 гг. приведены в таблице 5.4.

Таблица 5.4 – Результаты расчета экономического эффекта от повторного использования участковых выработок на шахтах ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» за 2014 - 2015 г.г.

№ п/п	Шахта	Забой	ПИ-выработка	Экономия проведения, п.м.	Стоимость проведения 1 п.м., дол. США	Экономия, тыс.дол. США.
ББУ ДТЭК 2014 год						
ШУ "Червонопартизанское"						
1	"Красный партизан"	42-вост. лава пл.к ₂	Конв. штрек	675	600,4	405,3
2	Им. Я. Свердлова	83-зап. пл. к ₅ прим	Вент. уклон	530		318,3
ШУ "Ясеновское"						
3	Им. В.В. Вахрушева	12-я, пл. h ₁₀	12 конв. ходок	1005	811,8	816,3
4	Им. М.В. Фрунзе	12-я пан., пл. h ₈	Борт. уклон	755		613
"ШКД"						
5	"ШКД"	3 зап., бл. №2, L4	Конв. штрек	1690	402,7	680,5
		11 зап., бл. №4, L4	Конв. выр-ка	1385		557,6
"Павлоградуголь"						
6	9 шахт	19 лав	19 выработок	28483	385,4	10977
Всего ББУ ДТЭК 2014 г.:						14368
ББУ ДТЭК 2015 год						
7	23 шахты			27970	583,6	16324
Всего ББУ ДТЭК 2015 г.:						16324

Примечание: «ШКД» - Шахта «Комсомолец Донбасса»;

«ББУ» - Бизнес блок уголь

Суммарный экономический эффект по всем шахтам компании ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» составил 1511,5 млн. рублей (57,6 млн. USD).

При расчете второй составляющей – экономического эффекта от перехода на бесцеликовую выемку, были проанализированы данные по проведению ОПД-выработок антрацитовых шахт Ровеньковского района.

Шахты ООО «Ровенькиантрацит» и «Свердловантрацит» в плане развития горных работ отстали от предприятий Западного Донбасса и ш-ты «Комсомолец Донбасса». Это, в первую очередь, обусловлено применением устаревших сплошных систем разработки. Для перехода на обратный ход и нормальное повторное использование участковых выработок необходимы изменения подходов к планированию горных работ, наличие эффективных проходческих комбайнов для раз-

рушения крепких вмещающих пород (взамен БВР) и квалифицированный персонал для работы на ней.

Попытки внедрения РА-крепления при проведении выработок привели к «локальному» техническому эффекту, который позволил упростить системы разработки и перейти на бесцеликовую выемку в лавах.

Учитывались следующие основные элементы экономии: снижение затрат на проведение участковых просек и эффект от дополнительной добычи угля в участковых целиках. Эффект снижался за счет дополнительных затрат на анкерную составляющую крепления штреков. Все необходимые исходные данные и результаты расчетов приведены в таблице 5.5.

Таблица 5.5 – Исходные данные и результаты расчетов экономического эффекта от перехода на бесцеликовую выемку

№	ШУ	Шахта, лава, пласт	Срок отр-ки лавы	Подвигание лавы, м			Элементы экономии, млн. дол. США			Экономия за период, млн. дол. США		
				2014 г.	2015 г.	Весь срок	Снижение объемов*	Выемка целиков	Рост стоимости 1 п.м.	2014 г.	2015 г.	Срок отр-ки лавы
1	«Ровеньковское»	«Дзержинского», h7, лава № 12	2014-2015	815	355	1170	0,103	0,181	0,0023	0,196	0,085	0,282
2	«Свердловское»	«Харьковская», 1-я юж. лава	2014-2016	198	1085	2750	0,290	0,00	0,076	0,015	0,285	0,214
3		«Центросоюз», 4-я вост. лава	2013-2014	120	0,00	740	0,164	0,855	0,065	0,243	0,00	0,953
4	«Ясеньское»	«Вахрушева», h10, лава № 9	2014-2016	154	625	2500	0,293	3,157	0,389	0,189	0,762	3,049
5		«Вахрушева», h10, лава № 12 панельная	2014-2015	424	595	1860	0,216	2,709	0,303	0,597	0,838	2,622
6		«Фрунзе», h8, лава № 12 панельная	2014-2015	540	745	1280	0,148	1,953	0,223	0,792	1,105	1,878
ИТОГО БВУ ДТЭК («РА» + «СА»):				2251	3405	10030	1,214	8,855	1,06	2,032	3,075	8,998

Прямая экономия от РА-крепления в участковых выработках по 2015 году составит:

$$\mathcal{E}_{np} = \mathcal{E}_{ni} + \mathcal{E}_c = 376,44 + 75,24 = 1,0 \text{ млрд.руб. (17,2 млн. USD).}$$

За вычетом дополнительных затрат на крепление:

$$\mathcal{E}_z = \mathcal{E}_{np} - \mathcal{Z}_{ak} = 451,68 - 26,85 = 989,6 \text{ млн.руб. (13,4 млн. USD).}$$

Дополнительная косвенная экономия от внедрения РА-крепи в участковых выработках будет состоять в снижении затрат на их ремонты (перекрепления и

подрывки), уменьшении объемов выдаваемой на поверхность горной массы, улучшении проветривания, а также экономии на логистике, связанной со снижением объемов материалов для крепления и транспортированием породы от ремонтов. Корректно эти затраты в настоящее время подсчитать невозможно. Фактический учет на шахтах не ведется.

Важными факторами, способствующими увеличению доли повторного использования участковых выработок, является снижение инвестиций на проходческое оборудование для дополнительных забоев и необходимость большего количества проходческих бригад.

Таким образом, внедрение новой системы проектирования РА-крепей в участковых выработках на шахтах ДТЭК, основанной на применении «Стандарта...» обеспечит прямую экономию не менее 989,5 млн.руб. (16,2 млн. USD) в год. В среднесрочной перспективе экономический эффект будет возрастать.

Магистральные выработки (инвестиции). Как уже ранее отмечалось, в настоящее время стоимость 1-й арки из СВП 27 сечением $15,2 \text{ м}^2$ примерно эквивалентна стоимости 25 стандартных комплектов анкеров в сборе с ампулами ($L = 2,4 \text{ м}$, $d = 22 \text{ мм}$), а трудоемкость ее возведения соответствует трудоемкости установки 30 анкеров. Эти соотношения позволяют «держаться» стоимость 1 п. м проведения с РА-крепью по отношению к обычному арочному за счет увеличения шага крепи.

После ввода в действие «Стандарта...» у технических служб ШУ и ДТР ДТЭК появилась реальная возможность осуществлять проектирование РА-крепления с оптимизацией его стоимости. Данные по состоянию на 2015 год по группам крепления приведены в таблице 5.6.

Таким образом:

- в паспортах крепления заложено увеличение шага крепления КГВ с 0,63 для рамного крепления до 0,8 м для РА-крепления;
- за счет этого полная стоимость 1 п. м проведения снижена в среднем на 989,5 млн.руб. (128,8 USD), а годовая экономия в 2015 г. по этому фактору составляет 184,0 млн.руб. (3,0 млн. USD).

Таблица 5.6 – Сводная таблица параметров проведения
и крепления КГВ по группам ШУ

Группы	Проходка, м		S, м ²	Шаг крепи, м		Стоимость крепления, тыс. дол. США		Стоимость 1 п.м, тыс. дол. США	
	РК	РА		РК	РА	РК	РА	РК	РА
1	0	15178	14,6	0,00	0,86	0,00	0,208	0,00	0,683
2	11285	8195	15,4	0,67	0,70	0,251	0,259	0,876	0,844
3	8535	0	16,3	0,57	0,00	0,281	0,00	0,859	0,00
ББУ ДТЭК	19820	23373	15,3	0,63	0,80	0,269	0,226	0,868	0,740

5.3. Экономический эффект от применения проколов при сооружении демонтажного штрека 165-й струговой лавы на ПСП Шахта «Степная»

При сооружении демонтажного штрека 165-й струговой лавы впервые были применены элементы «зонтичной» крепи – проколоты. Это позволило существенно повысить безопасность работающих в лаве людей и сократить процесс демонтажа-монтажа стругового комплекса на 11 дней: с 58 дней (161-я струговая лава) до 47 дней. За счет этого высокопроизводительное оборудование было запущено в работу раньше и позволило добыть дополнительно 29095 тонн угля.

Расчет экономического эффекта от применения проколов в системе комбинированной крепи 165-й струговой лавы приведен в таблицах 5.7-5.10 (курс одной гривны на 01.01.2017 составлял 27,19 USD).

Таблица 5.7 – Анализ затрат при проведении демонтажного штрека (А)

Показатели	материал	Цена из САП	Ед. изм.	Проведение демонтажного штрека 161 лавы КШПУ-11.7			
				Шаг устки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.
Крепь метал. и скрепляющие крепи для проведения демонтажной камеры			грн.	1			1 111 572

Показатели	материал	Цена из САП	Ед. изм.	Проведение демонтижного штрека 161 лавы КШПУ-11.7			
				Шаг уст-ки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.
Крепь металлоарочная КШПУ 11.7 СВП-27		3 343,11	комп.		1	249	531 833
Крепь металлоарочная КШПУ 15.0 СВП-27		3 675,49	комп.			0	0
Замок м-24 с планкой ЗПК		89,63	шт.		6	995	809 207
Замок М16		27,22	шт.		4	746	20 319
стяжка металлическая межрамная 0,7		37,55	шт.		4	746	28 030
Башмак СВП27 мет.крепи		16,07	шт.		3	498	7 997
затяжка досковая необрезная толщина 40мм ширина 10-20см L=1,0м		1 390,49	м ³		0	61	84 681
Сетка-затяжка 1,0x1,0 канилированная		71,13	шт.		4	696	49 506
Анкерное крепление			грн.				228 511
Анкер канатный L=6,0м в сборе		299,46	шт.		1	124	36 995
Анкер металлический №22 Ø25мм L=2,4м в сборе с гайкой Т27 и шайбой 180x180		174,28	шт.		6	995	173 457
Анкер металлический №22 Ø25мм L=1.5м в сборе с гайкой Т27 и шайбой 180x180		89,77	шт.			0	0
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/300		3,47	шт.		6	1 119	3 882
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/600		6,15	шт.		6	1 119	6 881
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/700		7,33	шт.		6	995	7 295
Трубы, пожарно-оросительный трубоп-д			грн.				90 707
Труба сж.возд. Диаметр 150мм (трубопровод ТПС-Д-150.3.10000.оцинкован.)		2 606,52	шт.		0	17	45 353
ПОТ диам.150мм (трубопровод ТПС-Д-150.3.10000.оцинкован.)		2 606,52	шт.		0	17	45 353
Рельсы, рельсовое скрепление			грн.				320 933
Рельс Р-33		22 008,94	Тн		0	12	265 580
Накладка к рельсам Р-33		110,07	шт.		0	52	5 746
Подкладка Р-33		58,64	шт.		3	522	30 610
Костыль Р-33 (костыль 16x16)		14 516,37	Тн		0	1	7 578
Болт М22x135 путевой		19 436,21	Тн		0	0	1 292
Гайка М22 путевая		27,27	Кг		0	27	740

Показатели	материал	Цена из САП	Ед. изм.	Проведение демонтажного штрека 161 лавы КШПУ-11.7			
				Шаг уст-ки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.
Шпала толщина 140мм ширина 16-24см L=1,5м собственного производства		1 390,49	м ³		0	13	18 388
Необходимое кол-во лесоматериалов для проведения			грн.				1 776
Распорки (рудничная стойка L=1,0м собственного производства)		903,27	м ³		0	2	1 776
Рудничная стойка L=3,8м диаметр 18-20 С/П		719,73	м ³				
Необходимое кол-во материалов для крепления демонтажного штрека (прямоугольная форма сечения выработки)			грн.				
Стойка шахтная СВП-27 (отрезок СВП27 L=2.2м)		10 327,79	Тн				
Дер.стяжка 0.025x0.20 (затяжка досковая необрезная толщина 40мм ширина 10-20см L=1,0м)		1 390,49	м ³				
Дополнительная крепь усиления на 167 демонтажном штреке							
Стойка шахтная СВП-27 (отрезок СВП27 L=2.0м)		91,80	Тн				
Рельс Р- 24, б/у (проколлот)		1 700,00	Тн				
ЗАМОК М-24 с планкой ЗПК		89,63	шт.				
Упорная скоба М24 (замок М-24 с планкой ЗПК)		89,63	шт.				
Хим. Анкер "IRMA"		327,74	шт.				
Клеящая смола "ЭРКА-ДОЛ"		58,05	Кг				
Клеящая смола "ЭРКА-ДУР"		58,05	Кг				
Всего материальные затраты			грн.				1 753 500
на 1 п.м.							10 078
Амортизация (КСП-33)			грн.				150 662
Электроэнергия					624	108 633	115 618
на 1 п.м.			грн.				

Показатели	материал	Цена из САП	Ед. изм.	Проведение демонтажного штрека 161 лавы КШПУ-11.7			
				Шаг уст-ки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.
Зарботная плата с начислениями			грн.				930 535
Итого затраты на 1 п.м			грн.				2 950 315
Перемонтаж 161 лавы - 58 дней							
Перемонтаж 165 лавы- 47 дней (-11 дней)			грн.				
Увеличение добычи за счет сокращения перехода на 11 дн (фактическая среднесуточная добыча по 165 лаве 2645 тн/сут*11 дн)			Тн				
Прескурантная цена БП 2015 (февраль) 792 грн/тн при золе 35,0 % и влаге 7,0 %			грн./тн				
Цена 1 тн с учетом фактического качества (ср.зола по 165 лаве 27,1 %), грн/тн			грн./тн				
Переменная часть затрат в себестоимости 1тн добычи (БП 2015 февраль)			грн./тн				
Дополнительная реализация за счет увеличения объема добычи			грн.				

Таблица 5.8 – Анализ затрат при проведении демонтажного штрека (Б)

Показатели	Проведение демонтажного штрека 161 лавы сечением прямоугольной формы			
	Шаг уст-ки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.
Крепь метал. и скрепляющие крепи для проведения демонтажной камеры	1			300 204
Крепь металлоарочная КШПУ 11.7 СВП-27		1	0	0
Крепь металлоарочная КШПУ 15.0 СВП-27			0	0
Замок м-24 с планкой ЗПК		21	2 646	237 161
Замок М16		4	541	41 713
стяжка металлическая межрамная 0,7		4	541	20 297
Башмак СВП27 мет.крепи			0	0
затяжка досковая необрезная толщина 40мм ширина 10-20см L=1,0м		0	20	28 032
Сетка-затяжка 1,0x1,0 канилированная			0	0
Анкерное крепление				244 116
Анкер канатный L=6,0м в сборе		1	88	26 412
Анкер металлический №22 Ø25мм L=2,4м в сборе с гайкой Т27 и шайбой 180x180		9	1 134	197 634

Показатели	Проведение демонтажного штрека 161 лавы сечением прямоугольной формы			
	Шаг уст- ки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.
Анкер металлический №22 Ø25мм L=1.5м в сборе с гайкой Т27 и шайбой 180х180			0	0
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/300		10	1 222	4 241
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/600		10	1 222	7 517
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/700		9	1 134	8 312
Трубы, пожарно-оросительный трубоп-д				65 684
Труба сж.возд. Диаметр 150мм (трубо- провод ТПС-Д-150.3.10000.оцинкован.)		0	13	32 842
ПОТ diam.150мм (трубопровод ТПС-Д- 150.3.10000.оцинкован.)		0	13	32 842
Рельсы, рельсовое скрепление				232 400
Рельс Р-33		0	8	185 7899
Накладка к рельсам Р-33		0	38	4 161
Подкладка Р-33		3	378	22 166
Костыль Р-33 (костыль 16х16)		0	0	5 487
Болт М22х135 путевой		0	0	936
Гайка М22 путевая		0	20	536
Шпала толщина 140мм ширина 16-24см L=1,5м собственного производства		0	10	13 315
Необходимое кол-во лесоматериалов для проведения				43 529
Распорки (рудничная стойка L=1,0м соб- ственного производства)			0	0
Рудничная стойка L=3,8м диаметр 18-20 С/П		0	60	43 529
Необходимое кол-во материалов для крепления демонтажного штрека (пря- моугольная форма сечения выработки)				956 907
Стойка шахтная СВП-27 (отрезок СВП27 L=2.2м)		1	92	955 155
Дер.стяжка 0.025х0.20 (затяжка досковая необрезная толщина 40мм ширина 10-20 см L=1,0м)		0	1	1 752
Дополнительная крепь усиления на 167 демонтажном штреке				
Стойка шахтная СВП-27 (отрезок СВП27 L=2.0м)				
Рельс Р- 24, б/у (проколот)				
ЗАМОК М-24 с планкой ЗПК				
Упорная скоба М24 (замок М-24 с планкой ЗПК)				
Хим. Анкер "IRMA"				
Клеящая смола "ЭРКАДОЛ"				
Клеящая смола "ЭРКАДУР"				
Всего материальные затраты				1 842 841
на 1 п.м.				14 626
Амортизация (КСП-33)				
Электроэнергия		624	78 665	83 723
на 1 п.м.				
Заработная плата с начислениями				866 889

Показатели	Проведение демонтажного штрека 161 лавы сечением прямоугольной формы			
	Шаг уст-ки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.
Итого затраты				2 793 453
на 1 п.м				
Перемонтаж 161 лавы -58 дней				
Перемонтаж 165 лавы- 47 дней (-11 дней)				
Увеличение добычи за счет сокращения перехода на 11 дн (фактическая средне-суточная добыча по 165 лаве 2645 тн/сут*11 дн)				
Прескурантная цена БП 2015 (февраль) 792 грн/тн при золе 35,0 % и влаге 7,0 %				
Цена 1 тн с учетом фактического качества (ср.зола по 165 лаве 27,1 %), грн/тн				
Переменная часть затрат в себестоимости 1тн добычи (БП 2015 февраль)				
Дополнительная реализация за счет увеличения объема добычи				

Таблица 5.9 – Анализ затрат при проведении демонтажного штрека (В)

Показатели	Итого для проведения демонт. штр. 161 лавы
	300
Крепь метал. и скрепляющие крепи для проведения демонтажной камеры	1 411 776
Крепь металлоарочная КШПУ 11.7 СВП-27	
Крепь металлоарочная КШПУ 15.0 СВП-27	
Замок м-24 с планкой ЗПК	
Замок М16	
стяжка металлическая межрамная 0,7	
Башмак СВП27 мет.крепи	
затяжка досковая необрезная толщина 40мм ширина 10-20см L=1,0м	
Сетка-затяжка 1,0х1,0 канилированная	
Анкерное крепление	472 627
Анкер канатный L=6,0м в сборе	
Анкер металлический №22 Ø25мм L=2,4м в сборе с гайкой Т27 и шайбой 180х180	
Анкер металлический №22 Ø25мм L=1.5м в сборе с гайкой Т27 и шайбой 180х180	
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/300	
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/600	
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/700	
Трубы, пожарно-оросительный трубоп-д	156 391
Труба сж.возд. Диаметр 150мм (трубопровод ТПС-Д-150.3.10000.оцинкован.)	
ПОТ diam.150мм (трубопровод ТПС-Д-150.3.10000.оцинкован.)	
Рельсы, рельсовое крепление	553 334
Рельс Р-33	
Накладка к рельсам Р-33	
Подкладка Р-33	

<i>Показатели</i>	<i>Итого для проведения демонт. штр. 161 лавы</i>
Костыль Р-33 (костыль 16x16)	
Болт М22х135 путевой	
Гайка М22 путевая	
Шпала толщина 140мм ширина 16-24см L=1,5м собственного производства	
Необходимое кол-во лесоматериалов для проведения	45 305
Распорки (рудничная стойка L=1,0м собственного производства)	
Рудничная стойка L=3,8м диаметр 18-20 С/П	
Необходимое кол-во материалов для крепления демонтажного штрека (прямоугольная форма сечения выработки)	956 907
Стойка шахтная СВП-27 (отрезок СВП27 L=2.2м)	955 155
Дер.стяжка 0.025x0.20 (затяжка досковая необрезная толщина 40мм ширина 10-20см L=1,0м)	1 752
Дополнительная крепь усиления на 167 демонтажном штреке	
Стойка шахтная СВП-27 (отрезок СВП27 L=2.0м)	
Рельс Р- 24, б/у (проколот)	
ЗАМОК М-24 с планкой ЗПК	
Упорная скоба М24 (замок М-24 с планкой ЗПК)	
Хим. Анкер "IRMA"	
Клеящая смола "ЭРКАДОЛ"	
Клеящая смола "ЭРКАДУР"	
Всего материальные затраты	3 596 340
на 1 п.м.	11 988
Амортизация (КСП-33)	150 662
Электроэнергия	199 341
на 1 п.м.	
Заработная плата с начислениями	1 797 424
Итого затраты	5 743 768
на 1 п.м	
Перемонтаж 161 лавы -58 дней	
Перемонтаж 165 лавы- 47 дней (-11 дней)	
Увеличение добычи за счет сокращения перехода на 11 дн (фактическая среднесуточная добыча по 165 лаве 2645 тн/сут*11 дн)	
Прескурантная цена БП 2015 (февраль) 792 грн/тн при золе 35,0 % и влаге 7,0 %	
Цена 1 тн с учетом фактического качества (ср.зола по 165 лаве 27,1 %), грн/тн	
Переменная часть затрат в себестоимости 1тн добычи (БП 2015 февраль)	
Дополнительная реализация за счет увеличения объема добычи	0

Таблица 5.10 – Анализ затрат при проведении демонтажного штрека (Г)

<i>Показатели</i>	<i>Проведение демонтажного штрека 165 лавы КШПУ-15.0</i>				<i>ИТОГО для проведения демонт штр 165 лавы</i>	<i>Отклонение затрат на проведение дем.штр 165 лавы от 161лавы.</i>
	<i>Шаг уст-ки</i>	<i>Норма на п.м</i>	<i>Кол-во</i>	<i>Стоимость, грн.</i>		
	290				290	
Крепь метал. и скрепляющие крепи для проведения демонтажной камеры	1			2 000 693	2 000 693	588 917

Показатели	Проведение демонтажного штрека 165 лавы КШПУ-15.0				ИТОГО для проведения демонт штр 165 лавы	Отклонение затрат на проведение дем.штр 165 лавы от 161лав.ы.
	Шаг уст-ки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.		
Крепь металлоарочная КШПУ 11.7 СВП-27						
Крепь металлоарочная КШПУ 15.0 СВП-27		1	415	1 524 226		
Замок м-24 с планкой ЗПК		6	1 659	148 678		
Замок М16		4	1 244	33 864		
стяжка металлическая межрамная 0,7		4	1 244	46 716		
Башмак СВП27 мет.крепи		3	829	13 328		
затяжка досковая необрезная толщина 40мм ширина 10-20см L=1,0м		1	168	233 880		
Сетка-затяжка 1,0х1,0 канилированная						
Анкерное крепление				739 544	739 544	266 917
Анкер канатный L=6,0м в сборе		1	206	61 659		
Анкер металлический №22 Ø25мм L=2,4м в сборе с гайкой Т27 и шайбой 180х180		11	3 103	540791		
Анкер металлический №22 Ø25мм L=1.5м в сборе с гайкой Т27 и шайбой 180х180		3	829	74 455		
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/300		14	4 147	14 390		
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/600		14	4 147	25 504		
Ампула клеевая анкерная LOKSET 25/700		11	3 103	22 745		
Трубы, пожарно-оросительный трубоп-д				151 178	151 178	-5 213
Труба сж.возд. Диаметр 150мм (трубопровод ТПС-Д-150.3.10000.оцинкован.)		0	29	75 589		
ПОТ diam.150мм (трубопровод ТПС-Д-150.3.10000.оцинкован.)		0	29	75 589		
Рельсы, рельсовое скрепление				534 889	534 889	-18 444
Рельс Р-33		0	19	427 634		
Накладка к рельсам Р-33		0	87	9 576		
Подкладка Р-33		3	870	51 017		
Костыль Р-33 (костыль 16х16)		0	1	12 629		
Болт М22х135 путевой		0	0	2 153		
Гайка М22 путевая		0	45	1 234		
Шпала толщина 140мм ширина 16-24см L=1,5м собственного производства		0	22	30 646		

Показатели	Проведение демонтажного штрека 165 лавы КШПУ-15.0				ИТОГО для проведения демонт штр 165 лавы	Отклонение затрат на проведение дем.штр 165 лавы от 161лав.ы.
	Шаг уст-ки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.		
Необходимое кол-во лесоматериалов для проведения				2 960	2 960	-42 345
Распорки (рудничная стойка L=1,0м собственного производства)		0	3	2 960		0
Рудничная стойка L=3,8м диаметр 18-20 С/П						0
Необходимое кол-во материалов для крепления демонтажного штрека (прямоугольная форма сечения выработки)				0	0	-956 907
Стойка шахтная СВП-27 (отрезок СВП27 L=2.2м)						
Дер.стяжка 0.025x0.20 (затяжка досковая необрезная толщина 40мм ширина 10-20см L=1,0м)						
Дополнительная крепь усиления на 167 демонтажном штреке				415 562	415 562	415 562
Стойка шахтная СВП-27 (отрезок СВП27 L=2.0м)		0	45	4 440		
Рельс Р- 24, б/у (проколот)		0	14	23 664		
ЗАМОК М-24 с планкой ЗПК		3	829	74 339		
Упорная скоба М24 (замок М-24 с планкой ЗПК)		1	415	37 170		
Хим. Анкер "IRMA"		0	73	23 761		
Клеящая смола "ЭРКАДОЛ"		8	2 175	126 259		
Клеящая смола "ЭРКАДУР"		8	2 175	126 259		
Всего материальные затраты на 1 п.м.				3 844 826	3 844 826	248 486
Амортизация (КСП-33)				150 662	150 662	0
Электроэнергия на 1 п.м.		555	160 923	171 280	171 280	-28 071
Заработная плата с начислениями				1 179 341	1 179 341	-618 083
Итого затраты на 1 п.м					5 346 099	-397 668
Перемонтаж 161 лавы -58 дней					18 453	
Перемонтаж 165 лавы- 47 дней (-11 дней)						
Увеличение добычи за счет сокращения перехода на 11 дн (фактическая среднесуточная добыча по 165 лаве 2645 тн/сут*11 дн)						

Показатели	Проведение демонтажного штрека 165 лавы КШПУ-15.0				ИТОГО для проведения демонт штр 165 лавы	Отклонение затрат на проведение дем.штр 165 лавы от 161 лавы.
	Шаг уст-ки	Норма на п.м	Кол-во	Стоимость, грн.		
Прескурантная цена БП 2015 (февраль) 792 грн/тн при золе 35,0 % и влаге 7,0 %					29 095	
Цена 1 тн с учетом фактического качества (ср.зола по 165 лаве 27,1 %), грн/тн					792	
Переменная часть затрат в себестоимости 1тн добычи (БП 2015 февраль)					948	
Дополнительная реализация за счет увеличения объема добычи					351	
Эффект от пров.дем. штрека сечением 15.0					17 385 717	17 385 717
						17 783 386

Из них следует, что реальный экономический эффект от внедрения мероприятия составил 17 783 386 гривен или 53 350 158 рублей (757,2 тыс. USD) по состоянию на 01.01.2017 года.

Выводы

1. Ожидаемый экономический эффект при сооружении комбинированной крепи АСН+А, состоящей из поддерживающей крепи КШПУ-М 17,7 с дополнительным усилением 5 анкерами в кровле и набрызгбетонным покрытием толщиной 0,25 м составит 16,0 тыс. руб./п.м. (227,0 USD/п.м.) в ценах по состоянию на 01.01.2017 года.

2. Внедрение «Стандарта...» для проектирования рамно-анкерных крепей позволило осуществить на шахтах ДТЭК широкомасштабное их внедрение с экономическим эффектом 424,8 млн. руб. (6,0 млн. USD) в участковых выработках и 170,5 млн. руб. (2,4 млн. USD) для магистральных выработок.

3. Применение проколов в конструкции комбинированной крепи демонтажных камер позволило сократить операции по демонтажу-монтажу комплекса на 11 дней, что позволило добыть дополнительно 29095 тонн угля и получить экономический эффект в размере 53,35 млн. рублей (0,75 млн.USD).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-исследовательской работой, в которой на единой методологической основе представлена совокупность научных и технических решений, позволивших установить значимые для практики закономерности деформирования протяженных горных выработок в угольных пластах, расположенных в неустойчивых вмещающих породах, создать геомеханические модели поведения породного массива в этих условиях, которые адекватного описывают деформационные процессы, протекающие в окрестности капитальных и подготовительных выработок, повысить их устойчивость путём широкого внедрения усовершенствованных видов крепи и существенно снизить себестоимость добываемого угля, что имеет важное хозяйственное и социальное значение для интенсификации производства и повышения безопасности горных работ в угольной промышленности.

Основные научные и практические результаты диссертации заключаются в следующем:

1. Независимо от вида применяемой крепи величины вертикальной и горизонтальной конвергенции бортового штрека в геомеханической системе «лава-парные выработки» в условиях неустойчивых вмещающих пород описываются убывающими экспоненциальными функциями в зависимости от расстояния до лавы на момент замера, а их показатели определяют, что величина вертикальной конвергенции в 1,2-2 раза меньше горизонтальной, причем вертикальная конвергенция формируется в основном за счет пучения почвы, а горизонтальная сопровождается значительным растрескиванием массива и вывалами породы.

2. Учет прочностных свойств неустойчивых вмещающих пород угольного пласта в геомеханической модели системы «лава-парные выработки» применительно к маломощным угольным пластам позволяет при определенной жёсткости крепи охранной конструкции выявить в кровле присечной выработки зоны раз-

грузки, прочностные свойства породы в которых способны обеспечить закрепление канатных анкеров и создать двухуровневую армопородную несущую конструкцию в кровле, чем достигается требуемая устойчивость геомеханической системы «лава-парные выработки».

3. Для условий неустойчивых вмещающих пород угольных шахт предложена расчетная схема определения коэффициента разрыхления пород в приконтурной области протяженной выработки и установлено, что его величина линейно зависит от числа операций по устранению области пучения пород почвы, что позволяет вести прогноз объемов ремонтных работ.

4. Явление последовательного изменения напряжённо-деформированного состояния приконтурного массива, выявленное экспериментально и описанное геомеханической моделью, проявляется в том, что в неустойчивых вмещающих породах угольного пласта по мере перемещения забоя выработки происходит образование трех характерных зон: в первой образуется замкнутая область неупругих деформаций, во второй происходит потеря устойчивости приконтурного массива, реализуемая в виде вспучивания пород почвы, в третьей - продолжается деструкция вмещающих пород, сопровождающаяся развитием трещин в боках и кровле выработки с образованием свода естественного равновесия.

5. Сохранность капитальных выработок, пройденных в неустойчивых вмещающих угольный пласт породах, достигается за счет применения комбинированной крепи типа АСН+А, работающей с использованием несущей способности упрочнённого набрызг-бетонным покрытием приконтурного породного массива при расчётном количестве анкеров, устанавливаемых в кровле выработки, что позволяет двукратно уменьшить величину поднятия пород почвы, сократить эксплуатационные затраты не менее чем на 17 % и обеспечить безопасность ведения работ.

6. Разработана геомеханическая модель, методика её реализации и решена в программной среде *Phase 2* задача определения параметров конструкции крепи АСН+А и технологии её возведения в сложных горно-геологических условиях угольных шахт, разрабатывающих маломощные пласты.

7. Натурные эксперименты показали, что поэтапное изменение элементов поддерживающей крепи в сторону уменьшения веса спецпрофиля от СВП-33 до СВП-22, увеличения расстояния между рамами от 0,3 до 1,0 м, замены железобетонной затяжки на сетчатую, тампонажа закрепного пространства цементно-песчаным раствором на набрызг-бетонное покрытие в сочетании с пятью сталеполлимерными анкерами, установленными в забое выработки, позволяет практически вдвое уменьшить металлоёмкость крепи и увеличить устойчивость выработки в целом (Приложение А).

8. Разработаны и внедрены нормативные документы, позволившие обеспечить широкое внедрение анкерной и рамно-анкерной крепи на шахтах компании ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» (Приложения Б, В).

9. Обоснованы конструктивные и технологические параметры комбинированной крепи типа АНС+А, обеспечивающей устойчивость капитальных выработок, сооружаемых в особо тяжёлых горно-геологических условиях (Приложение Г).

10. Разработаны «Рекомендации» по определению параметров крепи сопряжений и подготовительных выработок при отработке угольных пластов струговыми комплексами с применением парных выработок (Приложение Д).

11. Ожидаемый экономический эффект при сооружении комбинированной крепи АСН+А, состоящей из поддерживающей крепи КШПУ-М 17,7 с дополнительным усилением 5 анкерами в кровле и набрызг-бетонным покрытием толщиной 0,25 м составит 16,02 тыс. руб./п.м. (227,0 USD /п.м.) в ценах по состоянию на 01.01.2017 года.

12. Внедрение «Стандарта...» для проектирования рамно-анкерных крепей (Приложение Б) позволило осуществить на шахтах ДТЭК широкомасштабное их внедрение с экономическим эффектом 424,83 млн. руб. (6,0 млн.USD) в участковых выработках и 170,53 млн. руб. (2,4 млн.USD) для магистральных выработок в год.

13. Применение зонтичных элементов (металлические балки специального профиля) в конструкции комбинированной крепи демонтажных камер для одного

столба позволило сократить операции по демонтажу-монтажу комплекса на 11 дней, что обеспечило дополнительную добычу в объеме 29095 тонн угля и получение экономического эффекта в размере 53,35 млн. рублей (0,75 млн.USD) для одного выемочного участка.

14. Фактический экономический эффект, достигнутый за счет применения новой технологической схемы струговой выемки, составил за период с 2013 года по 2016 год 1,302 млрд. руб. (22,19 млн. USD).

Применение новой технологии 2-х уровневого комбинированного рамно-анкерного крепления позволило получить экономический эффект за 2016 и 2017 гг. в размере 325,98 млн. руб. (5,55 млн. USD) (Приложение Е).

15. Результаты исследований внедрены в практику расчётов анкерной и рамно-анкерной крепи техническими службами шахт компании ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» при проведении капитальных и подготовительных работ.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Оказание научно-технической помощи в проведении геомеханического мониторинга состояния подготовительных выработок струговой лавы с целью обоснования параметров камеры для демонтажа комплекса в горно-геологических условиях шахты «Степная» ОАО «Павлоградуголь» (№ 041013).
2. Янко, С.В. Повышение эффективности работы угольных шахт Украины / С.В. Янко. – К.: Технпса, 1993. – 168 с.
3. Баклашов, И.В. Механика подземных сооружений и конструкций крепей / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия. – М.: Недра, 1984. – 415 с.
4. Глушко, В.Т. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления / В.Т. Глушко, В.В. Виноградов. – М.: Недра, 1982. – 193 с.
5. Мартовицкий, А.В. Геомеханические процессы при отработке угольных пластов струговыми комплексами в условиях шахт Западного Донбасса: дис...д-ра техн. наук: 05.15.09 / Мартовицкий Артур Владимирович. – Днепропетровск, 2012. – 392 с.
6. Мартовицкий А.В. Обоснование направлений повышения устойчивости выработок шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» / А.В. Мартовицкий // «Науковий вісник НГУ». – 2012. – № 3. – С. 23-27.
7. Пивняк, Г.Г. Геомеханика струговой лавы / Г.Г. Пивняк, А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, А.В. Смирнов, А.В. Мартовицкий, Н.С. Еремин // Монография. – Днепропетровск: ООО «ЛизуновПрес», 2013. – 320 с.
8. Ардашев, К.А. Методы и приборы для исследования проявлений горного давления / К.А. Ардашев, В.Н. Ахматов, Г.А. Катков. - М.: Недра, 1981. – 128 с.
9. Булат, А.Ф. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт / А.Ф. Булат, В.В. Виноградов. – Днепропетровск, 2002. – 372 с.
10. Виноградов, В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок / Виноградов В.В. – К.: Наукова думка, 1989. – 192 с.

11. Шашенко, А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.Н. Гапеев. – Д.: Национальный горный университет, 2008. – 224 с.
12. Заславский, Ю.З. Крепление подземных сооружений / Ю.З. Заславский, В.М. Мостков. – М.: Недра, 1979. – 325 с.
13. Литвинский, Г.Г. Стальные рамные крепи горных выработок / Г.Г. Литвинский, Г.И. Гайко, Н.И.Кулдыркаев. - Кшв: Техшка, 1999. - 216 с.
14. Усаченко, Б.М. Геомеханика охраны выработок в слабометаморфизованных породах / Б.М. Усаченко, В.П. Чередниченко, И.Е. Головчанский. – Киев: Наук думка, 1990. – 144 с.
15. Афанасьев, В.Я. Уголь России: состояние и перспективы / В.Я. Афанасьев, Ю.Н. Линник, В.Ю. Линник В.Ю. // Москва, 2014. Сер. Научная мысль.
16. Софийский, К.К. Нетрадиционные способы предотвращения выбросов и добычи угля / К.К. Софийский, А.П. Калфакчиян, Е.А. Воробьев. – М.: Недра, 1994. – 192 с.
17. Гидродинамическое воздействие на газонасыщенные угольные пласты / А.Ф.Булат, К.К. Софийский, Д.П. Силин [и др.] – Днепропетровск: Полиграфист, 2003. – 220 с.
18. Моделювання геотехнічних систем / Г.Г. Півняк, О.М. Шашенко, О.О. Сдвижкова [та ін.] - Дніпропетровськ: НГУ, 2009. - 252 с.
19. Булат, А.Ф. Управление геомеханическими процессами при отработке угольных пластов / А.Ф. Булат, А.Т. Курносов. - Киев: Наук, думка, 1987. - 200 с.
20. Шашенко, А.Н. Некоторые задачи статической геомеханики / А.Н. Шашенко, СБ. Тулуб, Е.А. Сдвижкова. - К.: Пульсары, 2002. -304 с.
21. Линник Ю.Н., Шерсткин В.В., Линник В.Ю. Интегральный показатель оценки разрушаемости угольных пластов // Горный журнал – 2015 – № 8. – С. 37-41.
22. Дрибан, В.А. Механизм деформирования массива горных пород вокруг выработок / В.А. Дрибан // Проблемы гірського тиску. - Донецк: ДонНТУ, 2000. – №4. – С. 172-182.

23. Дрибан, В.А. Общие закономерности формирования напряженно-деформированного состояния массива / В.А. Дрибан // Проблемы гірського тиску. - Донецк: ДонНТУ, 2003. - № 10. - С. 198 - 210.
24. Скипочка, С.И. Геомеханика охраны выемочных штреков в неустойчивых породах / С.И. Скипочка, А.В. Мухин, В.Г. Черватюк. -Днепропетровск: НГАУ, 2002. – 125 с.
25. Бенявски, З. Управление горным давлением / З. Бенявски - М.: Мир, 1990. – 54 с.
26. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений / Н.С. Булычев. - М.: Недра, 1989. – 270 с.
27. Шашенко А.Н. Управление устойчивостью протяженных выработок глубоких шахт: Монография / А.Н. Шашенко, А.В. Солодянкин, А.В. Мартовицкий. Днепропетровск: ООО «ЛизуновПресс», 2012. – 384 с.
28. Кошелев, К.В. Охрана и ремонт горных выработок / К.В. Кошелев, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков. – М.: Недра, 1990. – 220 с.
29. Усаченко, Б.М. Охрана подготовительных выработок глубоких горизонтов шахт Западного Донбасса / Б.М. Усаченко, В.Я. Кириченко, А.В. Шмиголь / ЦНИЭИ-уголь: Обзор. – М., 1992. – 168 с.
30. Каретников, В. Н. Крепление капитальных и подготовительных горных Выработок / В.Н. Каретников, В.Б. Клейменов, А.Г. Нуждихин. – М.: Недра, 1989. – 571 с.
31. Гротовски У. Прогресс в управлении горным давлением //Глюкауф. – 1981. – № 17. – С. 35-38.
32. Айкхофф, Ю. Техника и технология анкерного крепления в системе штрековой крепи / Ю. Айкхофф // Глюкауф. – 2008. – № 2 (3). – С. 28-35.
33. Широков, А.П. Расчет анкерной крепи для различных условий применения / А.П. Широков, В.А. Лидер, Б.Г. Писляков. – М.: Недра, 1976. – 208 с.
34. Глушко, В.Т. Охрана выработок глубоких шахт. / В.Т. Глушко, Т.Н. Цай, И.И. Ваганов. – М.: Недра, 1975. – 200 с.
35. Борисов, А.А. Механика горных пород и массивов /Борисов А.А. – М.: Недра, 1980. – 60 с.

36. Arthur, J. Support of Coal Mines in the United Kingdom / J. Arthur // Proceedings of the 21 International Conference on Ground Control in Mining. -Morgantown, WV, 2002. – P. 161-168.
37. Deep mines coal industry advisory committee. Guidance on the use of rock bolts to support roadways in coal mines. - HSE Books, 1996. – 16 p.
38. British standard 7861, Strata reinforcement support system components used in coal mines: Part 1: 2007. Specification for Rockbolting / British Standards Institution. - London, 2007. – 52 p.
39. British standard 7861, Strata reinforcement support system components used in coal mines: Part 2: 2009. Specification for flexible systems for roof reinforcement / British Standards Institution. - London, 2009. – 56 p.
40. Решетов, СЕ. Особенности современной технологии анкерования кровли, применяемой в США / СЕ. Решетов, А.В. Ремезов, Б.К. Мышляев // Уголь. – 1999. – № 12. – С. 77-78.
41. Затяжка кровли сеткой: оптимальные способы применения и машины для постановки анкерной крепи // Coal International. - 2005. – № 8. – С. 12-17.
42. Кулассек, М. Комбинированная анкертрапециевидная крепь для разрезных печей шириной по почве до 8,5 м / М. Кулассек, Н. Полисос // Глюкауф. – 1998. – № 1. – С. 28-31.
43. Ахиллес, П. Опыт проходки выработок прямоугольного сечения с анкерной крепью на выемочном участке 259 по пласту L (НІ) на шахте «Августа Виктория» / П. Ахиллес, Р. Фирхаус, Ф. Люттиг // Глюкауф. – 1998. – № 2. – С. 24-42.
44. Райнэкке, У. Проходка штрека прямоугольного сечения с применением анкерной крепи / У. Райнэкке // Глюкауф. – 1998. – № 2. – С. 42-47.
45. Техника крепления анкерами на шахтах компании ДСК - теория и тактика / К. Ополони, Н. Полисос, Р. Бартель, Ф. Люттиг // Глюкауф. - 2000. – № 2. – С. 45-53.
46. Лангханки, Б. Проектная концепция повторного использования штрека прямоугольного сечения с анкерной крепью / Б. Лангханки // Глюкауф. – 2002. № 1. – С. 11-15.

47. Фирхаус, Р. Проходка выемочного штрека прямоугольного сечения с анкерной крепью в зонах повышенного горного давления / Р. Фирхаус, А. Арентц // Глюкауф. – 2002. – № 2. – С. 23-26.
48. Айкхоф, Ю. Анкерная крепь - ключевая технология для высокопроизводительных лав на большой глубине / Ю. Айкхоф, Х. Юрека // Глюкауф. – 2002. – № 2. – С. 27-32.
49. Циллиген, В. Расширение выработки прямоугольного сечения в монтажную камеру лавы при помощи очистного комбайна / В. Циллиген // Глюкауф. – 2004. – № 3 – С. 29-32.
50. Брайниг, Ф. Проект повторного использования прямоугольного штрека санкерной крепью на глубине 1 200 м по пласту Б2/С / Ф. Брайниг, К. Ополони // Глюкауф. – 2004. – № 3. – С. 33-42.
51. Конопка, Д. Применение сухого способа бурения с гидравлическими устройствами вращательного бурения / Д. Конопка, К.-Х. Новицки // Глюкауф. – 2003. – № 2. – С. 43-47.
52. Райнвардт, К. Использование одноступенчатых анкеров при проходке выработок буровзрывным способом и комбайном избирательного действия на шахтах «Ост» и «Проспер-Ханиэль» / К. Райнвардт, Ю. Крокер // Глюкауф. – 2007. – № 3. – С. 20-29.
53. Баймдик, Ю. Обеспечение эффективности проходческих работ за счет повышения уровня безопасности труда и использования методов эргономики / Ю. Баймдик // Глюкауф. – 1998. – № 2. – С. 47-62.
54. Юнкер, М. Пересечение базисной выработки тремя лавами / М. Юнкер, Х.Э. Ханке // Глюкауф. – 2002. – № 2. – С. 17-22.
55. Крав, Ю. Совершенствование технологии крепления участков сопряжения лав со штреками на объединенном предприятии «Рейнланд» / Ю. Крав, К. Венер // Глюкауф. – 1983. – № 15. – С. 3-7.
56. Барановский, З. О динамической устойчивости выработок в предварительно напряженном массиве / З. Барановский // Уголь Украины. – 2006. – № 12. – С. 39-40.

57. Пытлик, А. Стендовые испытания шахтных анкеров на динамическую прочность / А. Пытлик // Уголь Украины. – 2006. – № 12. – С. 41-43.
58. Wojno, L. Doswiadczenia z zakresu stosowania obudowy kotwiowej w kopalniach Republiki Poludniowej Afryki / L. Wojno // Szkola Eksploatacji Podziemnej'94, Sympozja i Konferencje. - Krakow, 1994. – Т.1. – №10. – Р. 209-2008.
59. Rataj, M. Evaluating development in roofbolting technology in Australian coal mining / M. Rataj // Mining in the New Millennium - Challenges and (Opportunities: Taylor & Francis, 2000. – Р. 95-104.
60. Кулешов, Е.С. Оценка состояния выработок с анкерной крепью на шахтах российского Донбасса (проблемы и решения) / Е.С. Кулешов // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2005. – №2. – С. 174-177.
61. Основные направления повышения устойчивости выработок на удароопасных пластах при использовании анкерной и рамно-анкерной крепи на шахтах ОАО «Воркутауголь» / В.М. Бучатский, А.А. Табалов, С.Н. Вельбовец [и др.] // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2006. – №9. – С. 241-247.
62. Барабаш, М.В. Состояние и направления повышения эффективности производства при отработке воргашорского месторождения / М.В. Барабаш, С.Н. Курка // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2006. – №10. – С. 216-219.
63. Временная инструкция по расчету и применению анкерной крепи на шахтах Кузнецкого бассейна. - Прокопьевск: КузНИУИ, 1996. – 95 с.
64. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. - СПб.: ВНИМИ, 2000. – 70 с.
65. Ремезов, А.В. Исследование проявления горного давления в выработках при непосредственной близости от контура горных работ разреза / А.В. Ремезов, А.А. Гладких, Л.М. Коновалов, А.И. Жаров // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2008. – № 3. – С. 22-28.
66. Епимахов, Ю.А. Натурное обследование комплекса подземных сооружений Верхне-Тулумской ГЭС / Ю.А. Епимахов, Н.Н. Абрамов, Е.В. Кабеев, А.Г. Антипов // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2005. – №2. – С. 82-87.

67. Демин, В.Ф. Характер проявлений горного давления при различных видах крепи выемочных выработок / В.Ф. Демин, А.В. Саранчуков, В.В. Демин // Горный журнал. Известия высших учебных заведений. – 2008. – №4. – С. 33-37.
68. Беликов, В.В. Эффективные параметры анкерной сталеполлимерной крепи, крепи усиления и охранных конструкций для поддержания выемочных выработок глубоких шахт / В.В. Беликов, А.В. Беликов // Научно-технические проблемы разработки угольных месторождений, шахтного и подземного строительства: Сборник научных трудов / Шахтинский ин-т ЮРГТУ (НПИ). - Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ), 2005. – С. 76-81.
69. Мартыненко, И.И. Влияние тампонажа закрепного пространства на повышение устойчивости горных выработок / И.И. Мартыненко, Ж.А. Минакова, И.А. Голубева, И.Н. Шиповская // Научно-технические проблемы разработки угольных месторождений, шахтного и подземного строительства: Сборник научных трудов / Шахтинский ин-т ЮРГТУ (НПИ). - Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ), 2005. – С. 165-169.
70. Выбор технически и экономически оптимальной системы анкерного крепления кровли при проведении выработок на угольных шахтах Индии: научный подход / В. Ш. Джайпал, А. К. Гхош, С. Бхандари [и др.] // Coal International. - 2005. - № 5. – С. 10-25.
71. Кулассек, М. Развитие расчета конвергенции для выработок арочного сечения / М. Кулассек // Глюкауфю. - 2005. - № 1. – С. 31-36.
72. Заславский, Ю.З. Новые виды крепи горных выработок / Ю.З. Заславский, Е.Б. Дружко. - М.: Недра, 1989. – 256 с.
73. Овчинников, В.Ф. Влияние усиленной анкерной крепи и охранной бутовой полосы на устойчивость пластовой выработки / В.Ф. Овчинников, В.А. Дротик, А.М. Иваненко // Уголь Украины. - 2006. - № 5. - С. 17-18.
74. Байсаров, Л. В. Новые условия хозяйствования требуют новых технологических решений / Л.В. Байсаров // Уголь Украины. - 2007. - № 7. - С. 3 - 6.
75. Касьян, Н.Н. Аналитические исследования влияния параметров анкерных систем на нагрузочно-деформационную характеристику создаваемой в кровле выработки породно-анкерной конструкции / Н.Н. Касьян, И.Г. Сахно, С.В. Борщевский // Совре-

менные проблемы шахтного и подземного строительства: матер, междунар. науч.- практ. симп. – Донецк: Норд-Пресс, 2006 – С. 256-260.

76. Шашенко, А.Н. К вопросу оценки геомеханического состояния протяженных выработок с учетом стохастической изменчивости свойств горных пород / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, Д.В. Бабец // Современные проблемы шахтного и подземного строительства: матер, междунар. науч.- практ. симп. - Донецк: Норд-Пресс, 2006. - С. 184-192.

77. Ильяшов, М.А. Концептуальные решения обеспечения устойчивости подготовительных выработок при работе высоконагруженных лав / М.А. Ильяшов // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2008. – № 4. – С. 334-344.

78. Булат, А.Ф. О внедрении новой технологии опорного крепления выработок анкерами / А.Ф. Булат // Уголь Украины. – 2000. – № 9. – С. 4-7.

79. Hartman, H. SME Mining Engineering Handbook / H. Hartman. – SME, 1992. – 2342 p.

80. Lautsch, T. Roofbolting in three continents - a comparison / T. Lautsch // Fourth International Symposium Roofbolting in Mining. – Aachen, 2001. – P. 59-76.

81. Александров, С.Н. Новые представления о работе анкерных систем при креплении подготовительных выработок в условиях слоистого массива / С.Н. Александров, Н.Н. Касьян, А.О. Новиков, И.Г. Сахно // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2008. – № 2. – С. 216-222.

82. Скипочка, С.И. Геофизический контроль состояния кровли горных выработок, закрепленных анкерной крепью / С.И. Скипочка, Б.М. Усаченко, А.А. Яланский // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ НАНУ. - Днепропетровск, 2002. – №38. – С.109-114.

83. Виброакустический контроль динамики системы «углепородный массив-крепь горных выработок» / С.И. Скипочка, Т.А. Паламарчук А.В., Мухин, В.Г. Черватуок // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск. – 2002. – №36. – С. 131-135.

84. Вознесенский, А.С. Об определении свойств пород кровли и анкерного крепления методом анализа акустического отклика на ударное воздействие /

А.С. Вознесенский, В.В. Корякин, Я.О. Куткин, Э.А. Эртуганова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 10. – С. 167-181.

85. Лис, С.Н. Исследование несущей способности анкерной крепи, закрепляемой ампулами АЦД / С.Н. Лис, А.Е. Магзумов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – №2. – С. 182-184.

86. Волков, Ю. П. Использование анкеров для повышения устойчивости пород / Ю. П. Волков, С. Н. Ткачев // Глюкауф. – 2006. – № 1. – С. 55-56.

87. Штумпф, Г.Г. Геомеханическое обоснование горно-строительных и эксплуатационных работ в Кузбассе / Г.Г. Штумпф, В.А. Шаламанов // Уголь. – 2000. – №7. – С. 27-30.

88. Развитие и совершенствование анкерного крепления горных выработок, методик расчета и средств его контроля / А.В. Ремезов, В.Г. Харитонов, В.М. Ануфриев [и др.] // Уголь. – 2006. – №11. – С. 3-5.

89. Клишин, В.И. Поддержание и сохранение подготовительных выработок анкерной крепью при посадке кровли направленным гидроразрывом / В.И. Клишин, В.М. Бучатский, Л.М. Коновалов // Уголь. – 2007. – № 6. – С. 45-48.

90. Евсеев, В.С. Определение предельной глубины применения анкерной крепи в подготовительных выработках / В.С. Евсеев, А.Н. Умрихин, В.И. Мурашев // Уголь. – 1984. – №6. – С. 18-20.

91. Торро, В.О. Определение сечения монтажной камеры 21-1-5, определение места её заложения, технология проведения и крепления / В.О. Торро, СИ. Калинин, Н.Г. Сердобинцев // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2008. – № 4. – С. 17-22.

92. Федянин, А.А. Область применения анкерной крепи / А.А. Федянин, И.А. Федянин, Д.В. Куксин // Вологдинские чтения. – 2001. – № 17. – С. 18-19.

93. Широков, А. П. Расчет анкерной крепи для различных условий применения / А. П. Широков, В.А. Лидер, Б.Г. Писляков. – М.: Недра – 1976. – 208 с.

94. Широков, А.П. Рекомендации по расширению области и повышению эффективности применения анкерной крепи / А.П. Широков, А.А. Федянин, В.А. Лидер. - Прокопьевск: КузНИУИ, 1989. – 82 с.

95. Вознесенский А.С. Принципы построения и перспективы развития устройств контроля массива горных пород и крепления вокруг выработок / А.С. Вознесенский, Е.А. Вознесенский, В.В. Корякин, М.Н. Красилов М.Н. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 1. – С. 199-206.
96. Наумович, А.В. Исследование устойчивости подготовительных выработок глубоких горизонтов вне зоны влияния очистных работ / А.В. Наумович, Р.Н. Терещук // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2009. – № 11. – С. 3-5.
97. Практический опыт повышения эффективности угледобычи и безопасности труда в сложных горно-геологических условиях / И.Н. Слащев, С.А. Курносков, Е.А. Слащева [и др.] // Науковий вісник Національного гірничого університету. - 2009. - № 11. С. 20-25.
98. Мельников, Н.И. Анкерная крепь / Н.И. Мельников. - М.: Недра, 1980. – 252 с.
99. Семевский, В. Н. Штанговая крепь / В.Н. Семевский. - М.: Metallurgizdat, 1956. – 243 с.
100. Штанговая крепь / В.Н. Семевский, В.М. Волжский, О.В. Тимофеев [и др.]. – М.: Недра, 1965. – 328 с.
101. Широков, А.П. Повышение устойчивости горных пород / А.П. Широков, В.Ф. Горбунов. – Новосибирск: Наука, 1983. – 168 с.
102. Горбачев, Т.Ф. Применение анкерной крепи в подготовительных выработках / Т.Ф. Горбачев, Г.Г. Штумпф, Б.И. Стрыги. – Новосибирск: Наука, 1972. – 296 с.
103. Штумпф, Г.Г. Повышение безопасности горных выработок при их креплении анкерной крепью / Г.Г. Штумпф, П.В. Егоров, А.Г. Шендрыгин // Безопасность труда в промышленности. – 2002. – № 2. – С. 30-32.
104. Перспективы анкерного крепления на шахтах Ленинского рудника / Ю.А. Шевелев, А.В. Ремезов, В.П. Зубарев, В.Г. Харитонов // Уголь. - 2000. – №7. – С. 31-33.
105. Dolinar, D. Design of Primary Roof Support Systems in U.S. Coal Mines Based on the Analysis of Roof Fall Rates/ D. Dolinar, C. Mark, G. Molinda // Fourth International Symposium Roofbolting in Mining. – Aachen, 2001. – P. 235-252.

106. Stankus, J. A. A new concept for roof support / J. Stankus, S.S. Peng. // *Coal Age*. – 1996. – № 9. – P. 67-72.
107. Lang, T A. A Program Plan for Determining Optimum Roof Bolt Tension -Theory and Applications of Rock Reinforcement Systems in Coal Mines / T.A. Lang., J.A. Bischoff, P.L. Wagner //: USBM report. – NIOSH, 1979. – 46 p.
108. Panek, L. A. Design for Bolting Stratified Roof / L. A. Panek // *AIME Transactions*. - 1964. – Vol. 229. – P. 302-314.
109. Якоби, О. Практика управления горным давлением / О. Якоби. - М.: Недра, 1987. – 566 с.
110. Peng, S.S. Coal mine ground control / S.S. Peng. - New York: Wiley, 1986. – 452 p.
111. Peng, S.S. A hybrid boundary element - finite element method of stress analysis for bolt-reinforced inhomogeneous ground /S.S. Peng, L.B. Guo // *Mining Science and Technology*. – 1988. – Vol. 7. – P. 1-18.
112. Li, C. Analytical models for rock bolts / C. Li, B. Stillborg // *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* – 1999. – № 36. – P. 1013 - 1029.
113. Bobet, A. A Simple Method for the Design of Tunnel Support with Anchored Rockbolts / A. Bobet // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. – 2006. – Vol.39. – P. 315-338.
114. Bobet, A. Elastic Solution for Deep Tunnels. Application to Excavation Damage Zone and Rockbolt Support / A. Bobet // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. – 2009. – Vol. 42. – P. 147-174.
115. Oreste, P. An analysis of the action of dowels on the stabilization of rock blocks on underground excavation walls / P. Oreste, M. Cravero // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. – 2008. – Vol. 41. – P. 835-868.
116. Оресте, П. Проектирование радиальной анкерной крепи в туннелях / П. Оресте // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. – 2004. – №4. – С. 72-80.
117. Indraratna, B. Stabilization of underground opening in jointed rock by fully grouted bolts / B. Indraratna, P. Kaiser // *Proceeding of the 15th Canadian Rock Mechanics Symposium*. – Toronto, 1989. – P. 195-206.

118. Indraratna, B. Design for grouted rock bolts based on the convergence control method / B. Indraratna, P. Kaiser // *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* – 1990. – № 27. – P. 269-281.
119. Tannant, D.D. Rockbolt Behaviour Under Dynamic Loading: Field Tests and Modelling / D.D. Tannant, R.K. Brummer, X. Yit // *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* – 1995. – № 32. – P. 537-550.
120. Luo, J. A critical overview of U.S. rock bolting practices / J. Luo, C. Haycocks, M. Karmis, E. Westman // *Third International Symposium Roofbolting in Mining.* – Aachen, 1998. – P. 13-34.
121. Gerrard, C. Rock bolting in theory // *Proceedings of the International Symposium on Rock Bolting* / C. Gerrard. – Abisko, Sweden, 1983. – P. 3-29.
122. Кулинич, К.В. Исследование параметров анкер-инъекторных конструкций на физической модели // *Горный информационно аналитический бюллетень.* – 2005. – №9. – С. 109-114.
123. Мартыненко, И.А. Несущая способность анкерной крепи на основе минеральных вяжущих / И.А. Мартыненко, И.А. Голубева, Ж.А. Минакова // *Научно-технические проблемы разработки угольных месторождений, шахтного и подземного строительства: Сборник научных трудов / Шахтинский ин-т ЮРГТУ (НПИ).* – Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НГГИ). – 2005. – С. 162- 165.
124. Зборщик, М.П. Прогрессивные пути и способы уменьшения выдавливания пород почвы в горных выработках / Зборщик М.П. // *Современные проблемы шахтного и подземного строительства: матер, между нар. науч.-практ. симп.* – Донецк: Норд-Пресс. – 2006. – С. 173-183.
125. Минзарипов, Р.Г. Совершенствование параметров сталеполимерного анкерного крепления полевых выработок шахт СУБРА / Р.Г. Минзарипов // *Горный информационно аналитический бюллетень.* – 2006. – № 3. – С. 312-319.
126. Костогрыз, В.И. Эффективность упрочнения пластичных пород анкерованием / В.П. Костогрыз // *Науковий вісник НТА України.* – 1998. – № 3. – С. 13-15.
127. Кожушок, ОД. К вопросу о геомеханическом обосновании применения анкерной стяжной крепи в выемочных штрках / ОД. Кожушок, В.Б. Усаченко // «Форум

гірників - 2008». Матеріали міжнар. конф. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2008. – С. 73-78.

128. Бабиюк, Г.В. Прочностные и деформационные свойства армированных пород. / Г.В. Бабиюк, А.А. Леонов, В.Ф. Пунтус // «Форум гірників - 2008». Матеріали міжнар. конф. - Дніпропетровськ: Національний гірничий університет. – 2008. – С. 15-24.

129. Maleki, I. Significance of Bolt Tension in Ground Control / I. Maleki // Rock Support in Mining and Underground Construction. - Kaiser & McCreath, Balkema. – Rotterdam. – 1992. – P. 439-449.

130. Терещук, Р.Н. Моделирование анкера, как упрочняющего структурного элемента породного массива / Р.Н. Терещук, А.В. Наумович // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2009. – № 1. – С. 318-321.

131. Гапеев, С.Н. Оценка устойчивости подземных выработок на основе анализа численных моделей / С.Н. Гапеев, И.Ю. Старотиторов // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2009. – №1. – С. 312-317.

132. Никитина, А.М. Исследование закономерностей распределения напряжений и деформаций в неоднородном углепородном массиве, осложненном природными поверхностями ослабления в окрестности подготовительной горной выработки / А.М. Никитина, В.Н. Фрянов // Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых: Труды X Междунар. конф. СибГИУ: Новокузнецк – 2005. – С. 26-32.

133. Гапеев, С.Н. Компьютерное моделирование процесса пучения пород почвы в подготовительных выработках / С.Н. Гапеев, С.П. Лозовский, А.П. Рязанцев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Изд-во МГГУ. – 2003. – № 10. – С. 99-101.

134. Луганцев, Б.Б. Программный комплекс для расчета параметров анкерной крепи подземных горных выработок / Б.Б. Луганцев, И.И. Мартыненко // Уголь. – 2007. – №8. – С. 42-43.

135. Мандельброт, Б.Б. Фрактальная геометрия природы / Б.Б. Мандельброт. - М.: Институт компьютерных исследований, 2002. – 656 с.

136. Луганцев, Б.Б. Реализация фрактальной модели разрушения пород кровли выработки с анкерной крепью / Б.Б. Луганцев, И.И. Мартыненко, Н.О. Солуянов // Изв. ВУЗ. Сев.-Кавк. Регион. Техн. науки. - 2006. – Спец. выпуск. – С. 28-32.
137. Вознесенский, Е.А. Компьютерное моделирование диагностики анкерной крепи / Е.А. Вознесенский, И.А. Гишкелюк // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2008. – № 11. – С. 99-103.
138. Новиков, А.О. Теоретические основы оценки напряженно-деформированного состояния армированного анкерами массива горных пород вокруг выработки. // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2009. – №9. – С. 31-38.
139. Кулешов, Е.С. Использование фрактальной модели кровли горной выработки при выборе способа усиления анкерной крепи // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 12. – С. 323-326.
140. Расчет параметров анкерной крепи / И.А. Мартыненко, И.А. Капралова, И.И. Мартыненко, К.В. Кулин // Перспективы развития восточного Донбасса: Сборник научных трудов / Шахтинский ин-т ЮРГТУ (НПИ). - Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ). – 2008. – С. 151-159.
141. Джайсвай, А. Расчет схемы крепления горных выработок на примере конкретной ситуации / А. Джайсвай, С.К. Шарма, Б.К. Шриваства // Coal International. – 2006. – № 8. – С. 18-23.
142. Комплекс по расчету параметров анкерного крепления / В.Т. Преслер, Е.А. Разумов, В.Е. Ануфриев, Н.В. Черданцев // Уголь Кузбасса. – 2010. – № 6. – С. 74-77.
143. Гудман, Р. Механика скальных пород / Р. Гудман. - М.: Стройиздат, 1980. – 232 с.
144. Bieniawski, Z.T. Case studies: Prediction of rock mass behaviour by the geomechanics classification / Z.T. Bieniawski // Proceeding 2th Australia-New Zealand Conference on Geomechanics. – Brisbane – 1975. – P. 36-41.
145. Зборщик, М.П. Малозатратное обеспечение устойчивости подготавливаемых выработок угольных шахт / М.П. Зборщик // Современные проблемы шахтного и

подземного строительства: матер, междунар. науч.- практ. симп. - Донецк: Норд-Пресс. – 2006. – С. 13-21.

146. Лангош, У. Проектные основы управления горным давлением комбинированной крепи в пластовых штреках / У. Лангош // Глюкауф. – 2002. – № 1. – С. 16-21.

147. Антощенко, Н.И. О механизме и условиях внезапных разрушений пород почвы в протяженных выработках / Н.И. Антощенко, А.П. Чирок // Уголь Украины. – 2006. – № 5. – С. 19-22.

148. К оценке устойчивости кровли выработок при различных схемах рамно-анкерного крепления / Ю.М. Погудин, В.А. Зуев, Ю.Н. Долоткин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – № 11. – С. 201- 203.

149. Жаров, А.И. Эффективность внедрения безопасных технологий длинноанкерного крепления и поддержания сопряжений очистных механизированных забоев / А.И. Жаров, А.П. Егоров, И.И. Шемякин // Уголь. – 2000. – № 6. – С. 33-35.

150. Касьян, С.И. Обоснование параметров упрочнения неустойчивой кровли химическим анкерованием на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками / С.И. Касьян // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. – Алчевск. – 2009. - № 28. – С. 116-124.

151. Склепович, К.З. Новый способ анкерования неустойчивой кровли на сопряжении лавы с подготовительной выработкой / К.З. Склепович, С.И. Касьян, О.Л. Кизияров, А.Я. Руденко // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. – Алчевск. – 2008. – №27. – С. 130-139.

152. Казанин, О.И. О проектировании подземной отработки свит пологих газоносных угольных пластов / О.И. Казанин // Записки Горного Института Т.215. – 2015. – С. 38-44.

153. Kazanin, O.I. The best available technologies for horizon mining of flat-lying gaseous coal seams / Kazanin O.I., Sidorenko A.A. // Prospects for development in Russian mines: ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. – 2017. – 12 (1). – pp. 227-234.

154. Мартыненко, И.И. Корректировка параметров анкерной крепи сопряжений горных выработок и камер шириной 8-12 м по данным шахтных наблюдений /

И.И. Мартыненко, Н.О. Солуянов, А.В. Савин // Перспективы развития восточного Донбасса: - Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ). – 2008. – С. 129- 134.

155. Руппель, У. Расширение области применения анкерной крепи / У. Руппель, Д. Виттенберг, Х. Виттхаус // Глюкауф. – 2000. – № 2. – С. 54-62.

156. Беликов, А.В. Прогноз зон со слабыми контактами в прочных породах кровли подготовительных выработок, закрепленных анкерной сталеполимерной крепью / А.В. Беликов // Перспективы развития восточного Донбасса: – Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ). – 2008. – С. 398-403.

157. Разумов, Е.А. Применение канатных анкеров глубокого заложения при креплении подземных горных выработок / Е.А. Разумов, А.С. Позолотин // Уголь Кузбасса. – 2010. – № 6. – С. 60-61.

158. Тёньес, Б. Штрек с комбинированной крепью на шахте «Эвальд» / Хуго» / Б. Тёньес, Х.-В. Фосс, В. Мельман // Глюкауф. – 2001. – № 2. – С. 28-35.

159. Прусек, С. Поддержание выемочного штрека в зоне влияния двух лав, работающих с обрушением кровли / С. Прусек // Глюкауф. – 2004. – № 2. – С. 34-39.

160. Мартыненко, И.И. Опыт применения анкерной крепи в камерах и на сопряжениях подготовительных выработок / И.И. Мартыненко, А.В. Савин, И.А. Голубева, Т.Г. Захарова // Научно-технические проблемы разработки угольных месторождений, шахтного и подземного строительства: - Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ). – 2005. – С. 169-176.

161. Климчук, И.В. Опыт применения полимерных технологий на горнодобывающих предприятиях России / И.В.Климчук, А.В. Чубриков // Глюкауф. – 2005. – № 3. – С. 5.

162. Штумпф, Г.Г. Повышение надежности работы и эффективности применения анкерной крепи в подготовительных выработках // Уголь. – 1998. – № 2. – С. 21-23.

163. Ремезов, А.В. Центр анкерного крепления Кузбасса (ЦАКК) создан и успешно решает свое дело / А.В. Ремезов, А.В. Кадошников // Уголь. – 1998. – № 12. – С. 16-19.

164. Атрушкевич, О.А. Научная оценка соответствия конструкций анкерной крепи горно-геологическим условиям ее применения и обоснование комбинированных

видов анкеров для большинства горногеологических условий / О.А. Артрушевич // Уголь. – 2001. – №3. – С. 60-64.

165. Новый способ установки анкерной крепи / Л.Н. Ширин, С.В. Корнеев, Ю.Э. Варченко, В.В. Тугай // Уголь Украины. – 2008. – № 7. – С. 6-7.

166. 154 Пат. 77479 України, МПК E21D21/00. Спосіб установки анкера / С.В. Корнеев, Л.Н. Ширин, Ю.Е. Варченко, В.В. Тугай, О.Г. Петров; заявник та патентовласник СНУ ім. В. Даля. - № 20040705955; заявл. 19.07.2004; опубл. 15.12.06, Бюл. № 12.

167. Гайко, Г.И. История и перспективы применения крепей трапециевидного (прямоугольного) очертания / Г.И. Гайко // Современные проблемы шахтного и подземного строительства: – Донецк: Норд-Пресс. – 2006. – С. 194-198.

168. Алексеев, А.Д. Предельное состояние горных пород / А.Д. Алексеев, Н.В. Недодаев. – К.: Наукова думка, 1982. - 200 с.

169. Декларацийний патент України № 38093А, E21D13/02. Спосіб охорони виробки / М.П. Зборщик, А.П. Ключев, М.М. Касьян, І.А. Скідан; заявник та патентовласник М.М. Касьян. - № 2000053035; заявл. 29.05.2000; опубл. 15.05.2001, бюл. №4.

170. Касьян, Н.Н. Влияние схем расположения анкеров в слоистом массиве на его деформационные характеристики / Н.Н. Касьян, И.Г. Сахно // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2005. – №2. – С. 84-86.

171. Касьян, Н.Н. Лабораторные испытания влияния схем установки анкеров в массиве слоистой структуры на его нагрузочно-деформационные характеристики / Н.Н. Касьян, И.Г. Сахно // Вісник Криворізького технічного університету. – 2006. – № 4(14). – С. 34-37.

172. Bigby, D.N. Coal mine ground control in Western Europe: past, present and future / D.N. Bigby, P.F. Altounyan, J. Cassie // Proceedings of the 25 International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: WV. – 2006. – P. 118-127.

173. Дьяконов, И.С. Предварительное инъекционное упрочнение горных выработок в условиях повышенных тектонических напряжений / И.С. Дьяконов, А.С. Оганесян // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 1992. – №1. – С. 32.

174. Горная энциклопедия. – М.: Советская энциклопедия – 1985. – Т.5. – 541 с.

175. Майоров, А.Е. Консолидация приконтурного массива пород при креплении горных выработок / А.Е. Майоров // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2007. – № 1. – С.6-12.

176. Деклараційний патент України № 38094А, E21D13/02. Спосіб підвищення стійкості гірничих виробок / М.М. Касьян, А.П. Ключев, Р.І. Азаматов; заявник та патенто власник М.М. Касьян. – № 2000053036; заявл. 29.05.20 00; опубл. 15.05.2001, бюл. №4.

177. Патент РФ № 2166635, МІЖ E21D21/00 Анкер с минеральным наполнителем / В.Е. Ануфриев, З.М. Гараев, А.Е. Майоров; заявитель и патентообладатель Институт угля и углехимии СОР АН. - № 97118200; заявл. 10.08.1999; опубл. 10.05.2001, бюл. № 4.

178. Патент РФ № 2320875. МПК E21D21/00. Способ крепления горных выработок и устройство для его осуществления / В.А. Хямяляйнен, А.Е. Майоров; заявитель и патентообладатель ГУ КузГТУ. - № 2006132158; заявл. 06.09.2006; опубл. 27.03.2008, бюл. № 9.

179. Разработка высокопроизводительных систем для проходки горных выработок // Coal International. – 2005. – № 1. – С. 33-40.

180. Новокраматорский машиностроительный завод. Машины и оборудование для угледобывающей отрасли. – Донецк: НКМЗ – 2009. – 40 с.

181. Косарев, В.В. Новая проходческая техника Донгипроуглемаша для решения задач своевременной и качественной подготовки фронта очистных работ / В.В. Косарев, В.А. Мизин // Уголь. – 2006. – № 7. – С. 8-11.

182. Новейшие разработки в интеллектуальном картировании кровли и управлении анкерованием // Coal International. – 2006. – № 3. – С. 16-17.

183. Ортнер, П. Проходческие комбайны типа «BOLTER MINER» серии MB600 компании «SANDVIK» - системное решение для скоростной и безопасной проходки выработок на угольных шахтах / П. Ортнер, К.В. Григорьев // Горный информационно аналитический бюллетень. – 2009. – №1. – С. 353-360.

184. Лиминг, Дж.Дж. Применение комбайнов «Болтер Майнер» для подготовки участков с длинными очистными забоями / Дж.Дж. Лиминг, С. Флук, П. Олтауньян // Глюкауф. – 2001. – № 4. – С. 27-32.

185. Матуше, Т. Проходка горизонтальных выработок арочного сечения с одновременным анкерованием (AVSA) / Т. Матуше, Т. Штратманн // Глюкауф. – 2002. – №3. – С. 7-13.

186. Plaxis. Моделирование сложных геоинжиниринговых проектов [Электронный ресурс] :<http://kb.plaxis.nl/sites/kb.plaxis.nl/files/kb-publications/Iss36%20Art3%20-%20Preliminary%203D%20Modelling%20of%20Structural%20behaviour%20of%20Face%20Bolting%20and%20Umbrella%20Arch%20in%20Tunneling.pdf>

187. Chinese Taipei Tunneling Assosiation [Электронный ресурс]: http://www.ctta.org/FileUpload/ita/2004/data/abs_h05.pdf

188. Barisone, G. Umbrella Arch method for tunnelling in difficult conditions - Analysis of Italian cases / G. Barisone, B. Pigorini and s. Pelizza // Proceedings of the 4th Congress International Association of Engineering Geology, New Delhi. – 1982. – Vol. 4 – pp. IV 15- IV 27.

189. Haruyama, K. Construction of urban expressway tunnel with special large cross section by NATM-Metropolitan Inter-city Highway (ken-O-Do) Ome Tunnel / K. Haruyama, S. Teramoto, H. Harada and V. Mori // Modern Tunnelling Science and Technology, Adachi et al. (eds.) – 2001. - pp. 693-698.

190. Hoek, E. Numerical Modelling for Shallow Tunnels in Weak Rock / E. Hoek // Presented during the 5th GRC Lecture, NTU, Singapore. Hoek, E. and Brown, E.T. 1997. Practical estimates of rock mass strength. International Journal for Rock Mech. & Mining Sci. & Geomechanics Abstracts. – 2011. – Vol. 34. – pp. 1165-1186.

191. Matsuo, H. New construction method for urban tunnels in uncemented ground under high groundwater pressure / H. Matsuo, S. Yamamura, M. Amano and K. Taira // North American Tunnelling '96, Ozdemir (ed.). – 1996. – pp. 345-352.

192. Nishimaki, A. Study of the effects of the AGF method. South East Asian Symposium on Tunnelling and Underground Space Development / A. Nishimaki, Y. Mitarashi and S. Uematsu – Bangkok. – 1995. – pp. 125-132.

193. Ohtsu, H. A prediction of ground behaviour due to tunnel excavation under shallow overburden with long length forepilings / H. Ohtsu, Y. Hakoishi, M. Nago and H. Taki // South East Asian Symposium on Tunnelling and Underground Space Development. – Bangkok. – 1995. – pp. 157-164.

194. Sato, J. Numerical analysis of the umbrella method for tunnel excavation / J. Sato and J. Ito // Infrastructures Souterraines de Transports, Reith (ed.) – Balkema, Rotterdam. 1993. – pp. 355-360.

195. Yang, T. Ground reinforcement for a tunnel in weathered soil layer beneath Han riverbed in Korea / T. Yang, J. Woo and S. Lee // Modern Tunnelling Science and Technology. – Adachi et al. (eds.). – 2003. – pp. 493-496.

196. Фирхаус, Р. Высокопроизводительная проходка с применением анкероустановщиков фирмы «Фёст-Альпине» на шахте «Августа Виктория» / Р. Фирхаус, Г. Тербах // Глюкауф. – 2002. – № 3. – С. 14-18.

197. Новое горно-шахтное оборудование для технического переоснащения угольных шахт / В.В. Косарев, Н.И. Стадник, И.В. Косарев [и др.] // Уголь Украины. – 2007. – № 2. – С. 3-11.

198. Роечко А.Н. Взаимодействие комбинированной крепи капитальной горной выработки с породным массивом и методика расчета крепи: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.04 / Роечко Анатолий Николаевич. – Днепропетровск, 1983. – 195 с.

199. Выгодин М.А. Обоснование параметров армопородных грузонесущих конструкций на базе рамно-анкерных крепей и технология их сооружения в выработках шахт Западного Донбасса: дис... канд. техн. наук: 05.15.04 / Выгодин Михаил Александрович. – Днепропетровск, 1990. – 139 с.

200. Шашенко А.Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве: дис... д-ра техн. наук: 05.15.04 / Шашенко Александр Николаевич. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.

201. Инструкция по проектированию комбинированной рамно-анкерной крепи горных выработок. Общие технические требования: СОУ

10.1.05411357.012:2014. – [Действует с 2014-11-29] – К.: Минэнергоугля Украина, 2014. – 42 с.

202. Шашенко, А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.Н. Гапеев. – Днепропетровск НГУ, 2008 – 218 с.

203. Типовые материалы для проектирования «Сопряжения очистных забоев с подготовительными выработками, закрепленных рамной, анкерной и рамно-анкерными крепями. Типовые схемы поддержания». – ТМП 10.1.00185790.002:2010, Донецк, 2010. – 112 с.

204. Подготовительные выработки на пологих пластах. Выбор крепи, способов и средств охраны. СОУ 10.1.00185790.011:2007. – Донецк. – 2009. – 98 с.

205. Бенявски З. Управление горным давлением / З. Бенявски. – М.: Мир, 1990. – 254 с.

206. Рогалевич, А.О. Несколько данных о стоимости ремонта крепи подземных выработок / А.О. Рогалевич // Горный журнал. – 1914. – Т. I, № 2. – С. 166-189.

207. Лазарев, В. [Рецензия] // Горный журнал. – 1914. – Т. II, № 6. – С. 316-317. – Рец. на статью: Рогалевич А.О. Несколько данных о стоимости ремонта крепи подземных выработок / А.О. Рогалевич // Горный журнал. – 1914. – Т. I, № 2. – С. 166-189.

208. Гершкович, Л.И. Некоторые замечания о вспучивании почвы в подземных выработках и о мерах борьбы с этим явлением / Л.И. Гершкович // Инженерный работник. – 1925. – № 9.

209. Гаркави, А.А. Из наблюдений над вспучиванием почвы / А.А. Гаркави // Инженерный работник. – 1926. – № 2.

210. Бокий, Б.И. К вопросу о борьбе со вспучивающимися породами / Б.И. Бокий // Инженерный работник. – 1926. – № 4.

211. Пинскер, П.З. К вопросу о борьбе со вспучивающимися породами / П.З. Пинскер // Инженерный работник. – 1926. – № 8.

212. Миненко, К. Несколько наблюдений над вспучиванием почвы под-

земных выработок и о борьбе с ним / К. Миненко // Инженерный работник. – 1926. – № 8.

213. Бокий, Б.И. Еще несколько слов о вспучивающихся породах / Б.И. Бокий // Инженерный работник. – 1926. – № 9.

214. Татаренко, П.П. О вспучивающихся породах / П.П. Татаренко // Инженерный работник. – 1927. – № 8.

215. Ростовцев, Д.С. Управление кровлей при разработке пологопадающих пластов каменного угля / Д.С. Ростовцев. – Харьков: Киев: Госуд. научно-техн. изд-во Украины – 1935. – 378 с.

216. Бокий, Б.И. Практический курс горного искусства / Б.И. Бокий. – М. – 1915. – 512 с.

217. Бокий, Б.И. Практический курс горного искусства. Т. III. Эксплуатация месторождений / Б.И. Бокий. – 3-е изд. – М. – 1923. – 680 с.

218. Протодьяконов, М.М. Давление горных пород и рудничное крепление. Ч. I. Давление горных пород / М.М. Протодьяконов. – М.: Гостехиздат. – 1930. – 93 с.

219. Евдокимов-Рокотовский, М.И. Давление горных пород и расчет тоннельных обделок / М.И. Евдокимов-Рокотовский. – Томск. – 1927. – 173 с.

220. Белов, В.И. Исследование явлений пучения в горных выработках / В.И. Белов // Горный журнал. – 1929. – № 1. – С. 45-49.

221. Белов, В.И. Крепление подземных выработок в сильно пучащих породах / В.И. Белов // Горный журнал. – 1933. – № 1. – С. 15-20.

222. Prandtl, L. Uber die Eindringungsfestigkeit plastischer Baustoffe und die Festigkeit von Schneuten / L. Prandtl // Z. fur Angewandte Mathematik und Mechanik I. - 1921. - № 1.

223. Spackeler, G. Druckwirkungen im Liegenden / G. Spackeler // Gluckauf. – 1930. – № 23. – P. 757-763.

224. Spackeler, G. Druckwirkungen im Liegenden / G. Spackeler // Gluckauf. – 1930. – № 24. – P. 797-804.

225. Гурдус, А.В. Изучение причин вспучивания горных пород каменно-

угольной формации Донбасса и меры борьбы с этим явлением / А.В. Гурдус. – Харьков: Гос. научно-техн. изд-во, 1933. – 85 с.

226. Заславский, Ю.З. Исследование проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна / Ю.З. Заславский. – М.: Недра, 1966. – 180 с.

227. Заславский, Ю.З. Расчет смещений почвы выработки, расположенной в слоистом горном массиве / Ю.З. Заславский, В.П. Киндур // Проектирование и строительство горных предприятий. – 1970. – № 2. – С. 51- 53.

228. Глушко, В.Т. Замеры давления пород на кольцевую жесткую и податливую крепи в глубоких шахтах / В.Т. Глушко // Шахтное строительство. – 1965. – № 6. – С. 5-7.

229. Ростовцев, Д.С. Гипотеза поведения горных пород при разработке каменноугольных месторождений / Д.С. Ростовцев // Уголь. – 1933. – № 94. – С. 73-87.

230. Давыдов, С.С. Расчет и проектирование подземных конструкций / С.С. Давыдов. – М.: Изд-во АН СССР, 1938. – 386 с.

231. Давыдов, С.С. Расчет и проектирование подземных конструкций / С.С. Давыдов. – М.: Стройиздат, 1950. – 376 с.

232. Целигоров, А.И. Некоторые вопросы пучения горных пород / А.И. Целигоров. – М.: Углетехиздат. – 1949. – 44 с.

233. Белозович, И.М. Крепление горных выработок в поддувающих породах / И.М. Белозович, А.П. Бондаренко. – М.: Углетехиздат, 1951. – 112 с.

234. Леонов, П.В. Пучение подугольных глин и мероприятия по повышению срока службы крепи подготовительных выработок шахт Нелидовского месторождения / П.В. Леонов, Н.В. Подъемщиков // Вопросы разработки угольных пластов Подмосковного бассейна: сб. тр. – М.: Углетехиздат, 1952. – № 6-7. – С. 3-71.

235. Городничев, В.М. Пучение горных пород и меры борьбы с этим явлением / В.М. Городничев. – М.: Центр. ин-т техн. информации, 1954. – 130 с.

236. Городничев, В.М. Современные методы борьбы с пучением горных пород / В.М. Городничев. – М.: Госгортезхиздат, 1960. – 100 с.

237. Покровский, Н.М. Проведение горных выработок / Н.М. Покровский. – М.: Углетехиздат, 1954. – 832 с.
238. Сыроватко, М.В. Гидрогеология и инженерная геология при освоении угольных месторождений / М.В. Сыроватко. – М: Госуд. изд-во технико-теоретической литературы, 1960. – 499 с.
239. Денисов Н.Я. О природе деформаций глинистых пород / Н.Я. Денисов. – М.: Речиздат, 1951. – 200 с.
240. Соколовский, В.В. Статика сыпучей среды / В.В. Соколовский. – М.: Госуд. изд-во технико-теоретической литературы, 1954. – 276 с.
241. Цимбаревич, П.М. Величина горного давления в горизонтальной выработке / П.М. Цимбаревич // Горный журнал. – 1933. – № 3. – С. 27-34.
242. Цимбаревич, П.М. Рудничное крепление / П.М. Цимбаревич. – М.: Углетехиздат, 1948. – 247 с.
243. Цимбаревич, П.М. Механика горных пород / П.М. Цимбаревич. – М.: Углетехиздат, 1959. – 608 с.
244. Слесарев, В.Д. Механика горных пород / В.Д. Слесарев. – М.: Углетехиздат, 1948. – 236 с.
245. Епишев, Г.П. О деформировании горного массива вокруг очистной выработки / Г.П. Епишев // Уголь Украины. – 1982. – № 8. – С. 10-11.
246. Шейхет, М.Н. Давление пучащих пород на крепь подземных выработок / М.Н. Шейхет. – М.: Углетехиздат, 1955. – 125 с.
247. Белаенко, Ф.А. Исследование пучения горных пород в капитальных и подготовительных выработках на шахтах Донбасса / Ф.А. Белаенко, В.Т. Глушко // Труды Украинского научно-исследовательского института организации и механизации шахтного строительства. – М: Госгортехиздат. – 1960. – Вып. XI. – С. 117-138.
248. Максимов, А.П. Выдавливание горных пород и устойчивость подземных выработок / А.П. Максимов. – М.: Госгортехиздат – 1963. - 144 с.
249. Лыткин, В.А. Пучение пород в горных выработках / В.А. Лыткин. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1963. – 26 с.

250. Ильющин, А.А. Полная пластичность в процессах течения между жесткими поверхностями, аналогия с песчаной насыпью и некоторые приложения / А.А. Ильющин // Прикладная математика и механика. – 1955. – Т. XIX, Вып. 6. – С. 693-713.

251. Черников, А.К. Остаточные напряжения в газонасыщенной пористой среде, вызванные сорбционным набуханием / А.К. Черников // Изв. вузов. Горный журнал. – 1986. – № 7. – С. 1-4.

252. Васильченко, А.А. Физико-химические причины пучения почвы и внезапных выбросов / А.А. Васильченко // Уголь Украины. – 1987. – № 2. – С. 30-31.

253. Глушко, В.Т. Охрана выработок глубоких шахт / В.Т. Глушко, Т.Н. Цай, И.И. Ваганов. – М.: Недра, 1975. – 200 с.

254. Глушко, В.Т. Различие в свойствах пучащихся и непучащихся пород Донбасса / В.Т. Глушко // Уголь Украины. – 1961. – № 11. – С. 27-28.

255. Барановский, В.И. Влияние горного давления на эффективность применяемых способов разработки пологих пластов Донбасса / В.И. Барановский // Уголь. – 1958. – № 4. – С. 3-8.

256. Барановский, В.И. Влияние устойчивости подготовительных выработок на выбор рациональных способов разработки пологих пластов в Донбассе / В.И. Барановский // Переход на обратный порядок отработки выемочных полей в Донбассе. – М.: Углетехиздат, 1957. – С.121-138.

257. Шмыков, И.П. Использование шахтных наблюдений для расчета интенсивности пучения пород в подготовительных выработках на глубоких горизонтах / И.П. Шмыков // Разработка месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1965. – С. 165-171.

258. Скворцов, Г.Г. Инженерно-геологическая характеристика пучения пород на угольных месторождениях СССР / Г.Г. Скворцов, А.К. Кориковская // Советская геология, 1961. – № 11. – С.158-164.

259. Скворцов, Г.Г., Фром В.В. Инженерно-геологическое изучение глубоких горизонтов месторождений полезных ископаемых при разведке / Г.Г. Сквор-

цов, В.В. Фром. – М.: Недра, 1970. – 106 с.

260. Сивохин, В.И. Исследование природы пучения почвы в горных выработках, не подверженных влиянию очистных работ, с целью выбора средств борьбы с этим явлением: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.311 / В.И. Сивохин. – М., 1971. – 15 с.

261. Пяткин, А.М. Некоторые закономерности пучения подошвы горных выработок / А.М. Пяткин // Шахтное строительство. – 1962. – № 9. – С. 13-15.

262. Комиссаров, М.А. Исследование сдвижения пород в пластовых штреках / М.А. Комиссаров, В.В. Шевченко, В.М. Андриенко // Труды ДонУГИ. – М.: Недра. – 1968. – № 41. – С. 49-79.

263. Западинский, Л.А. Проявление пучения горных пород в выработках и методы борьбы с ним / Л.А. Западинский // Уголь. – 1975. – №5. – С. 36-37.

264. Кайдалов, Н.Н. Пучение подошвы горной выработки с позиций упругого основания / Н.Н. Кайдалов, В.Г. Лабазин // Устойчивость и крепление горных выработок. – Л.: ЛГИ – 1978. – Вып. 5. – С. 25-29.

265. Шестаков, Г.П. Влияние структурно-геологических особенностей на распределение напряжений и устойчивость почвы горных выработок шахт Донбасса / Г.П. Шестаков // Приложение результатов исследований полей напряжений к решению задач горного дела и инженерной геологии: сб. науч. тр. – Апатиты. – 1985. – С.100-104.

266. Черняк, И.Л. Предотвращение пучения почвы в горных выработках / И.Л. Черняк. – М.: Недра, 1978. – 237 с.

267. Вольштейн, Г.И. О некоторых особенностях пучения пород в квершлагах / Г.И. Вольштейн, А.И. Смирнов, М.К. Баймульдын // Изв. вузов. Горный журнал. – 1985. – № 1. – С. 24-27.

268. Мельников Е.А. Механизм и закономерности пучения горных пород в выработках / Е.А. Мельников, С.Н. Выборнова // Горнотехнические проблемы. – М. – 1988. – С. 58-64.

269. Пирский, А.А. Опытные-промышленные испытания способа упрочнения пород для борьбы с пучением почвы / А.А. Пирский, С.Н. Стовпник // Уголь

Украины. – 1990. – № 4. – С.9-11.

270. Артеменко, Т.К. Термодинамика пучащих пород / Т.К. Артеменко, И.И. Куличенко // Строительство. Материаловедение. Машиностроение: сб. науч. тр. ПГАСА. – Днепропетровск. – 2001. – Вып. 15. – С.28-31.

271. Артеменко, Т.К. Новое о природе оползней, пучении, выбросах в глинистых грунтах и горных породах / Т.К. Артеменко, С.А. Бычков // Будівельні конструкції. – 2001. – Вип. 54. – С.132-135.

272. Артеменко, Т.К. Прочность через разрушение глинистых грунтов и горных пород / Т.К. Артеменко, С.А. Бычков // Строительство. Материаловедение. Машиностроение: сб. науч. тр. ПГАСА. – Днепропетровск. – 2001. – Вып. 18. – С. 28-31.

273. Артеменко, Т.К. Факторы разрушения горных пород и глинистых грунтов / Т.К. Артеменко, В.С. Штокарев // Уголь Украины. – № 3. – 2003. – С. 10-11.

274. Пяткин, А.М. Некоторые закономерности пучения подошвы горных выработок / А.М. Пяткин // Шахтное строительство. – 1962. – № 9. – С.13-15.

275. Хокао, Д. Анализ явления вспучивания в угольных шахтах / Д. Хокао // Нихон когё кайси. – 1968. – Т. 84, № 969. – С. 424-426.

276. Хокао, Д. Экспериментальные исследования пучения породы в горных выработках при разработке угольных шахт / Д. Хокао // Нихон когё кайси. – 1974. – Т. 90, № 1040. – С. 632-640.

277. Хокао, Д. Исследование вспучивания подошвы выработки в угольных шахтах / Д. Хокао, Л. Ён // Токё дайчаку кочакубу киё. – 1975. – Т. А, № 13. – С. 58-59.

278. Хокао, Д. Экспериментальное исследование поднятие подошвы в угольных шахтах / Д. Хокао, С. Симада // Токё дайчаку кочакубу киё. – 1980. – Т. А, № 18. – С. 58-59.

279. Сохэй, С. Экспериментальные исследования подошвы в штреках угольных шахт, проложенных в неустойчивых породах / С. Сохэй, Х. Дзэндзиро, С. Тэцуо // Нихон когё кайси. – 1981. – Т. 97, № 1126. – С. 1241-1244.

280. Ихара, М. Эффективность крепления откаточных штреков с помощью штанговой крепи / М. Ихара, К. Мацуи, Ю. Исикава // Нихон когё кайси. – 1982. – Т. 98, № 1128. – С. 73-74.

281. Коман, Т. Исследование снижения пучения почвы при помощи анкерного крепления. Количественные результаты испытания на крупномасштабной модели / Т. Коман, С. Утида, Т. Томинача // Сайко то ноан. – 1983. – Т. 29, № 9. – С. 449-460.

282. Дэчути, Г. Крепление штреков на шахте Юбари-Син / Г. Дэчути, А. Фукусима, С. Киносита // Нихон когё кайси. – 1983. – Т. 9, № 1143. – С. 353-388.

283. Евдокимов, П.Д. Прочность, сопротивляемость сдвигу и деформируемость оснований сооружений на скальных породах / П.Д. Евдокимов, Д.Д. Санегин. – Л.: Энергия, 1964. – 169 с.

284. Прочностные и деформационные свойства сплошных руд Талнахского рудного узла / В. Д. Палий, Ю.Д. Орлов, В.К. Иванов и др. – Л.: Энергия, 1974. – 145 с.

285. Бич, Я.А. Об определении прочности пластов угля на сжатие / Я.А. Бич, Ф.П. Бублик // Труды института ВНИМИ. – Л. – 1963. – Вып. 50. – С. 45-53.

286. Кондратов, А.В. Исследование трещинообразования в скальном массиве вокруг горизонтальных горных выработок / А.В. Кондратов, А.А. Борях // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1983. – № 3. – С. 3-7.

287. Фисенко, Г.П. Устойчивость бортов угольных карьеров / Г.П. Фисенко. – М.: Углетехиздат, 1956. – 230 с.

288. Нестеренко, Г.Г. Способ оценки прочностных свойств пород в целиках / Г.Г. Нестеренко, Б.С. Скозобцов, Р.К. Твердовский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1971. – № 6. – С. 111-113.

289. Ольденготт, М. Поднятие почвы в выработках каменноугольных шахт и борьба с ним / М. Ольденготт // Глюкауф. – 1981. – № 12. – С. 22-26.

290. Амусин Б.З. Механические характеристики массива горных пород при аналитических расчетах горного давления в выработках / Б.З. Амусин // Физико-

технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979. – № 6. – С. 15-21.

291. Костомаров, Н.Е. К определению прочности массива горных пород / Н.Е. Костомаров, В.И. Пушкарев // Колыма. – 1975. – № 12. – С. 9-12.

292. Шатилов, В.А. Внезапные поднятия и выбросы пород на шахтах / В.А. Шатилов. – К.: Техника, 1972. – 135 с.

293. Зборщик, М.П. О причинах внезапных поднятий пород почвы в горных выработках / М.П. Зборщик, В.В. Осокин, А.М. Рудь // Разработка месторождений полезных ископаемых: республик. межведомствен. научно-техн. сб. – К.: Техника. – 1982. – № 64. – С. 46-52.

294. Шаповал, Н.А. К вопросу о механизме быстротечного разрушения пород почвы / Н.А. Шаповал, А.Б. Свинцицкий, Н.Л. Сылка // Уголь. – 1987. – № 6. – С. 15-16.

295. Большинский, И.М. Внезапные поднятия пород почвы в горных выработках / И.М. Большинский, А.В. Шестопапов // Задачи рудничной аэрологии при подземной разработке полезных ископаемых: сб. статей. – М.: ИПКОН. – 1985. – С.134-142.

296. Литвинский, Г.Г. Механизм пучения пород почвы подготовительных выработок / Г.Г. Литвинский // Уголь. – 1987. – № 2. – С.15-17.

297. Литвинский, Г.Г. Расчет устойчивости породной поверхности горных выработок / Г.Г. Литвинский // Устойчивость и крепление горных выработок. – Л. – 1976. – Вып. 2. – С. 35-39.

298. Литвинский, Г.Г. Классификация проявлений горного давления по закономерностям разрушения горных пород вокруг подземных выработок / Г.Г.Литвинский // Разработка месторождений полезных ископаемых: республик. межведомствен. научно-техн. сб. – К.: Техника. – 1981. – № 60. – С. 3-12.

299. Шашенко, А.Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве: дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.04 / Шашенко Александр Николаевич. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.

300. Шашенко, А.Н. Некоторые задачи статистической геомеханики / А.Н.

Шашенко, С.Б. Тулуб, Е.А. Сдвижкова. – К.: Універ. вид-во “Пульсари”, 2002. – 304 с.

301. Роечко, А.Н. Устойчивость подготовительных выработок угольных шахт в условиях больших глубин разработки: дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.04 / Роечко Анатолий Николаевич. – Днепропетровск, 1995. – 426 с.

302. Шашенко, А.Н. Критерий устойчивости в задаче о пучении пород почвы подземной выработки / А.Н. Шашенко, А.Н. Роечко, М.Е. Каганов // Изв. вузов. Горный журнал. – 1994. – №1. – С. 5-9.

303. Шашенко, А.М. Математическая модель процесса потери упругопластической устойчивости породного массива в окрестности одиночной выработки / А.М. Шашенко, С.Н. Гапеев // Матеріали Українсько-Польського форуму гірників – 2004 «Гірничовидобувна промисловість України і Польщі: Актуальні проблеми і перспективи». – Дніпропетровськ: НГУ. – 2004. – С. 75-80.

304. Шашенко, А.Н. Подход к моделированию возмущенного процесса при исследовании потери упругопластической устойчивости почвы одиночной выработки / А.М. Шашенко, С.Н. Гапеев // Материалы междунар. научно-практич. симпозиума «Современные проблемы шахтного и подземного строительства». – Донецк: Норд-Пресс. – 2004. – С. 56-63.

305. Литвинский, Г.Г. Критерии устойчивости слоистых пород почвы / Г.Г. Литвинский, Э.В. Фесенко // Горная геология, геомеханика и маркшейдерия: материалы междунар. научно-техн. конф. – Донецк: УкрНИМИ НАН Украины. – 2004. – С. 330-335.

306. Литвинский, Г.Г. Метод прогноза пучения почвы в горных выработках / Г.Г. Литвинский, Э.В. Фесенко // Уголь Украины. – 2004. – № 1. – С. 9-11.

307. Меликсетов, С.С. Способы защиты и крепление горных выработок на пластах с дующей почвой / С.С. Меликсетов // Новости техники. – 1940. – № 15.

308. Борьба с пучением пород в горных выработках / С.Д. Сонин, М.Н. Шейхет, И.Л. Черняк и др. – М.: Недра, 1966. – 200 с.

309. Заславский, Ю.З. Расчет параметров крепи выработок глубоких шахт / Ю.З. Заславский, А.Н. Зорин, И.Л. Черняк. – К.: Техника, 1972. – 156 с.

310. Заславский, Ю.З. Прогнозирование пучения пород почвы в одиночных горизонтальных выработках/ Ю.З. Заславский // Шахтное строительство. – 1964. – № 11. – С. 11-12.

311. Временное руководство по прогнозу пучения пород почвы пластовых подготовительных выработок шахт Донбасса по разведочным данным в условиях пологого залегания пластов. – Днепропетровск: ДО ИМР, 1983. – 26 с.

312. Фесенко, Э.В. Прогноз и закономерности пучения слоистых пород почвы горных выработок: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.04 / Фесенко Эдуард Викторович. – Алчевск, 2005. – 180 с.

313. Каталог шахтопластов Донецкого угольного бассейна с характеристикой горно-геологических факторов и явлений. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского. – 1982.

314. Строительство горных выработок в сложных горнотехнических условиях: справочник / Б.А. Картозия, В.А. Пшеничный, И.Г. Косков и др.; под ред. Б.А. Картозия. – М.: Недра, 1992. – 320 с.

315. Зубов, В.П. Влияние подрывок на пучение пород в подготовительных выработках / В.П. Зубов, Л.Н. Чернышков, К.Н. Лазченко // Уголь Украины. – 1985. – № 7. – С. 15-16.

316. Янс, Г. Влияние сопротивления крепи на уменьшение сечения выработки / Г. Янс // Глюкауф. – 1962. - № 25.

317. Перепичка, Ф.И. Шахтные исследования замкнутой крепи / Ф.И. Перепичка, В.П. Киндур // Проектирование и строительство угольных предприятий. – 1967. – № 4. – С. 33-35.

318. Хеккер, Д. Крепление вскрывающих выработок на большой глубине / Д. Хеккер // Глюкауф. – 1987. – № 9. – С. 26-30.

319. Выгодин, М.А. Методы повышения устойчивости горных выработок на шахтах Западного Донбасса / М.А. Выгодин, В.В. Евтушенко // Шахтное строительство. – 1989. – № 5. – С. 11-14.

320. Сивохин, В.И. Исследование природы пучения почвы в горных выработках, не подверженных влиянию очистных работ, с целью выбора средств борьбы с этим явлением: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.311 / В.И. Сивохин. – М.,

1971. – 15 с.

321. Выгодин, М.А. Применение металло-анкерных крепей на шахтах Западного Донбасса / М.А. Выгодин, В.В. Евтушенко // Уголь Украины. – 1989. – № 8. – С. 36-38.

322. Шмидт, К.Л. Упрочнение вмещающих пород раствором и цементным молоком / К.Л. Шмидт // Глюкауф. – 1960. – № 20. – С.12-14.

323. Зейферт, В.П. Тампонаж закрепного пространства при проведении горных выработок / В.П. Зейферт, Э.А. Гефенидер, У.У. Мальзам // Уголь. – 1983. – № 12. – С. 14-17.

324. Кипко, Э.Я. Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт / Э.Я. Кипко, Ю.А. Полозов, О.Ю. Лушникова. – М.: Недра, 1984. – 280 с.

325. Хайкин, А.И. Опыт применения полимерной анкерной крепи для борьбы с пучением в подготовительных выработках вне зоны влияния очистных работ / А.И. Хайкин // Горно-технические проблемы: науч. сообщ. / ИГД им. А.А.Скочинского. – М.: Изд-во ИГД им. Скочинского. – 1988. – С. 52-55.

326. Северьянов, А.Н. Исследование влияния полимерной анкерной крепи на пучение пород почвы в подготовительных выработках / А.Н. Северьянов, А.И. Хайкин, В.Н. Чураков // Уголь. – 1988. – № 10. – С. 25-27.

327. Максимов, А.П. О штанговом креплении как способе борьбы с выдавливанием пород в горные выработки / А.П. Максимов // Шахтное строительство. – 1961. – № 10. – С. 14-16.

328. Пяткин, А.М. Опыт применения анкерной крепи для борьбы с пучением / А.М. Пяткин // Применение новых видов крепей в подготовительных выработках: сб. статей. – М.: Углетехиздат, 1958. – С. 35-43.

329. Рахутин, С.Я. Опыт крепления дующей почвы анкерной крепью / С.Я. Рахутин // Научные труды ПНИУИ. – М.: Углетехиздат, 1958. – Вып. 3.

330. Волжский, В.М. Железобетонная штанговая крепь для борьбы с пучением пород подошвы выработок / В.М. Волжский, Б.И. Емельянов // Шахтное строительство. – 1960. – № 6. – С. 13-15.

331. Попов, В.Д. Опыт крепления горных выработок анкерной крепью на

шахтах Донбасса / В.Д. Попов, В.С. Пугачев, Л.Е. Шишов // Труды УкрНИИОМШС. – М.: Углетехиздат. – 1959. – Вып. 9. – С. 84-92.

332. Матонин, П.К. Крепление и поддержание подготовительных выработок в условиях пучащих пород / П.К. Матонин, А.С. Щукин, В.П. Трофимов // Шахтное строительство. – 1962. – № 3. – С. 3-5.

333. Долгий, И.Е. Пути сокращения затрат на поддержание повторно используемых горных выработок при бесцеликовой отработке пластов / И.Е. Долгий, А.К. Горенок, А.А. Сизякин // Уголь. – 1990. – № 7. – С. 48-50.

334. Глушко, В.Т. Анкерное крепление пучащей почвы выработок / В.Т. Глушко // Шахтное строительство. – 1958. – № 12. – С.14-17.

335. Широков, А.П. Классификация анкерных крепей / А.П. Широков // Уголь Украины. – 1976. – № 12. – С. 4-6.

336. Северьянов, А.Н. Исследование влияния полимерной анкерной крепи на пучение пород почвы в подготовительных выработках / А.Н. Северьянов, А.И. Хайкин, В.Н. Чураков // Уголь. – 1988. – № 10. – С.25-26.

337. Шейхет, М.Н. К вопросу о расчете анкерной крепи для анкерования пучащей почвы горных выработок / М.Н. Шейхет // Научные труды Московского горного института. – М. – 1961. – № 38. – С. 83-95.

338. Черняк, И.Л. Обоснование возможности анкерования пучащих пород почвы в условиях Подмосковского бассейна / И.Л. Черняк // Научные труды Московского горного института. – М. – 1961. – № 38. – С.33-43.

339. Черняк И.Л. Испытания способов борьбы с пучением почвы деревянными анкерами-сваями и железобетонными анкерами на шахтах № 37 и 38 треста «Сталиногорскуголь» / И.Л. Черняк // Научные труды Московского горного института. – М. – 1961. – № 38. – С. 75-82.

340. Хэккер, Д. Крепление вскрывающих выработок на большой глубине / Д. Хэккер // Глюкауф. – 1987. – № 9. – С. 26-30.

341. Широков, А.П. Расчет анкерной крепи для различных условий применения / А.П. Широков, В.А. Лидер, Б.Г. Писляков. – М.: Недра, 1976. – 208 с.

342. Костогрыз В.И. Эффективность упрочнения пластичных пород анке-

рованием / В.И. Костокрыз // Науковий вісник НГА України. – 1998. – № 3. – С. 13-15.

343. Дридж Н.А. Обоснование рациональных способов сохранения штреков за лавой / Н.А. Дридж, Х.Б. Есмагамбеков, А.А. Жданкин // Уголь. – 1985. – № 12. – С. 12-14.

344. Андреев, Е.Т. Крепление горных выработок / Е.Т. Андреев, А.С. Щукин. – М.: Наука, 1964. – 247 с.

345. О повышении устойчивости горных выработок / В.Е. Загибайло, В.В. Репка, В.Н. Калиниченко и др. // Изв. вузов. Горный журнал. – 1986. – №1. – С. 25-27.

346. Оценка продолжительности эффекта локальной разгрузки пород почвы выработок для обеспечения их длительной устойчивости / Ю.А. Петренко, А.О. Новиков, А.В. Захаренко и др. // Перспективы развития горных технологий в начале третьего тысячелетия: сб. науч. тр.– Алчевск: ДГМА. – 1999. – С. 83-87.

347. Мележик, А.И. Шахтные испытания технологии способа активной предварительной разгрузки (АПР) пород почвы / А.И. Мележик, Б.И. Куленич // Перспективы развития горных технологий в начале третьего тысячелетия: сб. науч. тр.– Алчевск: ДГМА. – 1999. – С. 79-83.

348. Пак, П.П. Предотвращение пучения пород с помощью наклонных разгрузочных щелей / П.П. Пак, М.К. Баймульдын, М.Р. Халяфутдинов // Шахтное строительство. – 1988. – № 7. – С. 22-24.

349. Кошелев, В.В. Применение взрывощелевой разгрузки породного массива / В.В. Кошелев, А.Н. Куракалов, А.Г. Томасов, И.И. Бурма // Шахтное строительство. – 1982. – № 7. – С. 22-23.

350. Литвинский, Г.Г. Опытнo-промышленные испытания нового способа борьбы с пучением почвы / Г.Г. Литвинский, И.Н. Захарченко // Уголь Украины. – 1974. – № 8. – С. 17-18.

351. Касьян, Н.Н. Новые способы повышения грузонесущей способности разрушенных пород вокруг выработок в условиях глубоких шахт / Н.Н. Касьян, А.П. Клюев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2002. – № 3. –

С. 55-56.

352. Король, А.Ю. Закономерности деформирования приконтурного массива в окрестности одиночной выработки при вспучивании пород почвы / А.Ю. Король // Міжвідомчий збірник наукових праць «Геотехнічна механіка». – 2014. – № 115. – С. 170-175.

353. Александров, А.Н. Экспериментальные исследования проявления давления в выработках при тампонаже закрепного пространства твердеющими материалами / А.Н. Александров, И.В. Крылов, М.А. Выгодин //Сб. Совершенствование технологии подземных горных работ. Научные сообщения. Выпуск 243. – М. – 1985. – С. 125-128.

354. Гетце, В. Требования к вяжущим материалам, используемым для упрочнения пород, охраны и крепления горных выработок / В. Гетце, Н. Бушман, Д. Шроер // Глюкауф. – 1979. №24 – С. 23-26.

355. Выгодин, М.А. Пучение пород почвы в выработках на шахтах Западного Донбасса / М.А. Выгодин, В.В. Евтушенко //Уголь Украины. – 1987. – №7 – С. 12-13.

356. Лабасс, А. Давление горных пород в угольных шахтах / А. Лабасс // Вопросы теории горного давления: сб. науч. тр. – М.: Госгортехиздат. – 1961. – С. 159-164.

357. Проведение и крепление горных выработок / В.В. Орлов, А.М. Янчур, М.С. Бабичев и др. – М.: Недра, 1965. – 494 с.

358. Ставрогин, А.Н. Пластичность горных пород / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня. – М.: Недра, 1979. – 301 с.

359. Черняк, И.Л. Влияние сопротивления крепи на устойчивость подготовительных выработок / И.Л. Черняк, В.Г. Ильюшенко, Е.Л. Звягильский // Уголь Украины. – 1990. – № 8. – С. 27-28.

360. Черняк, И.Л. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт / И.Л. Черняк, Ю.И. Бурчаков. – М.: Недра, 1984. – 304 с.

361. Шевченко, В.В. Влияние плотности крепи на смещения пород в подготовительных выработках / В.В. Шевченко, Б.Т. Тупиков, А.Л. Селезень // Уголь Украины. – 1998. – № 10. – С. 13-15.

362. Усаченко, Б.М. Комбинированные охранные системы нарастающего сопротивления – безальтернативная технология поддержания выемочных штреков / Б.М. Усаченко, В.Н. Трипольский, А.А. Яйцов, Е.Н. Халимендигов // Геотехническая механика. ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск. – 2010. – Вып. 91. – С. 15-26.

363. Косков, И.Г. Новые материалы и конструкции крепи горных выработок / И.Г. Косков. – М.: Недра, 1987. - 198 с.

364. Волов, В.Т. Перспективы применения фосфогипсовых вяжущих для поддержания горных выработок / В.Т. Волов, Н.И. Мельников // Уголь. – 1984. – № 11. – С. 24-26.

365. Зейферт, В.П. Тампонаж закрепного пространства при проведении горных выработок / В.П. Зейферт, Э.А. Гефенидер, Е.Е. Мальзам // Уголь. – 1983. - № 12. – С. 14-17.

366. Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт / Э.Я.Кипко, Ю.А.Полозов и др. М.: Недра, 1984. – 280 с.

367. Кошелев, К.В. Охрана и ремонт горных выработок / К.В. Кошелев, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков – М.: Недра, 1990. – 218 с.

368. Рева, С.Н. Механизация возведения комбинированных крепей // Задачи комплексной механизации и автоматизации производственных процессов при проведении горизонтальных и наклонных капитальных горных выработок. – М.: Изд. ЦБНТИ, 1976.

369. Рева, С.Н. Опыт применения замкнутых и комбинированных крепей в условиях слабых и неустойчивых пород / С.Н. Рева, А.П. Максимов // Проведение и крепление горных выработок в условиях неустойчивых горных пород: Всесоюз. семинар. – Павлоград, 1976.

370. Максимов, А.П. Эффективность применения комбинированных крепей в сложных горногеологических условиях / А.П. Максимов, С.Н. Рева // При-

менение новых видов крепей для капитальных выработок: Тез. докл. Всесоюз. семинаре, Междуреченск. – М., 1977.

371. Максимов, А.П. Опыт и перспективы применения комбинированных крепей, работающих с упрочненным породным контуром / А.П. Максимов, С.Н. Рева, Е.В. Стрельцов // Горное давление в капитальных и подготовительных выработках. – Новосибирск. – 1977. – С. 150-152.

372. Максимов, А.П. Тампонаж горных пород / А.П. Максимов, В.В. Евтушенко. – М.: Недра, 1978. – 180 с.

373. Рева, С.Н. Возведение комбинированных крепей на шахта-новостройках / С.Н. Рева, В.А. Жилин В.А // Строительство предприятий угольной промышленности: ЦНИЭИуголь. – 1978. – №1. – С.1-2.

374. Максимов, А.П. Комбинированная крепь с использованием несущей способности массива и опыт ее применения / А.П. Максимов, С.Н. Рева, А.Н. Рое-нко // Крепление, поддержка и охрана горных выработок: Новосибирск – 1979. – С. 35-40.

375. А.с. 823589. Устройство для возведения крепи из армированного на-брызгбетона / С.Н. Рева В.Н. Рева, Л.К. Нейман, О.И. Мельников. – 1980.

376. Максимов, А.П. Напряженно-еформированное состояние крепей, ра-ботающих с использованием несущей способности приконтурного массива / А.П. Максимов, А.Н. Рое-нко, А.Н. Шашенко // Крепление и охрана горных выработок: Новосибирск. – 1981. – С. 17-24.

377. Опыт применения композиционной крепи АНТ / А.П. Максимов, С.Н. Рева, А.Н. Шашенко, А.Н. Рое-нко и др. // Строительство предприятий угольной промышленности: М. – 1982. – №1. – С. 27-29.

378. Максимов, А.П. Использование несущей способности пород в прико-нтурной зоне / А.П. Максимов // Крепление, поддержание и охрана горных выра-боток: Новосибирск. – 1983. – С. 5-7.

379. Максимов, А.П. Комбинированная крепь АНТ и методика определе-ния основных ее параметров / А.П. Максимов, А.Н. Шашенко, А.Н. Рое-нко // Кре-пление, поддержание и охрана горных выработок: Новосибирск, 1983. – С. 52-54.

380. Роечко А.Н. Взаимодействие комбинированной крепи капитальной горной выработки с породным массивом и методика расчета крепи: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.04 / Роечко Анатолий Николаевич. – Днепропетровск, 1983. – 195 с.

381. Александров, А.Н. Экспериментальные исследования проявлений горного давления в выработках при тампонаже закрепного пространства твердеющими материалами / А.Н. Александров, И.В. Крылов, М.А. Выгодин // Совершенствование технологии подземных горных работ: М. – 1985. – Вып. 243. – С. 125-128.

382. Выгодин, М.А. Комплекс на поверхности шахты для тампонажа горных выработок / М.А. Выгодин, В.В. Евтушенко // Шахтное строительство. – 1985. – № 11. – С. 25.

383. Максимов, А.П. Новые комбинированные крепи капитальных горных выработок с направленным использованием несущей способности приконтурного массива / А.П. Максимов // Шахтное строительство. – 1985. – № 5. – С. 13-16.

384. Максимов, А.П. Определение основных параметров комбинированной крепи капитальных выработок угольных шахт / А.П. Максимов, А.Н. Шашенко // Шахтное строительство. – 1985. – №1. – С. 8-10.

385. Максимов, А.П. Технологические параметры комбинированной крепи горизонтальных выработок / А.П. Максимов, А.Н. Шашенко, А.А. Дрышлюк // Крепление, поддержание и охрана горных выработок: Новосибирск. – 1985. – С. 3-8.

386. Александров, А.Н. Уменьшение металлоемкости арочной крепи при тампонаже закрепного пространства / А.Н. Александров, М.А. Выгодин, В.В. Евтушенко // Вопросы проведения, крепления и поддержания горных выработок: М. – 1988. – С. 100-104.

387. Выгодин, М.А. Методы повышения устойчивости горных выработок на шахтах Западного Донбасса / М.А. Выгодин, В.В. Евтушенко // Шахтное строительство. – 1989. – № 5. – С. 11-14.

388. Выгодин М.А. Устойчивость вмещающего массива пород и вопросы технологии сооружения горных выработок / М.А. Выгодин, В.В. Евтушенко // Шахтное строительство. – 1989. - № 8. – С. 4-8.

389. Механизация набрызгбетонных и тампонажных работ при креплении горных выработок / А.Н. Шашенко, С.Н. Рева, М.Е. Каганов и др. // Новые технологии применяемые при строительстве шахт: М. – 1990. – С. 9-14.

390. Жолоб А.А. Геомеханическое обоснование параметров комбинированной крепи со встроенной опалубкой и методика её расчета: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.04, 05.15.11 / Жолоб анатолий Андреевич. – Днепропетровск, 1991. – 215 с.

391. Шашенко, А.Н. Оптимизация конструкции комбинированной крепи типа ШСНТ / А.Н. Шашенко, А.А. Калашников, А.А. Жолоб А.А. // Технология, механизация и организация строительства угольных и рудных шахт: Кемерово. – 1992. – С. 63-68.

392. Солодянкин, А.В. Тампонаж закрепного пространства как эффективное средство создания системы «крепь-массив» / А.В. Солодянкин, М.А. Выгодин, А.В. Смирнов, В.В. Коробченко, А.З. Прокудин // Форум гірників-2014: Дніпропетровськ. – 2014. – С. 112-121.

393. Солодянкин, А.В. Совершенствование технологии тампонажа закрепного пространства в сложных горно-геологических условиях шахт Западного Донбасса / А.В. Солодянкин, М.А. Выгодин, В.В. Коробченко, А.В. Смирнов, А.З. Прокудин // Розробка родовищ: Дніпропетровськ, ТОВ «ЛізуновПрес». – 2014. – С. 171-179.

394. Кириченко, В.Я. Штрековые крепи проверенные временем и признанные шахтами / В.Я. Кириченко // Уголь. – 2006 – № 11. – С. 21-23.

395. Красников, В.Д. Научно-технический прогресс при подземной добыче угля / В.Д. Красников, А.А. Тенорков // Критерии, направления, реализация: М: Недра, 1991. – 140 с.

396. Лангош, У. Проектные основы управления горным давлением комбинированной крепью в пластовых штреках / У. Лангош // Глюкауф. – 2002. – № 1. – С. 16-20.

397. Баймдик, Ю. Буровзрывная проходка пластовых штреков с анкерной крепью / Ю. Баймдик, М.Т. Штёттнер // Глюкауф. – 2008. – № 2 (3). – С. 18-27.

398. ДБН Д.2.2-35-99. Сборник 35 Горнопроходческие работы: строительные нормы / НПФ «Инпроект», Управление реформирования ценообразования, методологии экспертизы и контроля стоимости строительства Госстроя Украины; – Действующий с 26-05-00. – К.: Госстрой Украины, 2000.

399. Патент № 93779 Украина МПК (2014.01) E21D 20/00/ Способ крепления горной выработки. Владелец: Институт геотехнической механики им. М.С. Полякова НАН Авторы: Булат А.Ф., Круковский А.П., Смирнов А.В., Чередниченко Ю.Я., Возиянов В.С., Хворостян В.А., Булич Ю.Ю. - № u 201405631/72; заявл. 26.05.2014; опубл. 10.10.2014. Бюл. № 19.

400. ДСТУ Б. Д.1.1-1:2013 Правила визначення вартості будівництва / НВФ «Инпроект» – Діючий з 01-01-14 2013. – К.: Мінрегіон України, 2013, 88с.

401. СОУ 10.1.05411357.010:2014. Система забезпечення надійного та безпечного функціонування гірничих виробок із анкерним кріпленням. Загальні технічні вимоги. Стандарт Міненерговугілля України. – Введ. 2014-12-01. – К.: Міненерговугілля України, 2014. – 84 с.

402. Смирнов, А.В. ДТЭК: концепция лидерства в угледобыче / А.В. Смирнов // Уголь Украины. – 2013. № 7. – С. 3-7.

403. Смирнов, А.В. Основы стратегии устойчивости развития предприятий бизнес-блока уголь ДТЭК / А.В. Смирнов // Науково-технічний збірник «Розробка родовищ 2014» - Д.: ТОВ «ЛізуновПрес». – 2014. – Т. 2. – С. 13-18.

404. Шашенко, А.Н. Устойчивость подземных выработок на больших глубинах / А.Н. Шашенко, А.В. Солодянкин, А.В. Смирнов // Научно-технический и производственный горный журнала Казахстана: Типография «Pride print». – № 6 (110). – 2014. – С. 24-28.

405. Шашенко, А.Н. Геомеханическое сопровождение горных работ в угольных шахтах / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, А.В. Смирнов // Научно-технический и производственный горный журнал Казахстана. – Типография «Pride print». – № 7. – 2014. – С. 14-17.

406. Смирнов, А.В. Результаты работы угольного блока ДТЭК и перспективы его развития / А.В. Смирнов // Уголь Украины. – 2014. – № 8. – С. 4-7.

407. Смирнов, А.В. Оценка величины коэффициента разрыхления пород приконтурной области в выработках с пучащей почвой / А.В. Смирнов // Научно-виробничий журнал: Кременчук, КрНУ. – 2014. – Випуск 2 (14). – С. 80-84.

408. Smirnov, O. Main directions in roof bolting technology development at DTEK mines / O. Smirnov, V. Pilyugin // Progressive technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining. – Published by: CRC Press/Balkema. – 2014 Taylor & Francis Group, London, UK. – P. 1-5.

409. Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Смирнов А.В. Обеспечение устойчивости протяженных выработок на больших глубинах // Горный вестник Узбекистана. – 2014. – № 3 (58). – С. 69-73.

410. Сдвижкова, Е.А. Анализ закономерностей формирования нагрузки на крепь при проектировании монтажных камер струговых лав в условиях шахт Западного Донбасса / Е.А. Сдвижкова, Д.В. Бабец, А.В. Смирнов // «Науковий вісник НГУ»: Днепропетровск. – 2014. – № 5. – С. 26-32.

411. Шашенко А.Н, Сдвижкова Е.А., Смирнов А.В. Современные методы геомеханических исследований при ведении горных работ // Горный вестник Узбекистана. – 2014. – № 59 (4). – С. 84-87.

412. Шашенко. А.Н. Пучение пород почвы в выработках угольных шахт / А.Н. Шашенко, А.В. Солодянкин, А.В. Смирнов А.В. [монография]. Днепропетровск: ЛизуновПресс, 2015. – 256 с.

413. Smirnov, A. Substantiation of coal extraction selective technique implementation in flat seams with thickness of 0,5-0,8 m / A. Smirnov, Y. Cherednichenko and V. Bondarenko // 23rd World Mining Congress, Montreal, Quebec, Canada. – P. 174-183.

414. Сдвижкова, Е.А. Обобщение результатов моделирования геомеханических процессов в породном массиве при монтаже и демонтаже струговых лав в условиях шахт Западного Донбасса с целью разработки типовых материалов проектирования монтажных и демонтажных камер / Е.А. Сдвижкова, Д.В. Бабец, А.В. Смирнов, Ю.Я. Чередниченко // «Форум гірників - 2013». Дніпропетровськ: Національний гірничий університет. – 2013. – Т. 2. – С. 257-264.

415. Солодянкин, А.В. К вопросу о вывалообразовании, как форме катастрофического проявления горного давления в условиях больших глубин разработки / А.В. Солодянкин, А.В. Смирнов, А.В. Мартовицкий // Техногенні катастрофи: моделі, прогноз, запобігання: Матеріали 3-ї міжнародної науково-технічної конференції 22-24 травня 2013 р. – Д: НГУ. – 2013. – С. 80-90.

416. Смирнов, А.В. Влияние угла падения угольного пласта на устойчивость пород почвы парных штреков / А.В. Смирнов, В.В. Панченко // «Форум гірників-2014»: матеріали міжнар. конф. Дніпропетровськ: ТОВ «ЛізуновПрес». – 2014. – С. 6-13.

417. Солодянкин, А.В. Оценка геомеханических условий и состояния протяженных горных выработок шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» / А.В. Солодянкин, А.В. Мартовицкий, А.В. Смирнов // Инженерный вестник Дона. – 2015. – № 2, ч. 2. Режим доступа: <http://ivdon.ru/ru/magazine/archive/n2p2y2015/2933>

418. Смирнов, А.В. Напряженно-деформированное состояние породного массива в окрестности выработки с комбинированной крепью / А.В. Смирнов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – № 6. – 2015. – С. 116-120.

419. Смирнов, А.В. Численное моделирование процесса вспучивания пород почвы в выработках угольных шахт / А.В. Смирнов, А.Ю. Король // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 7. – С. 298-305.

420. Смирнов, А.В. Особенности напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности системы «лава-парные штреки» / А.В. Смирнов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 8. – С. 37-45.

421. Солодянкин, А.В. Обоснование эффективных решений по поддержанию протяженных выработок на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» на основе оценки геомеханических условий / А.В. Солодянкин, А.В. Мартовицкий, А.В. Смирнов // Науковедение. – 2015. – Том 7, № 2. – 14 с. Режим доступа: <http://naukovedenie.ru/PDF/13TVN315.pdf>

422. Смирнов, А.В. Исследования геомеханических процессов в приконтурном массиве горных выработок / А.В. Смирнов // Научное обозрение. – 2015. – № 15. – С. 143-152. (Импакт-фактор РИНЦ)

423. Sdvyzhkova, O. Rock state assessment at initial stage of longwall mining in terms of poor rocks of Western Donbass / O. Sdvyzhkova, D. Babets, K. Kravchenko, A. Smirnov // Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining 2015 (A Balkema book). – D.: Litograf. – 2015. – p. 65-71.

424. Шашенко, А.Н. Методика решения задачи об устойчивости выработки с комбинированной крепью АСН-А / А.Н. Шашенко, К.В. Кравченко, А.З. Прокудин, А.В. Смирнов // Вісник Криворізького національного університету. – 2015. – Вип. 39. – С.24-28.

425. Смирнов, А.В. Обобщение натурных исследований процесса деформирования породного массива в окрестности протяженных выработок / А.В. Смирнов // Известия вузов. Горный журнал. – 2015. – № 5. – С. 75-80.

426. Смирнов, А.В. Оценка условий разработки и состояния протяженных выработок шахт ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» / А.В.Смирнов // Устойчивое развитие горных территорий. – 2015. – № 2 (24). – С.5-11.

427. Смирнов, А.В. Геомеханическая модель развития деформационных процессов в забое одиночной горизонтальной выработки / А.В. Смирнов // Известия ТулГУ. Технические науки. – 2015. – Вып. 7. Ч.1. – С. 206-213.

428. Смирнов, А.В. Экономическая оценка применения систем комбинированной крепи капитальных выработок угольных шахт / А.В. Смирнов, А.Е. Григорьев // Научные ведомости Белгородского государственного университета. Серия: Естественные науки. – 2015. – № 21 (218). – Вып. 33. С. 132-136.

429. Sdvyzhkova, O.O. Determining the displacements of rock mass nearby the dismantling chamber under effect of plow longwall / O.O. Sdvyzhkova, D.V. Babets, K. Kravchenko, A.V. Smirnov // Scientific bulletin of National Mining University. – 2016. – No. 2. – pp. 34-42.

430. Барабаш, М.В. Внедрение рамно-анкерных видов крепи на шахтах компании ДТЭК и разработка нормативных документов на их проектирование / М.В. Барабаш, С.А. Воронин, С.В. Мкртчян, А.В. Смирнов, В.И. Пилюгин // «Форум гірників-2016». Матеріали міжнар. конф. Дніпропетровськ: ТОВ «ЛізуновПрес». – 2016. – Т. 1. – С. 39-46.

431. Барабаш, М.В. Оценка экономической эффективности внедрения рамно-анкерной крепи на шахтах ДТЭК Энерго / М.В. Барабаш, С.А. Воронин, С.В. Мкртчян, А.В. Смирнов, В.И. Пилюгин // «Форум гірників-2016». Матеріали міжнар. конф. Дніпропетровськ: ТОВ «ЛізуновПрес». – 2016. – Т. 1. – С. 46-49.

432. Смирнов, А.В. Оценка экономической эффективности использования различных вариантов конструкции крепи типа АСН-А / А.В. Смирнов // «Форум гірників-2016». Матеріали міжнар. конф. Дніпропетровськ: ТОВ «ЛізуновПрес». – 2016. – Т. 1. – С. 46-49.

433. Шашенко, А.Н. Геомеханические аспекты выбора параметров комбинированных крепей капитальных выработок / А.Н. Шашенко, А.З. Прокудин, А.В. Смирнов // «Уголь Украины». – 2017. – № 4. – С. 11-15.

434. Шашенко, А.Н. Обоснование необходимой ширины охранного устройства при повторном использовании подготовительных выработок в угольных шахтах / А.Н. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, А.В. Смирнов // Горный информационно-аналитический бюллетень. М.: – 2017. – № 6. – С. 235-243.

435. Шашенко, А.Н. Геомеханическая и экономическая оценка ширины охранного устройства при повторном использовании подготовительных выработок в угольных шахтах / А.Н. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, А.В. Смирнов // Безопасность труда в промышленности. М.: – 2017. – № 8. – С. 16-20.

436. Смирнов, А.В. Геомеханическая модель процесса вспучивания пород почвы в выработках угольных шахт / А.В. Смирнов, В.Н. Захаров, А.В. Харченко // Горный журнал – 2017. – № 11. – С. 33-36.

437. Смирнов, А.В. Обеспечение устойчивости подготовительных выработок в сложных горно-геологических условиях / А.В. Смирнов, А.П. Аверин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 12. – С. 28-36. DOI: 10.25018/0236-1493-2017-12-0-28-36.

438. Шашенко, А.Н. Оценка начального поля напряжений при проектировании подземных выработок / А.Н. Шашенко, А.В. Смирнов, Н.В. Хозяйкина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 12. – С. 37-49. DOI: 10.25018/0236-1493-2017-12-0-37-49.

439. Смирнов, А.В. Натурные измерения в откаточных штреках ГП «Угольная компания «Краснолиманская» / А.В. Смирнов, А.И. Дубовик // Маркшейдерский вестник – 2017. – № 6 (121). – С. 55-57.

440. Pivnyak, G. Some aspects of the software simulation implementation in thin coal seams mining / G. Pivnyak, R. Dychkovskiy, A. Smirnov & Yu. Cherednichenko // Proceedings of the international forum on energy efficiency, Dnipropetrovsk, Ukraine, October 2013 // Balkema. Taylor & Francis Group, London, UK. – 2013 – P. 1-10.

441. Смирнов, А.В. Эволюция современных систем разработки тонких пологих угольных пластов длинными очистными забоями / А.В. Смирнов, В.И. Пилюгин // Розробка родовищ: щорічний наук.-техн. зб. – Дніпропетровськ: Літограф. – 2015. – С. 7-14.

442. Смирнов, А.В. Практическая геомеханика на шахтах ДТЭК: взгляд в будущее / А.В. Смирнов, В.И. Пилюгин // «Форум гірників-2015» Матеріали міжнар. конф. Дніпропетровськ: ТОВ «ЛізуновПрес». – 2015. – Т. 1. – С. 18-31.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение А

СОГЛАСОВАНО:

Проректор по научной работе
Государственный ВУЗ
«Национальный горный университет»
д.т.н., профессор
А.С. Бешта
2015 г.



УТВЕРЖДАЮ:

Генеральный директор
ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»
А. Воронин
2015 г.



РЕКОМЕНДАЦИИ

по применению и технологическим параметрам многослойных комбинированных крепей с заполнением закрепного пространства твердеющими составами в условиях шахты имени Героев Космоса ШУ имени ГЕРОЕВ КОСМОСА ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»

Разработчики: Выгодин М.А.
Коваленко В.В.
Смирнов А.В.
Прокудин А.З.
Гаркуша В.С.

Днепропетровск – Павлоград

2015

Приложение Б

СОУ 10.1.05411357.010:2014

СТАНДАРТ МІНІСТЕРСТВА ЕНЕРГЕТИКИ ТА ВУГІЛЬНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ

СИСТЕМА ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ НАДІЙНОГО ТА БЕЗПЕЧНОГО ФУНКЦІОНУВАННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ІЗ АНКЕРНИМ КРІПЛЕННЯМ

ЗАГАЛЬНІ ТЕХНІЧНІ ВИМОГИ

Міненерговугілля України
Київ

ПЕРЕДМОВА

1. РОЗРОБЛЕНО: Інститутом геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НА України

РОЗРОБНИКИ: А.Булат, академік НАН України, д-р техн. наук (керівник); **О.Круковський**, д-р техн. наук (відповідальний виконавець); **Ю.Булiч**; **А.Бурко**; **О.Вiвчаренко**, канд. техн. наук; **О.Демiденко**; **А.Деньгiн**, канд. техн. наук; **С.Куриосов**, д-р техн. наук; **С.Лещiнський**; **В.Пiлюгiн**, д-р техн. наук; **І.Попов**; **О.Рябцев**, канд. техн. наук; **І.Слащов**, канд. техн. наук; **А.Смiрнов**, канд. пол. нау; **В.Хворостян**; **Ю.Череднiченко**, канд.техн. наук; **І.Яценко**, канд. техн. наук.

2 ПРИЙНЯТО ТА НАДАНО ЧИННОСТІ: наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України від 10.11.2014 р. № 801

3 НА ЗАМІНУ СОУ 10.1.05411357.010:2008 “Система забезпечення надійного безпечного функціонування гірничих виробок із анкерним кріпленням. Загальні технічні вимоги”.

4 ПОГОДЖЕНО листом Державної служби гірничого нагляду та промислової безпеки України (Держгірпромнагляд України) від 27.11.2014 р. № 8539/0/2-3а/6/14

Право власності на цей документ належить Міністерству енергетики та вугільної промисловості України. Відтворювати, тиражувати чи розповсюджувати документ повністю або частково на будь-яких носіях інформації без офіційного дозволу Міністерства енергетики та вугільної промисловості України не дозволяється.

Зміст

Вступ	1
1 Сфера застосування	1
2 Нормативні посилання	3
3 Терміни та визначення понять, скорочення та позначки	5
4 Загальні положення	7
5 Класифікація та умови застосування анкерного кріплення.....	11
6 Проектування анкерних і анкерно-рамних конструкцій кріплення гірничих виробок.....	22
7 Вимоги до передпроектних робіт.....	23
8 Вимоги до проектування анкерного кріплення	28
9 Вимоги до спорудження виробок із анкерним кріпленням	40
10 Вимоги до експлуатації виробок із анкерним кріпленням	41
11 Вимоги до матеріалів, виробів, які застосовують при зведенні конструкцій анкерного кріплення	52
12 Вимоги до випробувань анкерного кріплення та його елементів ..	57
13 Вимоги до моніторингу виробок із анкерним та анкерно-рамним кріпленням	61
Додаток А. Журнал гірничої виробки із анкерним кріпленням	66
Додаток Б. Інструкції розрахунку параметрів анкерного та анкерно-рамного кріплення.....	81
Додаток В. План-карта спорудження гірничої виробки із анкерним кріпленням	83
Додаток Г. Бібліографія	

Приложение В

COY 10.1.05411357.012:2014

**СТАНДАРТ МИНИСТЕРСТВА ЭНЕРГЕТИКИ И УГОЛЬНОЙ
ПРОМЫШЛЕННОСТИ УКРАИНЫ**

**ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ КОМБИНИРОВАННОЙ
РАМНО-АНКЕРНОЙ КРЕПИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

МИНЭНЕРГОУГЛЯ УКРАИНЫ

КИЕВ – 2014

УДК 622.28

УКНД 73.020

ПРЕДИСЛОВИЕ

1 РАЗРАБОТАНО: Институт геотехнической механики им. М.С. Полякова НАН Украины (ИГТМ), НПЦ ООО «ДТЭК»

РАЗРАБОТЧИКИ: Булаг А.Ф. (научный руководитель), Круковский А.П., Булич Ю.Ю., Бурков А.О.; Лещинский С.А.; Хворостян В.А. (ИГТМ); Смирнов А.В., Чередниченко Ю.Я., Пилюгин В.И., Демиденко А.Г., Щедрин В.А (ООО «ДТЭК»).

2 УТВЕРЖДЕНО И ВВЕДЕНО В ДЕЙСТВИЕ: приказ Министерства энергетики и угольной промышленности Украины от « 29 » декабря 2014 г. № 908.

3 ВВЕДЕНО ВПЕРВЫЕ

4 СОГЛАСОВАНО: письмо Государственной службы горного надзора и промышленной безопасности Украины (Госгорпромнадзор Украины) от « 27 » ноября 2014 г. № 8540/0/2-3а/6/14

Право собственности на настоящий документ принадлежит Министерству энергетики и угольной промышленности Украины. Воспроизводить, тиражировать или распространять документ без официального разрешения Министерства энергетики и угольной промышленности Украины запрещено.

СОДЕРЖАНИЕ

	Предисловие	1
	Содержание	2
1.	Область применения	3
2.	Нормативные ссылки	4
3.	Термины, определения, сокращения и обозначения	5
4.	Общие положения	8
5.	Область применения комбинированных рамно-анкерных крепей	10
6.	Проектирование комбинированного рамно-анкерного крепления подготовительных выработок	11
6.1.	Общие требования	11
6.2.	Расчет средневзвешенной прочности пород на контуре выработки	11
6.3.	Расчет свободных смещений контура выработки	12
6.4.	Прогноз удельной нагрузки на крепь выработок	12
6.5.	Предварительный расчет плотности рамной крепи	13
6.6.	Определение степени упрочнения вмещающего выработку массива сталеполимерными анкерами первого уровня	13
6.7.	Окончательный выбор основных параметров комбинированной рамно-анкерной крепи	16
6.8.	Составление паспорта (паспортов) крепления выработки рамно-анкерной крепью	17
6.9.	Окончательный выбор паспорта крепления	23
7.	Контроль качества установки анкерной крепи и мониторинг состояния горных выработок	24
8.	Основные меры безопасности при установке рамно-анкерной крепи горных выработок	25
9.	Приложение 1	26

Приложение Г

СОГЛАСОВАНО:
 Проректор по научной работе
 Государственный ВУЗ
 «Национальный горный университет»
 д.т.н., профессор
 А.С. Бешта
 «02» _____ 2015 г.



УТВЕРЖДАЮ:
 Генеральный директор
 ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»
 С.А. Воронин
 «02» _____ 2015 г.



МЕТОДИКА

численного моделирования параметров и технологии сооружения
 комбинированной крепи типа АСН-А
 (арка + сетка + набрызгбетон + анкер)

Разработчики: Шашенко А.Н.
 Смирнов А.В.
 Бабец Д.В.
 Прокудин А.З.

Днепропетровск – Павлоград

2015

Приложение Д

СОГЛАСОВАНО:

Проректор по научной работе
Государственный ВУЗ
«Национальный горный университет»
д.т.н., профессор
А.С. Бешта



УТВЕРЖДАЮ:

Генеральный директор
ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»
С.А. Воронин
2015 г.



РЕКОМЕНДАЦИИ

по выбору параметров технологии проведения парных выработок при струговой технологии отработки угольных пластов для условий шахт
ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»

Разработчики: Шашенко А.Н.
Сдвижкова Е.А.
Смирнов А.В.
Бабец Д.В.
Кравченко К.В.
Логунов Д.М.

Днепропетровск – Павлоград

2015

Приложение Е

УТВЕРЖДАЮ:

Директор по добыче угля

ООО «ДТЭК ЭНЕРГО»

М.В. Барабаш

АКТ

внедрения результатов диссертационной работы А.В. Смирнова
**«Геомеханическое обоснование безопасной технологии подземной
 добычи угля в неустойчивых вмещающих породах»**
 на предприятиях ООО «ДТЭК ЭНЕРГО»

Результаты исследований, выполненных в диссертационной работе **Андрея Викторовича Смирнова**, представленной на соискание ученой степени доктора технических наук, позволили:

– разработать и внедрить в производство высокоэффективную технологическую схему струговой выемки без постоянного присутствия людей в очистном забое для горно-геологических условий залегания маломощных угольных пластов, залегающих в неустойчивых вмещающих породах;

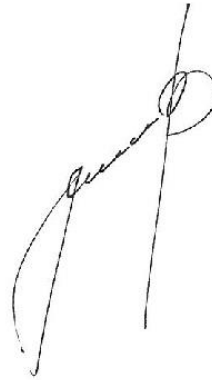
– разработать и внедрить эффективную технологию 2-х уровневой комбинированной рамно-анкерной крепи капитальных и повторно используемых участков выработок.

Международная вертикально интегрированная компания ООО «ДТЭК ЭНЕРГО» осуществляет добычу угля подземным способом на шахтах Украины, а также на 2 шахтах, расположенных на территории России (Восточный Донбасс). На шахтах Западного Донбасса были выполнены геомеханические исследования особенностей деформирования приконтурного угленосного массива в окрестности протяженных выработок, а также проанализированы деформационные процессы модели протяженной выработки и формирования нагрузки на крепь. По их результатам были применены новые технологические схемы и технологии на шахтах компании, позволившие получить значительный экономический эффект.

Применение **новой технологической схемы струговой выемки** привело к повышению уровня добычи из очистного забоя, снижению зольности добываемого угля и сокращению эксплуатационных затрат на участке. Фактический экономический эффект, достигнутый за счет применения новой технологической схемы отработки лав, составил за период с 2013 по 2016 год 599,15 млн. грн. **(22,19 млн. USD)**.

Применение новой технологии 2-х уровневое комбинированного рамно-анкерного крепления повторно используемых участковых выработок в сочетании с их охраной накатными полосами позволило успешно выполнить годовые задания по добыче при минимальных объемах проведения, уменьшить затраты на поддержание штреков, повысить среднесуточную добычу из очистных забоев, снизить трудоемкость и время выполнения концевых операций. Фактический экономический эффект, достигнутый за счет применения новой технологии, составил за 2016 и 2017 г. 149,85 млн. грн. (5,55 млн. USD).

Руководитель департамента по
техническому развитию



М.В. Шишов