

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Санкт-Петербургский горный университет»

*На правах рукописи*

Носов Александр Алексеевич



ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ДЕМОНТАЖА ОЧИСТНЫХ  
КОМПЛЕКСОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С  
НЕУСТОЙЧИВЫМИ ПОРОДАМИ НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ

Специальность 2.8.8. Геотехнология, горные машины

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель:  
кандидат технических наук, доцент  
Карпов Г.Н.

Санкт-Петербург – 2023

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	5
<b>ГЛАВА 1 АНАЛИЗ МИРОВОГО ОПЫТА ВЕДЕНИЯ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ</b> .....	11
1.1 Технологии формирования монтажных камер при разработке пологих угольных пластов .....	11
1.2 Анализ видов работ при демонтаже механизированных комплексов .....	16
1.3 Оценка причин увеличения сроков монтажно-демонтажных работ.....	22
1.4 Возможные пути сокращения продолжительности монтажных работ... 26	26
1.4.1 Способы повышения устойчивости пород непосредственной кровли монтажных камер .....	26
1.4.2 Использование полимерных сетчатых перекрытий.....	31
1.4.3 Альтернативный способ формирования монтажных камер в условиях неустойчивых пород непосредственной кровли.....	33
1.5 Выводы по главе 1 .....	39
<b>ГЛАВА 2 ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НА ЭКВИВАЛЕНТНЫХ МАТЕРИАЛАХ</b> .....	41
2.1 Исходные горно-геологические условия моделирования. Расчет необходимых физико-механических свойств эквивалентных материалов.....	41
2.2 Проверка рецептуры изготовления эквивалентных материалов .....	47
2.3 Проверка физико-механических свойств эквивалентных материалов .....	51
2.4 Изготовление модели механизированной крепи.....	59
2.5 Изготовление модели. Подготовительные операции.....	61
2.6 Вычисление тарировочного коэффициента датчиков МГД-3 .....	65
2.7 Отработка модели эквивалентных материалов .....	67
2.8 Выводы по главе 2 .....	76
<b>ГЛАВА 3 АНАЛИТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ</b> .....	78

3.1	Разработка геомеханической модели для проведения компьютерного моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород при реализации предложенной технологии формирования демонтажной камеры .....	78
3.2	Разработка геомеханической модели для проведения компьютерного моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород при реализации предложенной технологии формирования демонтажной камеры .....	81
3.3	Подготовка проведения компьютерного моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород при реализации предложенной технологии формирования демонтажной камеры .....	82
3.4	Анализ результатов компьютерного моделирования НДС МГП в окрестности демонтажной камеры.....	94
3.5	Влияние глубины расположения демонтажной камеры на глубину заделки закладочного массива .....	101
3.6	Выводы по главе 3 .....	102

## **ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДУЕМАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ДЕМОНТАЖА ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ В УСЛОВИЯХ НЕУСТОЙЧИВЫХ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ .....**

4.1	Обоснование подготовительных решений по реализации предлагаемой технологии .....	104
4.1.1	Расчет размеров закладываемой горной выработки .....	104
4.1.2	Расчет анкерного крепления горной выработки .....	111
4.1.3	Проветривание проводимой горной выработки.....	125
4.1.4	Характеристика типов закладочных массивов .....	130
4.1.5	Виды закладочных материалов .....	131
4.1.6	Приготовление литой закладочной смеси.....	141
4.1.7	Расчет трубопроводного транспорта закладочной смеси в самотечном режиме.....	145
4.1.8	Изоляция закладываемого пространства.....	152
4.1.9	Определение параметров межблоковой опалубки.....	157
4.2	Порядок и организация работ по демонтажу оборудования очистного механизированного комплекса .....	161

4.2.1	Формирование демонтажной камеры.....	161
4.2.2	Порядок демонтажа очистного механизированного комплекса.....	164
4.2.3	Демонтаж секций механизированной крепи .....	167
4.2.4	Меры безопасности горнорабочих при ведении демонтажных работ .....	171
4.3	Оценка экономической эффективности применения рекомендуемой технологии .....	174
4.3.1	Календарный план выполнения работ.....	175
4.3.2	Расчет трудоемкости работ.....	179
4.3.3	Расчет экономической эффективности .....	180
4.4	Выводы по главе 4 .....	189
	<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ</b> .....	191
	<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ</b> .....	193
	<b>ПРИЛОЖЕНИЕ А Акт о внедрении результатов диссертации</b> .....	206
	<b>ПРИЛОЖЕНИЕ Б Патент на способ формирования демонтажной камеры</b> .....	207
	<b>ПРИЛОЖЕНИЕ В Свидетельство о государственной регистрации программы на ЭВМ</b> .....	208



## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность темы исследования.** Наиболее эффективной схемой работы современных угольных шахт, характеризующейся низкой себестоимостью добычи и высокой производительностью труда, в настоящее время в России является схема «шахта-лава». Высокий уровень надежности и технические характеристики современного очистного оборудования вполне позволяют поддерживать нагрузку на очистной забой на уровне выше 10 000 тонн в сутки, а в рекордные периоды – свыше 50 000 тонн угля в сутки. Вместе с тем, в случае остановки подвигания лавы, шахта неминуемо терпит экономический ущерб, достигающий 80 и более миллионов рублей за одни сутки.

В результате анализа ситуации на современных шахтах России и мира установлено, что среди возможных причин остановки лавы следует выделить остановки в период ремонта очистного комплекса на новый выемочный участок. Данный период относится к числу неизбежных простоев, связанных, по меньшей мере, с необходимостью проведения планового ремонта очистного оборудования. Продолжительность простоев в данном случае составляет 40-60 суток, что в 2,5-4 раза превышает технически требуемую, а в отдельных случаях может достигать 180 суток и более. Размер экономического ущерба при этом достигает десятков и сотен миллионов рублей в год.

Наиболее трудоёмким и характеризующимся продолжительными простоями этапом ремонта очистного оборудования является демонтаж. Основной причиной увеличения продолжительности демонтажа являются затраты времени и труда на ликвидацию последствий и профилактику обрушений кровли в демонтажной камере. В отдельных случаях данные операции отнимают более 80 % от общего времени работ, причем основной причиной обрушения пород кровли в рабочее пространство демонтажной камеры является их низкая устойчивость.

При изучении опыта ведения демонтажных работ установлено, что слабая устойчивость пород непосредственной кровли над местом демонтажа является

следствием воздействия на неё как природных, так и техногенных факторов, т.е. как геологическим строением, так и опорным давлением лавы.

**Степень разработанности темы исследования.** Существенный вклад в решение вопросов, связанных с предотвращением обрушений пород кровли очистных забоях и совершенствованием технологий демонтажа лав, внесли: А.А. Борисов, С.Т. Кузнецов, В.П. Зубов, Б.К. Мышляев, И.А. Ермакова, Г.Н. Карпов, В.В. Климов, а также зарубежные исследователи: С. Тадолини, Д. Ойлер и др.

Важно отметить, что повышение трещиноватости пород непосредственной кровли над демонтажной камерой, в том числе в случае природной неустойчивости, происходит на этапе формирования демонтажной камеры при всех известных вариантах технологий формирования. Таким образом, к настоящему времени не исследованы вопросы, связанные с обоснованием технологий демонтажа в условиях неустойчивых пород кровли, потому в основу рекомендуемой технологии следует заложить иной принцип формирования демонтажной камеры, позволяющий исключить или максимально снизить влияние неустойчивых пород на технологический процесс.

Содержание диссертации соответствует **паспорту научной специальности** по п.1 «Научные основы создания и развития технологий и оборудования для комплексного освоения и сохранения недр в различных горно-геологических и природно-климатических условиях.», п.5 «Способы вскрытия шахтных (карьерных) полей, их подготовки, системы разработки, комплексная механизация, технологические процессы добычи твердых полезных ископаемых».

**Объект исследования.** Технологические схемы демонтажных работ в условиях неустойчивых пород непосредственной кровли.

**Предмет исследования.** Минимально необходимая толщина и глубина заделки искусственного перекрытия и факторы, влияющие на данные параметры.

**Цель работы.** Сокращение продолжительности простев очистных механизированных комплексов на «шахтах-лавах» при ведении демонтажных работ в условиях неустойчивых пород кровли.

**Идея работы.** Поставленная цель достигается за счет замещения неустойчивых пород непосредственной кровли на закладочный массив, исключая обрушение пород кровли в пространство демонтажной камеры, что приводит к сокращению затрат времени на демонтаж.

**Задачи исследования:**

1. Анализ мирового опыта ведения демонтажных работ в лавах пологих пластов.

2. Разработка технологии, позволяющей обеспечить повышение эффективности демонтажа в рассматриваемых горно-геологических и горнотехнических условиях.

3. Исследование геомеханических процессов, происходящих в окрестности демонтажной камеры, формируемой согласно рекомендуемой технологии, путем проведения физического и компьютерного моделирования.

4. Разработка рекомендаций по определению параметров рекомендуемой технологии.

5. Оценка экономической эффективности рекомендуемой технологии и определение области её рационального применения.

**Научная новизна работы:**

1. Установлен характер распределения напряжений в окрестности демонтажной камеры, формируемой под закладочным массивом согласно рекомендуемой технологии.

2. Получены зависимости глубины заделки закладочного массива впереди конечного положения очистного забоя от глубины ведения горных работ для пластов различной мощности.

**Теоретическая и практическая значимость работы:**

1. Доказана возможность сокращения сроков демонтажа не менее чем на 58% за счет применения рекомендуемой технологии, исключая отрицательное влияние неустойчивых пород непосредственной кровли на технологический процесс.

2. Применение рекомендуемой технологии позволяет увеличить годовую прибыль предприятия не менее чем на 10% за счет сокращения продолжительности простоев очистного оборудования.

3. Замещение неустойчивых пород кровли более прочным закладочным массивом позволяет повысить безопасность труда горнорабочих.

4. Разработаны рекомендации относительно основных параметров закладочного массива, возводимого над будущим местом демонтажа и способов его возведения.

5. Разработаны расчетные схемы компьютерного и физического моделирования напряженного состояния массива в окрестности демонтажной камеры, формируемой согласно рекомендуемой технологии.

6. Определена область рационального применения рекомендуемой технологии.

7. Результаты диссертационных исследований приняты в качестве альтернативной технологии в проектной и экспертной работе ООО «СПб-Гипрошахт», что подтверждается актом об использовании результатов кандидатской диссертации от 25.05.2022 г.

**Методология и методы исследования.** Исследования были проведены с применением комплексного подхода, включающего: анализ опыта и научно-технической литературы по рассматриваемому вопросу; разработку рекомендуемой технологии; проведение компьютерного и физического моделирования для получения основных зависимостей и определения параметров рекомендуемой технологии; расчет экономической эффективности её применения для различных условий.

**На защиту выносятся следующие положения:**

1. Использование при интенсивной отработке угольных пластов с неустойчивыми породами непосредственной кровли разработанной технологии демонтажа очистных механизированных комплексов, включающей проведение вспомогательной выработки в породах непосредственной кровли над трассой

проведения демонтажной камеры, возведение во вспомогательной выработке закладочного массива и выполнение демонтажных работ под искусственным перекрытием, позволяет не менее чем на 58% сократить продолжительность простоев очистного оборудования в период его ремонта.

2. Безаварийное состояние демонтажной камеры, сформированной с использованием предлагаемой технологии, обеспечивается при глубине заделки искусственного перекрытия, определяемой в зависимости от глубины ведения работ и мощности пласта, и высоте закладочного массива, отвечающей требованиям его устойчивости в местах наибольшего обнажения и технологичности возведения.

3. Применение рекомендуемой технологии целесообразно в условиях отработки пологих угольных пластов мощностью до 5 м с неустойчивыми породами непосредственной кровли и глубиной ведения работ до 295 м.

**Степень достоверности результатов исследования** обеспечивается использованием современных надежных методов исследований и обработки полученной информации; высокой сходимостью результатов исследований, полученных при компьютерном и физическом моделировании напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности демонтажной камеры, а также неоднократной апробацией результатов в кругу представителей научного сообщества.

**Апробация результатов.** Основные положения и результаты работы были представлены на следующих семинарах и конференциях: X Всероссийская научно-практическая конференция «Инновационные направления в проектировании горнодобывающих предприятий: эффективное освоение месторождений полезных ископаемых», 16.10.2020 г.; IV Международная научно-практическая конференция «Горное дело XXI века: технологии, наука, образование», 26.10-28.10.2021 г.

**Личный вклад автора:** сформулированы цель, идея и задачи диссертационного исследования; разработаны расчетные схемы и методики компьютерного и физического моделирования напряженно-деформированного

состояния (НДС) массива горных пород (МГП) в окрестности демонтажной камеры. Проанализированы и обобщены результаты экспериментов; произведен расчет экономической эффективности применения рекомендуемой технологии и определена область её рационального использования; сформулированы защищаемые положения и основные выводы.

**Публикации.** Результаты диссертационного исследования в достаточной степени освещены в 4 печатных работах (пункты списка литературы № 22, 24, 33, 34), в том числе в 2 статьях – в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук; в 2 статьях – в изданиях, входящих в международную базу данных и систему цитирования Scopus. Получен 1 патент на изобретение и 1 свидетельство о регистрации программы для ЭВМ.

**Структура работы.** Диссертация состоит из оглавления, введения, 4 глав с выводами по каждой из них, заключения, списка используемой литературы, включающего 103 источника. Диссертация изложена на 208 страницах машинописного текста, содержит 99 рисунков и 45 таблиц.

**Благодарности.** Автор выражает глубокую благодарность и искреннюю признательность научному руководителю доценту каф. РМПИ Карпову Г.Н., доценту каф. РМПИ Ковальскому Е.Р., доценту каф. РМПИ Никифорову А.В. и доценту Сидоренко А.А.

## ГЛАВА 1 АНАЛИЗ МИРОВОГО ОПЫТА ВЕДЕНИЯ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

### 1.1 Технологии формирования демонтажных камер при разработке пологих угольных пластов

Существующие способы формирования демонтажных камер при отработке пологих угольных пластов можно разделить на две основные группы:

1. Формирование демонтажной камеры очистным забоем [1, 7, 12, 19, 23, 25, 26, 33, 36, 55, 60-63, 86];
2. Заблаговременное формирование демонтажной камеры проходческими комплексами [23, 25, 26, 33, 36, 60-63, 82, 83, 89-92, 95, 98, 100].

*Формирование демонтажной камеры очистным забоем.*

Технология создания демонтажных камер очистным механизированным комплексом успела удачно зарекомендовать себя на угледобывающих шахтах Российской Федерации и применяется практически повсеместно [1, 7, 13, 22, 23, 25-27]. Технология формирования демонтажных камер очистным механизированным комплексом проста и эффективна. Демонтажные работы начинаются с того, что, примерно за 20 выемочных циклов до остановки очистного комплекса в будущей демонтажной камере, в промежуток между секциями механизированной крепи и непосредственной кровлей устанавливается дополнительное перекрытие, которое может быть выполнено из различных материалов. Данное перекрытие необходимо для предотвращения вывалов пород непосредственной кровли при демонтаже секций механизированной крепи в пространство будущей демонтажной камеры. Затем, для расширения пространства «дорожки» демонтажной камеры, став лавного конвейера отсоединяется от секций механизированных крепей. Дальнейшая передвижка лавного конвейера будет осуществляться также при помощи домкрата секций механизированной крепи, но между домкратом и ставом лавного конвейера будет устанавливаться отрезок профиля СВП-27, длина которого обязательно должна быть равной ширине захвата

комбайна. В таком состоянии будут проходить еще 3-4 выемочных цикла комбайна и передвижка секций лавного конвейера [23].

В зависимости от характеристик непосредственной кровли принимается решение о применении того или иного типа перекрытия. Так, в основном, в качестве перекрытия применяются: деревянный брус, стальная решетка и полимерное сетчатое перекрытие [1, 23, 33, 60, 61].

В условиях, когда породы кровли пласта прочные и устойчивые, как правило, применяется перетяжка её кусками металлической сетки, закрепляемой при помощи сталеполимерных анкеров [22, 23, 33, 71]. Куски сетки укладываются на перекрытия секций механизированной крепи внахлест и, по мере подвигания линии очистного забоя кровля над секциями и за ними, полностью перетягивается дополнительным металлическим перекрытием [23]. Породы непосредственной кровли следует крепить анкерной крепью. При этом анкерование кровли демонтажной камеры бывает одно- и двухуровневым. Расчет анкерного крепления при формировании демонтажной камеры очистным забоем производится при помощи методики [58]. Анкера устанавливаются в кровлю после каждого выемочного цикла. Металлическая сетка крепится к кровле за счет установки сталеполимерных анкеров различного уровня заложения. Установка анкеров может осуществляться как при помощи лавных автоматизированных гидравлических систем типа «Facebolter 3040» и «Hydromatik», так и ручными анкероустановщиками типа «Rambor» (рисунок 1.1).



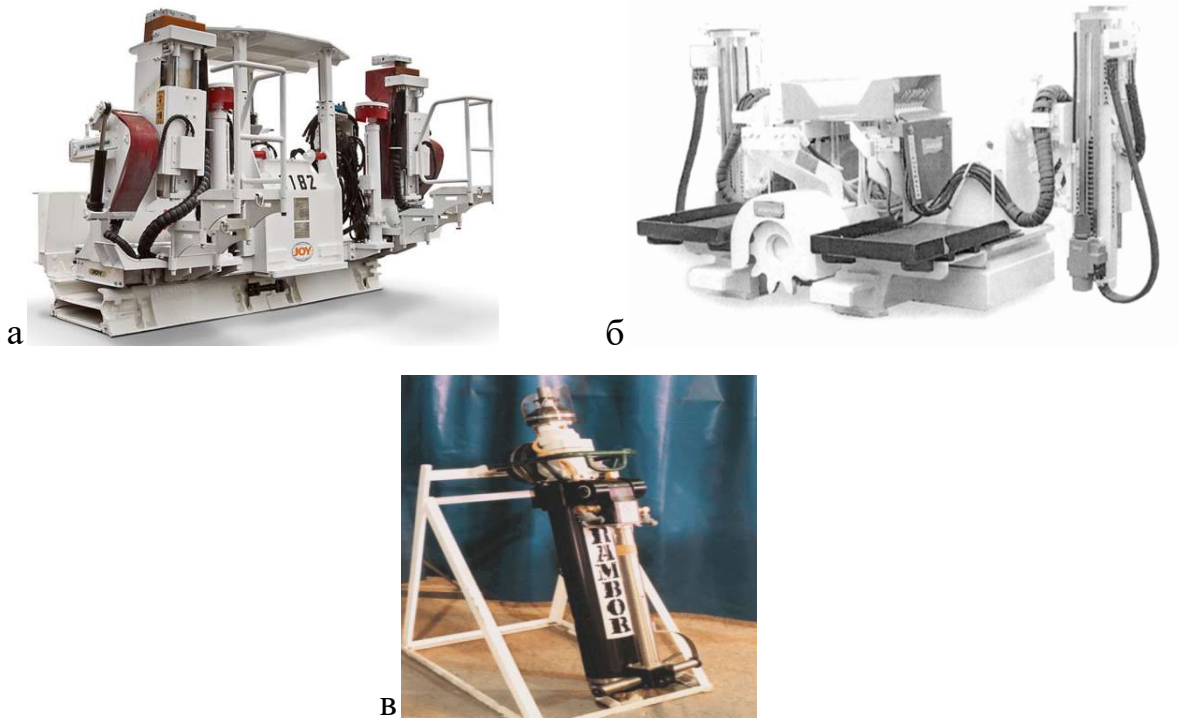


Рисунок 1.1 – Лавные анкероустановщики: а – анкероустановщик Facebolter 3040; б – анкероустановщик Hydromatik; в – ручной анкероустановщик Rambor

В качестве продольных элементов жесткости может применяться стальной канат. В сочетании с металлической сеткой, канат вплетается в ячейки металлической сетки и направляется параллельно линии забоя.

Альтернативой стальной сетке является применение бруса (брус-пластин) [23, 27, 33, 58]. В условиях применения в качестве затяжки деревянных брус-пластин, продольным элементом жесткости используют профиль СВП. Доска (брус) должна быть уложена вплотную друг с другом без разрывов как по фронту лавы, так и в поперечном направлении - стык в стык (без нахлёста). Принципиальная схема формирования демонтажной камеры с применением в качестве затяжки брус-пластин представлена на рисунке 1.2.



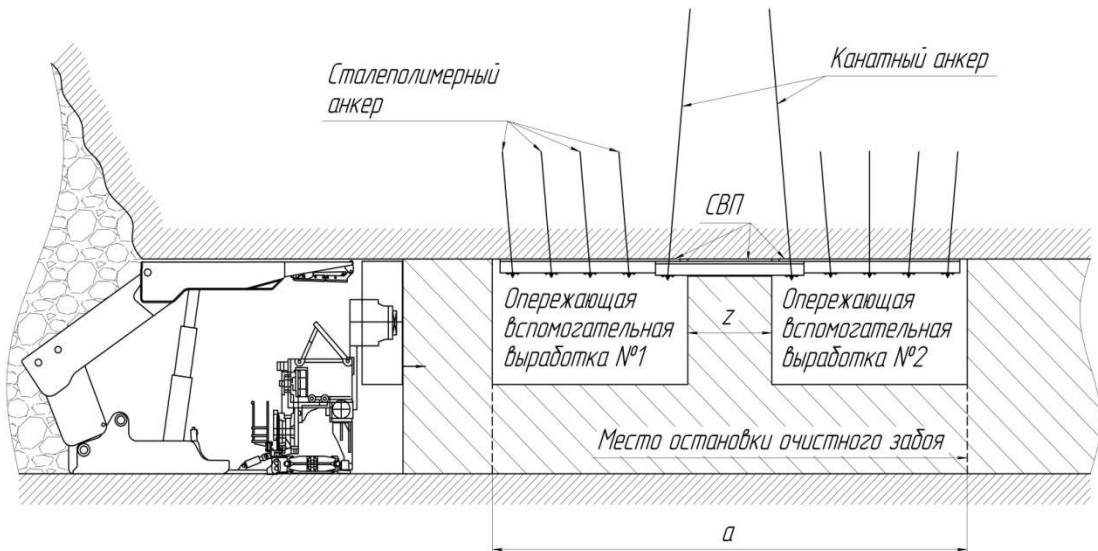


Рисунок 1.3 – Заблаговременное формирование демонтажной камеры [25]

Формируемая демонтажная печь должна быть надежно закреплена. Бок демонтажной камеры со стороны очистного механизированного комплекса, необходимо закрепить анкерами, которые возможно срезать исполнительными органами комбайна. При этом, по мере подвигания очистного механизированного комплекса, в зону опорного давления лавы неизбежно попадет как и целик между очистным комплексом, так и сама демонтажная печь, что может привести к нарушению целостности пород непосредственной кровли [23, 60, 61, 63, 67, 72, 74, 75, 77, 100, 101]. Для недопущения данного процесса сформированные демонтажные камеры дополнительно укрепляются с помощью стоек индивидуальной крепи и подхватов [1, 23, 27, 101]. Другим способом усиления крепи демонтажной печи является установка костров из круглого леса. Очистной механизированный комплекс, отработав оставшийся массив угля между положением лавы на момент завершения демонтажной камеры и самой камерой, заезжает под уже установленные перекрытия, которые в дальнейшем будут задействованы в виде элементов крепи демонтажной камеры.

В качестве альтернативы уже указанной вспомогательной крепи за рубежом применяются различные тумбы из закладочного материала, которые поддаются резанию, костры типа Link-n-lock, бетонные костры и их различные производные [23, 67, 77, 81, 82, 86, 94, 96, 101]. В [76] описан опыт применения закладки для

перехода опережающей выработки, что сопоставимо с процессом ввода механизированного комплекса в заранее подготовленную демонтажную камеру. Примеры конструкций вспомогательной крепи представлены на рисунке 1.4.

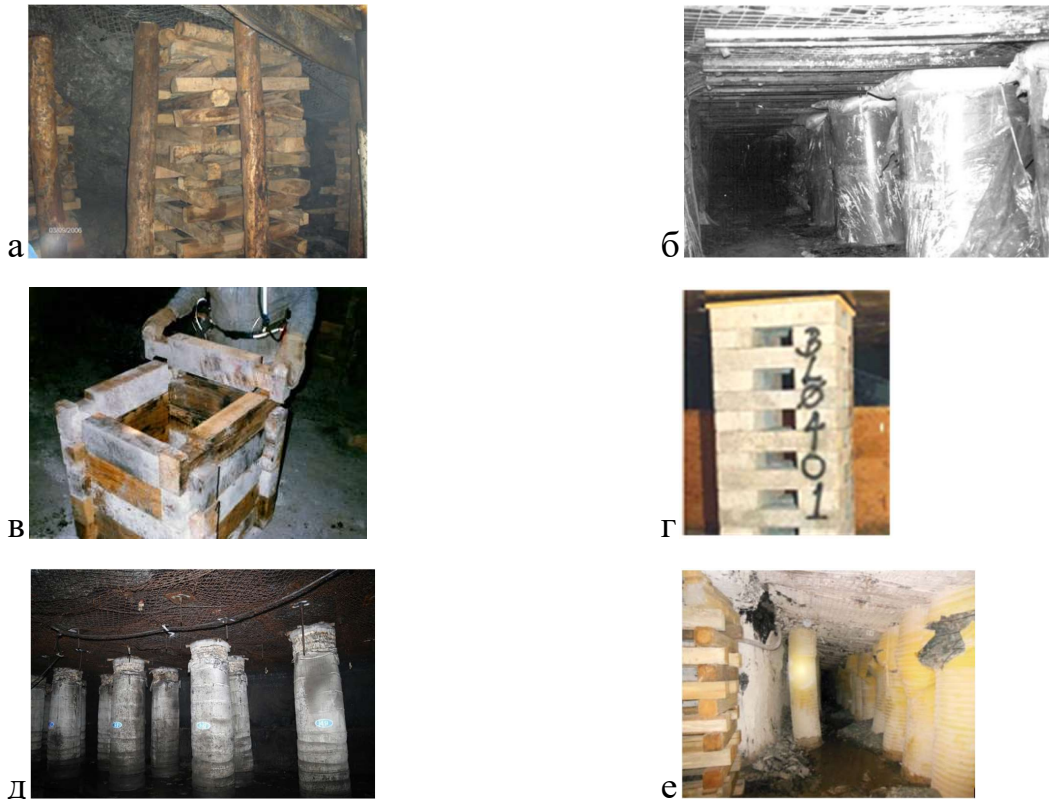


Рисунок 1.4 – Типы вспомогательной крепи, устанавливаемой в предварительно проведенной демонтажной камере: а – комбинированное крепление при помощи стоек деревянной индивидуальной крепи и кострами из круглого леса; б – тумбы из твердеющего материала, поддающиеся резанью (также применяются костры из шпального бруса); в – костры типа Link-n-lock; г – бетонные костры; г – бетонные костры; д – «наливные мешки» на твердеющей основе; е – комбинированное крепление бетонными тумбами и кострами из шпального бруса

## 1.2 Анализ видов работ при демонтаже механизированных комплексов

Этапы монтажно-демонтажных работ (МДР) выделяют на основании применения различных факторов, но основным принятым к использованию является разделение, учитывающее время ведения работ и вид процессов, осуществляемых в этот временной промежуток. На основании этого МДР разделяются на четыре основных этапа [23, 97].

Первый этап (подготовительный) демонтажа является одним из наиболее важных, так как на этом этапе планируются и составляются все виды работ,

выбирается как способ демонтажа очистного механизированного комплекса, так и способ формирования демонтажной камеры. Первый этап начинается с подготовки личного состава бригад, которые будут участвовать в демонтажных работах. Им необходимо ознакомиться со всеми видами грядущих работ и, во избежание временных задержек, продумать свои действия.

После создания демонтажной камеры начинается второй этап работ. Он характеризуется непосредственным началом демонтажа оборудования механизированного комплекса. Работы на данном этапе характеризуются тем, что демонтируется вся основная и вспомогательная аппаратура, кроме той, что может влиять на процесс управления кровлей.

Третий этап – этап завершающий демонтаж очистного комплекса. На третьем этапе (полный демонтаж механизированного комплекса) демонтируются секции механизированной крепи, которые впоследствии монтируются на следующем выемочном участке. Демонтажная камера после него более не обслуживается.

На четвертом этапе происходит монтаж оборудования и его запуск на новом выемочном столбе. В момент пуска механизированного комплекса монтажно-демонтажные работы считаются окончанными.

Затраты времени по приведенным этапам демонтажа следующие: на первый этап требуется 100 – 120 часов, на второй 24 – 36 часов, на третий 24 – 36 часов.

В состав современного очистного механизированного комплекса входят два основных набора кинематически связанных между собой механизмов:

1. Набор основного оборудования: выемочная машина (очистной комбайн или струг), секции гидрофицированной механизированной крепи, лавный скребковый конвейер, блоки управления оборудованием.

2. Набор вспомогательного оборудования: дробилка, перегружатель, насосные станции, кабелеукладчик, пусковая аппаратура, защитная аппаратура.

Нормальная работа очистного механизированного комплекса достигается путем наладки совместной работы таких систем как: электроснабжение,

оповещение и управление, пылеподавление, аэрогазовый контроль, система силовых агрегатов перемещения.

Последовательность демонтажа аппаратуры и оборудования очистного механизированного комплекса [23]:

1. Демонтаж и транспортировка концевой части ленточного конвейера;
2. Монтаж временной насосной станции и демонтаж основной, с последующей ее транспортировкой к монтажной камере, либо наоборот;
3. Демонтаж и транспортировка оборудования энергопоезда;
4. Демонтаж и транспортировка забойного конвейера и очистного комбайна в следующей последовательности: тяговые цепи, головной привод и дробилка, траковая цепь, комбайн, системы коммуникации и обеспечения безопасности, кабели и водоводы, рештачный конвейерный став и хвостовой привод. На многих шахтах предпочитают демонтировать штрековые секции крепи вместе с хвостовым приводом, устанавливая на их месте вспомогательную крепь;
5. Демонтаж и транспортировка системы освещения очистного забоя;
6. Очистка демонтажной камеры;
7. Демонтаж и транспортировка секций механизированной крепи – главная задача перемонтажа очистного механизированного комплекса из-за большого количества единиц оборудования и по причине того, что их общий вес составляет приблизительно  $2/3$  общего веса очистного комплекса [31]. От правильности принятия решения об использовании того или иного метода демонтажа секций механизированной крепи главным образом зависит успех всего перемонтажа.

Рассмотрим более детально процесс демонтажа очистного механизированного комплекса [7, 25].

Демонтаж энергопоезда начинается с разделения его на отдельные платформы, их осмотра и ревизии. Далее две получившиеся платформы увозятся на новый выемочный участок.

Демонтаж цепи лавного конвейера проходит по следующему принципу. Вначале нижняя и верхняя цепи разъединяются в районе вспомогательного привода. Затем канат выставленной лебедки присоединяется к свободному концу верхней цепи. Далее цепь при помощи включенного двигателя приводных головок лавного конвейера протягивается по ставу конвейера, и ее свободный конец вытягивается на вентиляционном штреке при помощи лебедки. Движение цепи приостанавливается через каждые двадцать метров, и осуществляется перецепка каната лебедки для подтягивания уже следующего участка цепи. После третьего цикла протягивания цепи получается отрезок примерно равный 50-60 метрам, который отделяется и подготавливается рабочими к транспортировке. Данным видом демонтажных работ занимается звено рабочих, состоящее из четырех человек. Для предупреждения травм положение каждого из рабочих четко определено. Звеньевой, совместно с другим рабочим, управляющим лебедкой, находится на сопряжении демонтажной камеры с вентиляционным штреком. На другой стороне, на сопряжении демонтажной камеры с конвейерным штреком, расположен рабочий, отвечающий за включение приводных головок лавного конвейера. Последний, четвертый рабочий, находится в ходовом отделении демонтажной камеры, под секциями крепи, и отвечает за положение верхней ветви цепи конвейера [23].

Демонтаж головного привода начинается с отсоединения приводного блока, после которого производится демонтаж крестовой рамы и переходного рештака. Демонтаж производится за счет лебедки, которая установлена на сопряжении вентиляционного штрека и демонтажной камеры. Канат лебедки должен быть перекинут через отклоняющий блок.

Хвостовая часть ленточного конвейера совместно с перегружателем и дробилкой должны быть разобраны на отдельные части и узлы, которые в определенном порядке транспортируются в выработки нового выемочного участка [23].

В данных видах демонтажных работ принимает участие звено рабочих, состоящее из трех человек. Звеньевым считается рабочий, ответственный за погрузку и транспортировку оборудования. Работы выполняются в следующем порядке: вначале выкладываются деревянные клетки для обеспечения работы выносной стрелы; далее демонтируются наклонные решетки перегружателя, приводной блок дробилки совместно с ее корпусом; демонтаж привода, машинной рамы и телескопического решета осуществляется за счет установленной лебедки; в конце аналогично демонтируется и разбирается на узлы, для удобства дальнейшей транспортировки на новый выемочный столб, хвостовая часть ленточного конвейера [18, 19, 23, 27, 32, 41, 43, 49-54, 64, 84].

Демонтаж очистного комбайна осуществляется на расстоянии 10-15 метров от сопряжения демонтажной камеры с вентиляционным штреком с использованием лебедки, расположенной под секциями механизированной крепи, и отклоняющего блока, закрепленного на анкер в борту демонтажной камеры [23].

Демонтаж производит звено рабочих из трех человек. Демонтаж очистного комбайна предусматривает его разбор на минимальное количество узлов и деталей, необходимое для удобства его транспортировки и последующей надежной сборки в монтажной камере. В первую очередь разбираются и демонтируются исполнительные органы комбайна – шнеки, после которых демонтируются поворотные редукторы и редукторы ходовых частей.

На начальном этапе работ по демонтажу очистного комбайна передвигается участок забойного конвейера длиной не более 25 метров на ширину равную захвату комбайна по линии от груди забоя к основаниям секции механизированной крепи. В дальнейшем производится демонтаж оросительной системы комбайна [23]. Затем производится обратная передвижка секций конвейера в направлении груди забоя, т.е. в обратном направлении. Далее шнеки при помощи цепей подвешиваются за анкера, которые расположены в груди забоя, и очистной комбайн подтягивается к основанию секций механизированной крепи.



После проделанных операций забойный конвейер отодвигают в первоначальное положение, и при помощи лебедки производится демонтаж поворотных редукторов.

При этом, корпус комбайна подвешивается к подъемному устройству дизелевоза и приподнимается над ставом забойного конвейера. Далее, под комбайном выкладываются деревянные костры, на которые он в последствии будет опущен. Затем демонтируются лыжи очистного комбайна и демонтированный корпус присоединяется к подъемному устройству для последующей транспортировки.

Во время демонтажа очистного комбайна и вспомогательного оборудования на сопряжении демонтажной камеры с конвейерным штреком осуществляется параллельный демонтаж систем голосовой связи, водовода, оповещения и кабели электроустановок.

Далее производится демонтаж рештачного става забойного конвейера. При этом виде работ задействовано звено рабочих из трех человек. Рештачный став разбирается, для удобства транспортировки и экономии времени, на единицы по три секции става. Транспортировка получаемых единиц осуществляется при помощи тягача, лебедок и дизельного локомотива [18, 19, 23, 49-54, 84].

Приводная станция забойного конвейера разделяется на привод, машинную раму, переходной и соединительный рештаки. Ее демонтаж производится на сопряжении демонтажной камеры с конвейерным штреком. Это позволяет, по мере выполнения операций демонтажа, проводить ревизию и сразу грузить оборудование на транспортные средства и отправлять на дневную поверхность для выполнения ремонта или в монтажную камеру нового выемочного столба [18, 19, 23, 49-54, 84].

После вышеперечисленных видов работ по демонтажу очистного комплекса приступают к демонтажу секций механизированной крепи. Система управления механизированной крепью включает в себя электрогидравлические приборы и шланги, работа с которыми должна осуществляться с повышенной осторожностью.

Система управления забойной крепью чувствительна к различным загрязнениям, потому все системы (шланги, кабели и пр.) необходимо качественно заглушить [18, 19, 23, 46, 49-54, 84].

Также важен вопрос направления движения демонтажа секций механизированной крепи. Так, в зависимости от расположения демонтажной камеры, направление демонтажных работ может меняться и иметь свои нюансы. При расположении демонтажной камеры по простиранию пласта, т.е. при погоризонтном способе подготовки шахтного поля, демонтаж производится в горизонтальном направлении. При расположении демонтажной камеры по падению пласта, фронт демонтажных работ может перемещаться в восходящем, нисходящем или в обоих направлениях. Ведение демонтажных работ в направлении сверху вниз сопровождается наибольшими нагрузками на секции механизированной крепи, по сравнению с направлением демонтажа снизу-вверх, однако последний сильно ограничен углом падения пласта и требует наличия более надежной системы транспорта в демонтажной камере [23].

Стоит отметить то, что возможно ведение демонтажных работ от центра демонтажной камеры к ее краям. Для осуществления такого направления демонтажных работ необходим высочайший уровень организации всех звеньев рабочих, задействованных в демонтаже, учитывая необходимость в дополнительном звене. Также это ведет к увеличению нагрузки на транспортную систему, применяемую при демонтаже. Однако, за счет значительного сокращения сроков перемонтажа в целом, применение данного метода экономически целесообразно и оправдано, особенно для шахт-лав, ведущих разработку пологих угольных пластов длинными очистными забоями, оборудованными современными механизированными комплексами [18, 19, 23, 49-54, 84, 99].

### **1.3 Оценка причин увеличения сроков монтажно-демонтажных работ**

Ведение демонтажных работ имеет сложно-операционный характер. Так, основными операциями демонтажных работ являются следующие:

1. Формирование демонтажной камеры;
2. Доставка и монтаж дополнительного оборудования;
3. Демонтаж энергопоезда;
4. Демонтаж перегружателя;
5. Демонтаж приводов забойного конвейера;
6. Демонтаж цепи забойного конвейера;
7. Демонтаж решетчатого става забойного конвейера;
8. Демонтаж кабелей, трубопроводов;
9. Демонтаж очистного комбайна;
10. Демонтаж секций механизированной крепи;
11. Поэтапное крепление демонтажной камеры.

Из данных видов работ можно выделить формирование демонтажной камеры, демонтаж секций механизированной крепи и крепление демонтажной камеры. Эти виды работ влияют на состояние кровли демонтажной камеры, а значит, обладают повышенной опасностью для горнорабочих. При этом, они характеризуются наибольшим сроком ведения работ, до 85% от всего времени ведения демонтажных работ в среднем. Продолжительность данных операций в наибольшем количестве случаев возрастает за счет работ по ликвидации последствий вывалов пород кровли.

Сроки остальных указанных видов работ зависят от принятой длины лавы, применяемого и расположенного в лаве оборудования, и дополнительных механизмов, позволяющих осуществить их демонтаж. Их выполнение не вызывает затруднений и, как правило, занимает до 7 суток [9, 10].

В таблице 1.1 приведены примеры затрат времени на формирование демонтажных камер, демонтаж секций механизированной крепи и ликвидацию последствий вывалов пород непосредственной кровли на угледобывающих предприятиях АО «СУЭК-Кузбасс».

Таблица 1.1 – Основные затраты времени при демонтаже очистных механизированных комплексов [23]

Лава	Время на формирование камеры, сут	Время демонтажа ОМК, сут	Срок ликвидации вывалов, сут	Общее время демонтажа, сут	Доля времени на ликвидацию вывалов
6705	8	11	0	19	0,00
5205	0	25	5	30	0,17
6702	4	21	5	30	0,17
2451	4	27	11	42	0,26
5202	8	24	12	44	0,27
6706	9	24	13	46	0,28
5203	10	23	13	46	0,28
2453	10	28	18	56	0,32
2591	18	24	22	64	0,34
1310	16	26	22	64	0,34
6704	16	26	22	64	0,34
5204	11	32	23	66	0,35
7005	30	18	28	76	0,37
1745	26	22	28	76	0,37
6701	21	36	37	94	0,39
1312	16	42	38	96	0,40
6703	39	26	45	110	0,41
1324	28	52	60	140	0,43
5205	57	59	96	212	0,45
7006	48	106	134	288	0,47

В условиях неустойчивых пород непосредственной кровли увеличивается доля затрат времени на ликвидацию последствий вывалов, из-за чего общее время, затрачиваемое на демонтаж очистного механизированного комплекса, в условиях неустойчивых пород непосредственной кровли превышает максимальные допустимые сроки простоя. Случаи демонтажа очистных механизированных комплексов в условиях устойчивых, среднеустойчивых и неустойчивых пород непосредственной кровли выделены зеленым, желтым и красным цветами

соответственно. С учетом уменьшения скорости подвигания очистного забоя и необходимости возведения защитного перекрытия, что влечет увеличение незакрепленной площади непосредственной кровли по длине лавы, в условиях применения технологий 1 группы и неустойчивых пород непосредственной кровли, возрастают затраты времени на формирования демонтажной камеры. Как отмечено в работе [23] (рисунок 1.5) простои, вызванные работами по ликвидации последствий вывалов пород кровли, значительно превышают остальные затраты времени вне зависимости от типа непосредственной кровли. Исходя из этого, следует сделать вывод о том, что борьба с обрушением пород кровли является наиболее значимой задачей в сокращении общего времени демонтажа очистных комплексов.

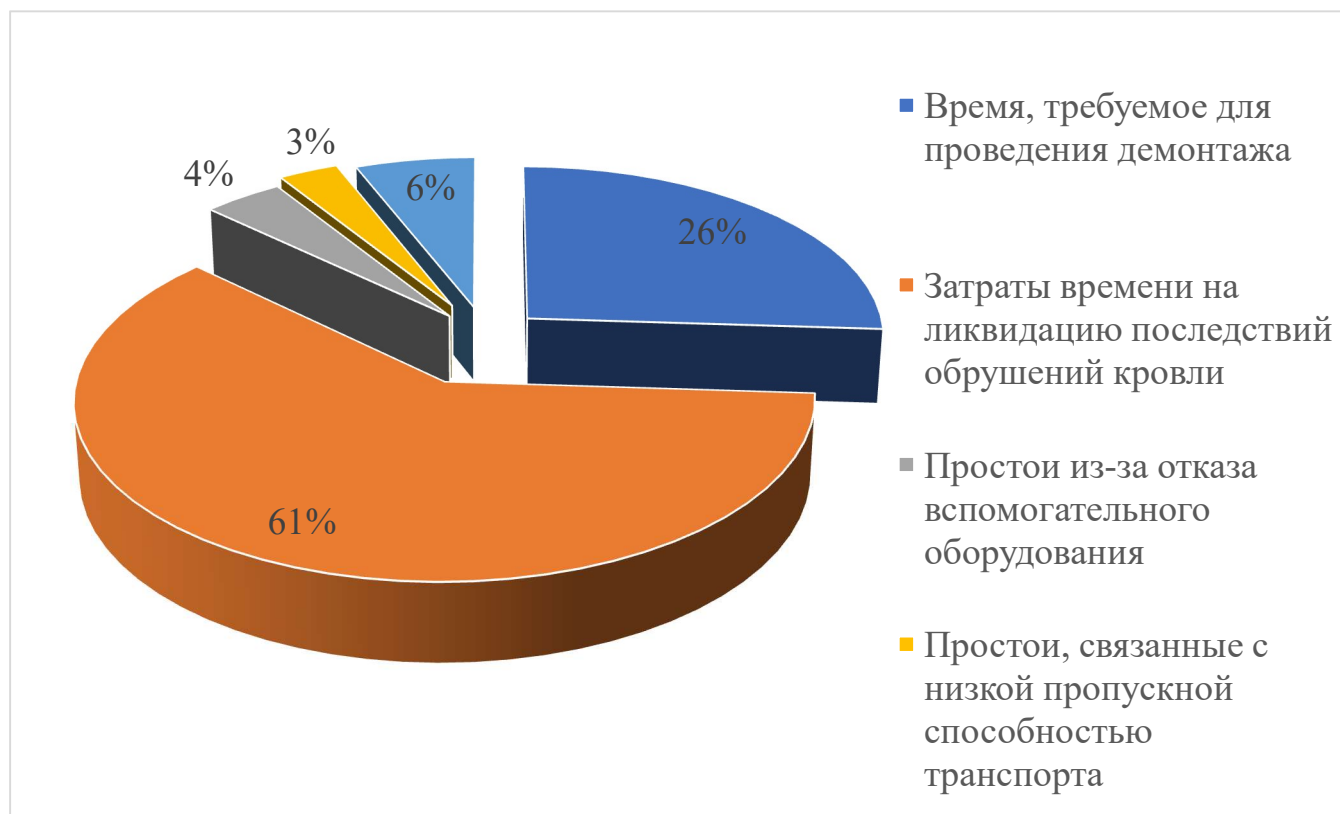


Рисунок 1.5 – Структура средних затрат времени при демонтаже очистных механизированных комплексов [23]

К причинам увеличения сроков демонтажа очистного механизированного комплекса необходимо отнести и выбор места демонтажной камеры [14, 39, 99, 65].

Так, в зависимости от смежных выемочных столбов наиболее благоприятным местом расположения демонтажной камеры является целик угля. При расположении демонтажной камеры на одной линии со смежными демонтажными камерами трудоемкость работ увеличивается в среднем на 25%. В случае остановки очистного забоя в демонтажной камере перед линией демонтажной камеры смежного столба возникает наиболее сложная ситуация для ведения демонтажных работ. Установлено, что в период с 2011 по 2018 г. общее превышение сроков демонтажных работ на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» составляет более 900 дней при длине рассмотренных лав от 230 до 300 метров, при средней длительности непланового простоя 35 дней [13, 20, 33]. Таким образом, более чем в 50% случаев превышение времени демонтажа очистного механизированного комплекса составляет более месяца, что приводит к значительному снижению использования очистного оборудования при постоянно возрастающей среднесуточной производительности очистных механизированных комплексов [13, 20, 28-30, 46, 47].

#### **1.4 Возможные пути сокращения продолжительности демонтажных работ**

Как было определено в предыдущем разделе, основным фактором увеличения продолжительности демонтажных работ являются обрушения пород кровли. Рассмотрим известные способы предотвращения вывалов пород кровли в демонтажных камерах.

##### **1.4.1 Способы повышения устойчивости пород непосредственной кровли демонтажных камер**

Все известные способы предотвращения обрушений пород кровли в лавах можно разделить по принципу воздействия на причину вывалообразований: активные и пассивные способы [23, 31, 37]. Все способы также можно разделить на конструктивные изменения в крепи и на различные мероприятия.

Так, к активным относят способы, влияющие на распределение горного давления внутри массива [23, 37]:

- Конструктивные изменения крепи
  - Регулирование положения равнодействующей сопротивления крепи;
  - Регулирование начального распора крепи;
  - Увеличение несущей способности крепи;
  - Установка распорных стоек над задней консолью крепи;
- Мероприятия
  - Перераспределение напряжений впереди забоя лавы;
  - Создание опор в выработанном пространстве;
  - Принудительное обрушение кровли;

Пассивные способы:

- Конструктивные изменения крепи;
  - Выдвижные верхняки;
  - Увеличение длины задней консоли перекрытия крепи;
- Мероприятия;
  - Заполнение полостей, образующихся при вывалах пород;
  - Установка опережающей штанговой крепи;
  - Химическое анкерование;
  - Химическое упрочнение;
  - Оставление защитной пачки угля;

Из приведенных способов предотвращения обрушений пород кровли наибольшее распространение получили способы с наименьшей трудоемкостью (чаще всего пассивные способы), такие как: установка опережающей крепи, химическое упрочнение пород, различные способы заполнения пустот над секциями крепи и перераспределения напряжений впереди очистного забоя.

Способ применения штанговой крепи достаточно известен [23, 37] и подразумевает бурение шпуров длиной 2,5-3,0 м, на расстоянии равным шагу

установки механизированной крепи в лаве. В дальнейшем, в шпуровые отверстия устанавливаются стальные штанги диаметром до 36 мм. Метод представлен на рисунке 1.6.

К недостаткам способа применения опережающей штанговой крепи относятся повышенная трудоемкость и опасность ведения работ, связанных с бурением и установкой штанг в призабойной зоне. При реализации варианта, при котором стальная штанга устанавливается по контакту пород кровли и угольного пласта возникнут сложности в работе очистного комбайна.

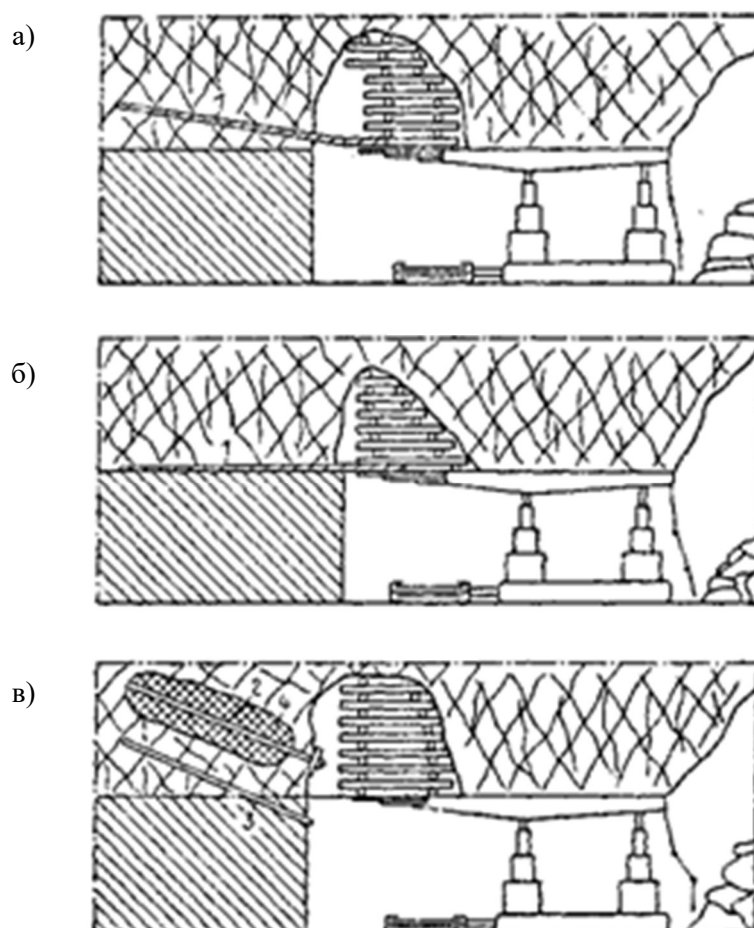


Рисунок 1.6 – Способы предотвращения обрушений пород кровли с применением опережающей крепи (1 – штанговая крепь; 2 – металлический анкер; 3 – деревянный анкер; 4 – область упрочнения [37])



Физико-химический способ упрочнения горных пород подразумевает повышение их устойчивости за счет нагнетания в массив специальных химических растворов, которые за счет воздействия на трещиноватый массив способны склеивать его в состояние близкое к монолитному состоянию.

Способ химического анкерования [23, 37] производится по уже приведенной схеме на рисунке 1.6. В качестве крепи, которая должна поддаваться резанию очистным комбайном, применялись деревянные и сталеполимерные анкера.

К достоинствам химического анкерования относят то, что представленные виды крепи не создают трудностей для работы очистного комбайна при выемке полезного ископаемого.

Одним из наиболее перспективных способов предотвращения обрушений пород непосредственной кровли является химическое упрочнение слабых пород путем нагнетания в них различных скрепляющих составов [23, 37, 88]. Схема ведения работ при химическом упрочнении слабых пород почвы представлена на рисунке 1.7.

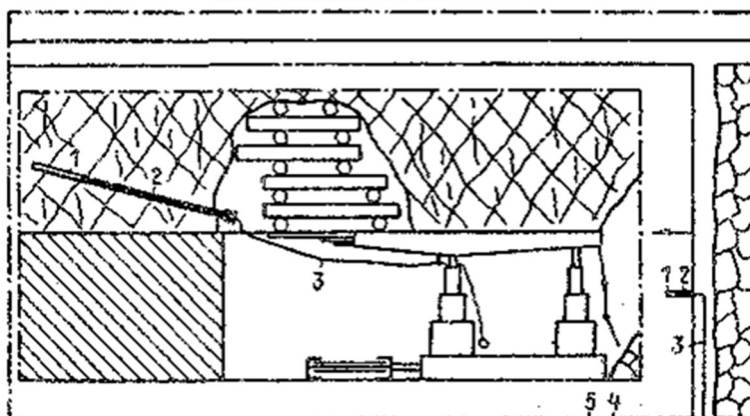


Рисунок 1.7 – Технологическая схема нагнетания в кровлю скрепляющих составов (1 – шпур; 2 – гидрозатвор в шпуре; 3 – высоконапорный шланг; 4 – насос; 5 – скрепляющий состав)

[37]

Для осуществления способа химического упрочнения пород кровли угольного пласта используются растворы на основе полиуретана и различные водные растворы смол типа МФФМ, КФ-МТ, КМ-2, КМ-3, КС-58, МФ-13.

Применение растворов на основе полиуретанов получило наибольшее распространение, основными достоинствами которого являются способность затвердевать в горных породах вне зависимости от агрессивности сред и способность сопротивления сдвигу при смещении пород.

Способ химического упрочнения получил широкое распространение на шахтах Донбасса. В ряде источников приводятся темпы производства работ: за одну смену скрепляющими химическими составами заполнялись 6-8 шпуров, 5-10 л/мин, которые были достигнуты при длине шпуров до 4,5 м, с шириной бурения до 6 м друг от друга, с расходом сцепляющего раствора полиуретана до 250 л [23, 37].

Описанные способы борьбы с обрушениями пород непосредственной кровли угольного пласта направлены не на устранение причин обрушений, а на обеспечение возможности дальнейшей работы лавы в условиях, когда обрушение уже произошло. Помимо этого, указанные способы характеризуются повышенными трудоемкостью работ, материальными затратами и опасностью ведения работ горнорабочими. Перечисленные недостатки свидетельствуют о необходимости применения профилактических способов предотвращения обрушений пород непосредственной кровли, т.е. о необходимости применения такого способа, который позволит предотвратить разрушения непосредственной кровли впереди подвигающегося очистного забоя лавы.

Исключить, или значительно снизить (до 60%) обрушение пород непосредственной кровли в лавах способен способ управления кровлей, основанный на перераспределении напряжений впереди линии очистного забоя, принципиальная схема которого представлена на рисунке 1.8 [23, 37].

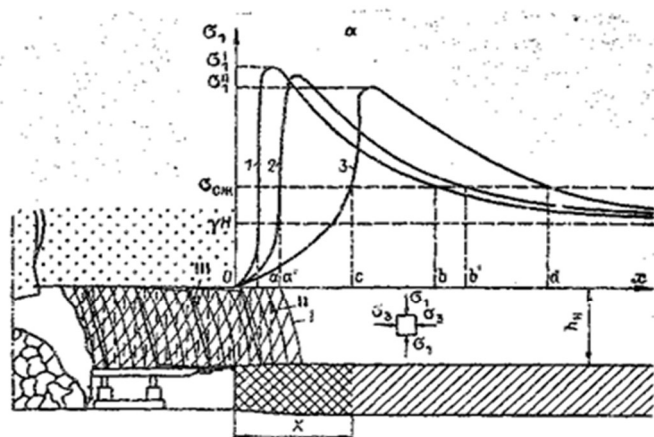


Рисунок 1.8 – Способ управления кровлей в лавах пологих пластов, основанный на перераспределении напряжений впереди очистного забоя [37]

Для осуществления процесса перераспределения нагрузки впереди очистного забоя применяются различные способы разупрочнения угольного пласта: рыхление, бурение по пласту, создание врубовой полости [4, 23, 27-29, 70]. В результате использования представленных способов, максимальные напряжения, действующие в непосредственной кровле, смещаются от краевой зоны пласта вглубь массива. При наличии в непосредственной кровле пласта слабых, неустойчивых пород, способ перераспределения нагрузки впереди очистного забоя не оказывает значимого влияния на их состояние.

В работе [37] приводится опыт применения и результаты исследований, представленных выше способов разупрочнения угольного пласта.

Наибольшую эффективность из всех рассмотренных способов борьбы с обрушениями пород кровли в лавах пологих пластов, основанных на перераспределении напряжений, являются способы, основанные на неравномерном ослаблении пласта по ширине ослабленной зоны с увеличением податливости пласта в направлении от границы зоны к забою.

#### 1.4.2 Использование полимерных сетчатых перекрытий

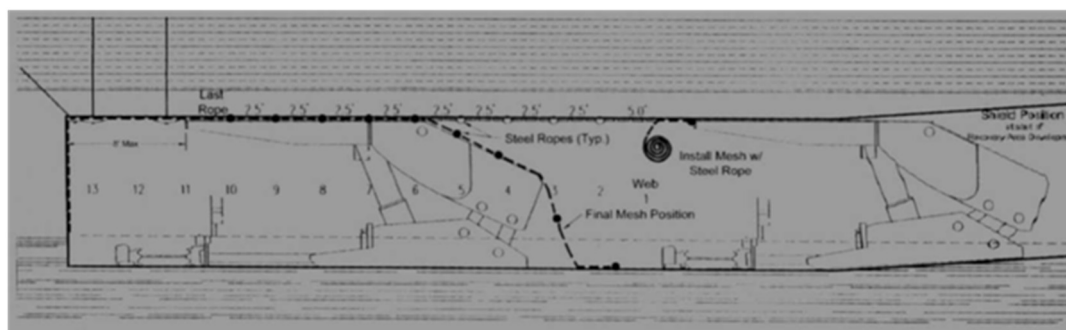
С целью недопущения попадания обрушенных пород кровли в пространство монтажной камеры монтируется перекрытие. При этом, в процессе формирования монтажной камеры и заводке перекрытия за секции

механизированной крепи, жесткие перекрытия (металлическая решетка и брус-пластина) подвергаются воздействию со стороны кровли, что значительно снижает надежность конструкции. В настоящее время значительное распространение получило гибкое перекрытие в виде полимерной сетки [66-70, 73, 88, 94]. При применении гибкого сетчатого полимерного перекрытия, за счет его гибкости, упомянутый выше недостаток жестких перекрытий нивелируется [23, 68, 69, 87].

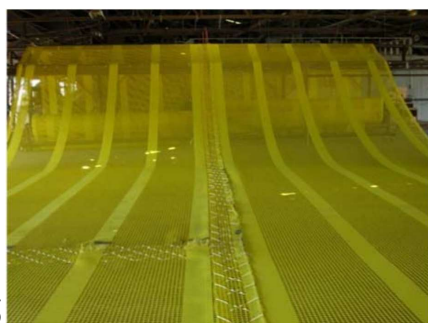
Полимерное сетчатое перекрытие представляет собой цельное полотно, изготовленное на заказ с заданными геометрическими параметрами под конкретную демонтажную камеру.

Полимерная сетка, завернутая в рулон, протаскивается по лаве за счет работы комбайна. При этом полимерная сетка должна быть подвешена таким образом, чтобы не мешать свободной работе комбайна. Это условие выполняется при помощи якорного троса и ручных лебедок с блоками. Далее, по ходу планомерной отработки угля, рулон с сеткой разворачивается и крепится, тем самым защищая пространство демонтажной камеры от вывалов пород со стороны кровли и выработанного пространства. В момент остановки очистного механизированного комплекса в конечном положении, сетка должна перекрывать не только непосредственную кровлю над секциями механизированной крепи, но и зону отжима угля из груди забоя. Также полимерная сетка, при пологом расположении лавы, должна перекрывать демонтажную камеру и со стороны выработанного пространства. Якорный трос обязательно должен быть прижат обрушившимися породами непосредственной кровли. Данное условие необходимо также для исключения вывалов пород непосредственной кровли из-за сетки в зону демонтажной камеры.

Принципиальная схема формирования камеры при помощи полимерной демонтажной сетки изображена на рисунке 1.9.



а



б



в

Рисунок 1.9 – Формирование демонтажной камеры с применением гибкого перекрытия из полимерной сетки: а – принципиальная схема демонтажной камеры; б – гибкое сетчатое перекрытие; в – охрана демонтажной камеры со стороны выработанного пространства [23, 66, 84]

Сетчатое полимерное перекрытие обладает и рядом недостатков, основным из которых является низкая прочность на срез, что приводит к разрывам на углах оборудования, выступающих частях механизмов и элементах механизированной крепи [23, 68, 69, 88]. В случаях, когда перекрытие оказывается не прижатым к породам кровли, возможен прорыв породы в демонтажное пространство. Острые края пород обрушающейся кровли способны разрезать перекрытие и привести к значительным вывалам.

### 1.4.3 Альтернативный способ формирования демонтажных камер в условиях неустойчивых пород непосредственной кровли

Представленные выше способы повышения устойчивости пород непосредственной кровли, при применении известных способов формирования демонтажных камер не способны полностью исключить процесс обрушения пород непосредственной кровли и последующий их вывал в пространство демонтажной

камеры. Исходя из этого предлагается альтернативный способ формирования демонтажной камеры в условиях неустойчивых пород непосредственной кровли [24, 35].

Альтернативный способ основан на идее замещения неустойчивых, слабых, трещиноватых пород непосредственной кровли на закладочный массив с известными заранее физико-механическими свойствами. Способ подразумевает заблаговременную подготовку места формирования демонтажной камеры за счет проведения горной выработки в породах непосредственной кровли и с последующим формированием в ней закладочного массива.

Формирование демонтажной камеры, как было сказано выше, начинается с проведения горной выработки по породам непосредственной кровли, для чего, с целью разворота проходческого комплекса, необходимо оборудование ниши в участковой подготовительной выработке. В случае достаточной ширины участковой выработки, для осуществления разворота проходческого комплекса, ниша может не оборудоваться. Далее проводится заезд в породы непосредственной кровли. Заезд целесообразно проводить под максимально возможным углом работы проходческого комплекса. Затем, над местом расположения будущей демонтажной камеры, проводится горная выработка до следующей участковой подготовительной выработки. Проведение полевой выработки по породам непосредственной кровли поясняется рисунком 1.10. Крепление выработки должно обеспечивать ее устойчивость до момента набирания необходимых прочностных свойств закладочным массивом.

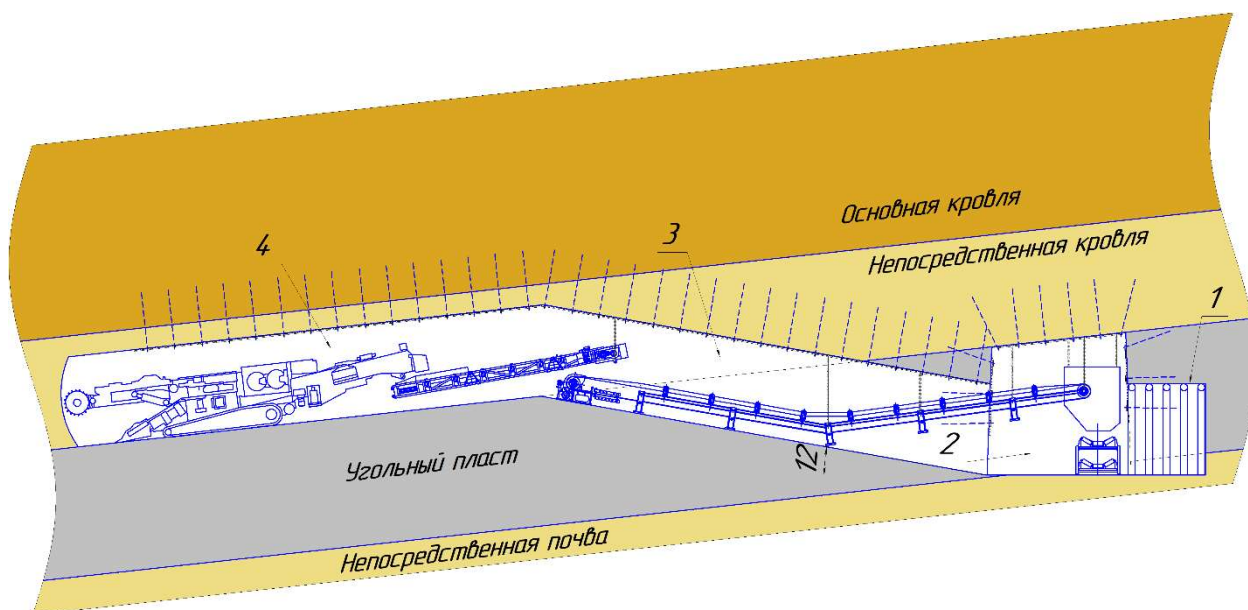


Рисунок 1.10 – Схема проведения закладываемой выработки в кровле будущей монтажной камеры. (1 – ниша, 2 – подготовительная выработка, 3 – заезд, 4 – закладываемая выработка, 12 – угол наклона заезда)

В зависимости от размеров оборудования очистного комплекса и величины максимального устойчивого пролета, выработка может проводиться на ширину первой заходки или на ширину второй заходки с их поочередной закладкой с их конечной шириной закладываемой выработки. Почва выработки располагается на высоте кровли проектируемой монтажной камеры. Если выработка проводится в несколько заходов, то их контакт должен располагаться над поддерживающей частью перекрытия механизированной крепи. Высоту закладываемой выработки рекомендуется принимать минимально возможной по технологическим требованиям. Ширина закладываемой выработки определяется по формуле 1.1:

$$b = x_1 + x_2 + x_3, \quad (1.1)$$

где:  $b$  – общая ширина проводимой выработки, м;

$x_1$  – длина поддерживающей части перекрытия механизированной крепи, м;

$x_2$  – технологически требуемая ширина монтажной дорожки, кратная ширине захвата очистного комбайна, как правило, от 1,6 до 2,4 м, м;

$x_3$  – ширина опережающей части закладочного массива, принимается больше ширины зоны отжима 19, м.

Расположение контакта между блоками закладочного массива и определение ширины проводимой горной выработки поясняется рисунком 1.11, на котором изображен поперечный разрез сформированной демонтажной камеры.

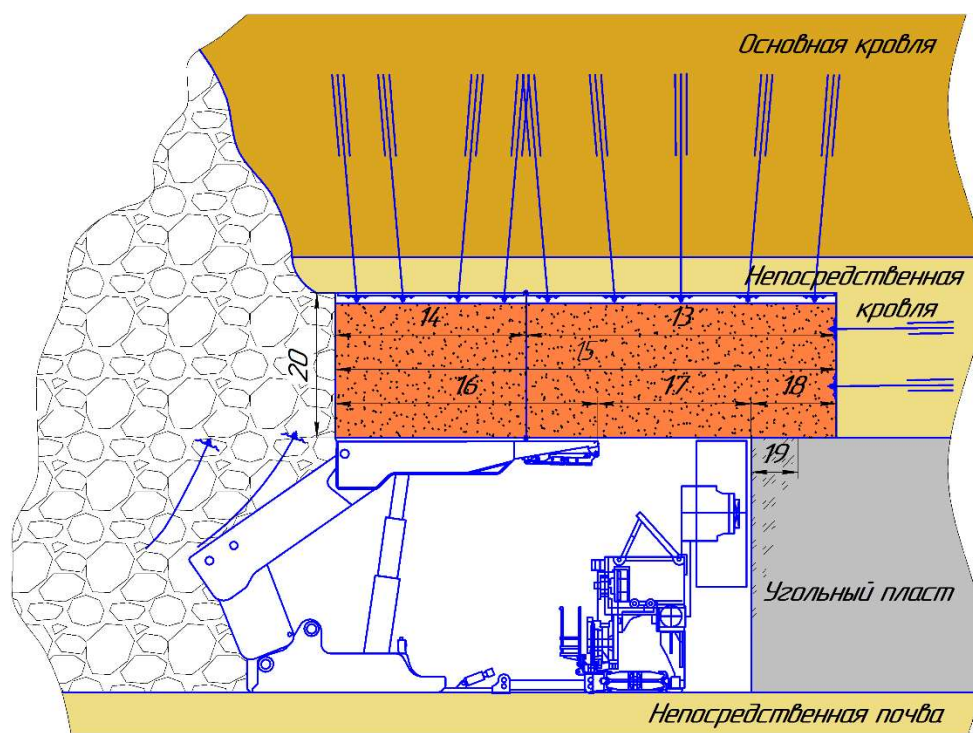


Рисунок 1.11 – Поперечный разрез демонтажной камеры после остановки очистного комплекса (13 – ширина первой заходки, 14 – ширина второй заходки, 15 – конечная ширина закладываемой выработки ( $b$ ), 16 – длина поддерживающей части перекрытия механизированной крепи ( $x_1$ ), 17 – технологически требуемая ширина демонтажной дорожки ( $x_2$ ), 18 – ширина опережающей части закладочного массива ( $x_3$ ), 19 – ширина зоны отжима, 20 – высота закладываемой выработки)

Схема крепления и управления кровлей демонтажной камеры при извлечении секций механизированной крепи изображена на рисунке 1.12. Предлагаемая технология предусматривает применение двух или трех пилотных секций механизированной крепи, развернутых по направлению демонтажа, для поддержания кровли в зоне демонтируемой секции с длиной поддерживающей части перекрытия механизированной крепи. Свободный проход демонтируемой секции обеспечивается за счет соответственной технологически требуемой ширины демонтажной дорожки. По всей длине демонтажной камеры на границе с



выработанным пространством, вдоль забойного борта и вдоль продольной линии контакта блоков закладочного массива устанавливается вспомогательная крепь. На границе с выработанным пространством и вдоль конечного положения очистного забоя предусматривается установка деревянных стоек индивидуальной крепи. Под контакты блоков закладочного массива устанавливаются костры. Тип вспомогательной крепи и ее параметры могут быть различными в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий и должны определяться паспортом демонтажа.

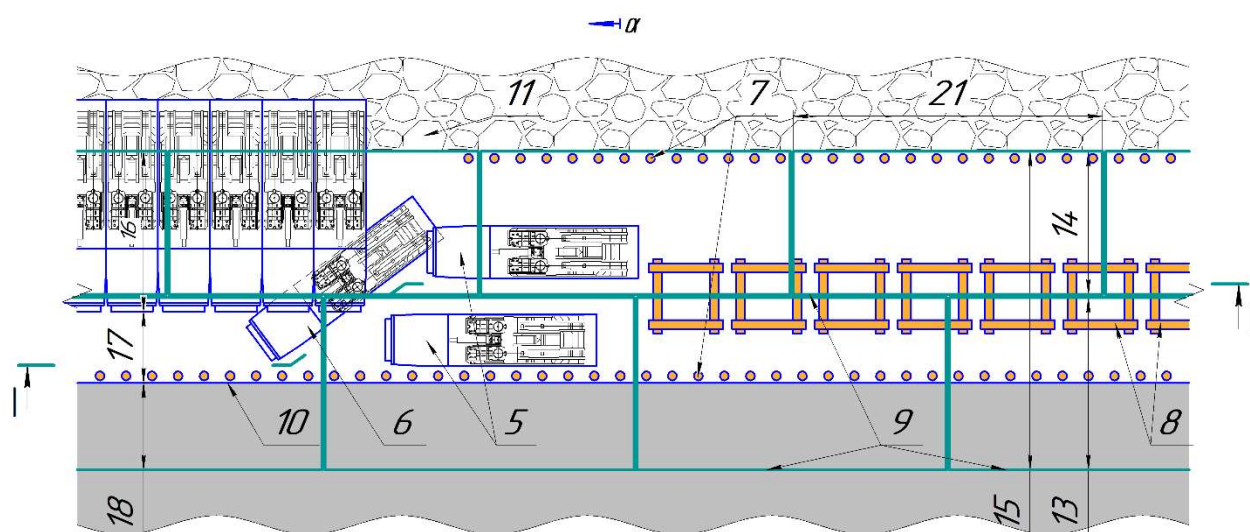


Рисунок 1.12 – схема процесса извлечения секций механизированной крепи и управление кровлей в демонтажной камере (5 – пилотные секции, 6 – демонтируемая секция, 7 – деревянные стойки индивидуальной крепи, 8 – костры, 9 – блоки закладочного массива, 10 – конечное положение очистного забоя, 11 – выработанное пространство, 13 – ширина первой заходки, 14 – ширина второй заходки, 15 – конечная ширина закладываемой выработки ( $b$ ), 16 – длина поддерживающей части перекрытия механизированной крепи ( $x_1$ ), 17 – технологически требуемая ширина демонтажной дорожки ( $x_2$ ), 18 – ширина опережающей части закладочного массива ( $x_3$ ), 21 – длина закладываемого блока)

При формировании закладочного массива, в целях повышения эффективности управления опусканием кровли при демонтаже секций, возможно производить разделение блоков закладочного массива требуемой длины закладываемого блока (рисунок 1.13). Для этого заложение проводимых в кровле

выработок следует вести поэтапно, отделяя закладочный массив опалубкой, устанавливаемой на расстоянии, равном длине закладываемого блока. Разделение закладочного массива позволит повысить эффективность управления опусканием кровли при демонтаже секций механизированной крепи. Данная операция позволит исключить зависание консоли закладочного массива и снизить нагрузку на пилотные и концевые секции механизированной крепи. При этом, ширина опережающей части закладочного массива должна быть не менее ширины зоны отжима. Деревянная крепь за счет податливости обеспечивает плавное опускание закладочного массива. В то же время, сохраняется достаточное сечение демонтажной камеры для ее проветривания за счет общешахтной депрессии на протяжении всего времени демонтажа.

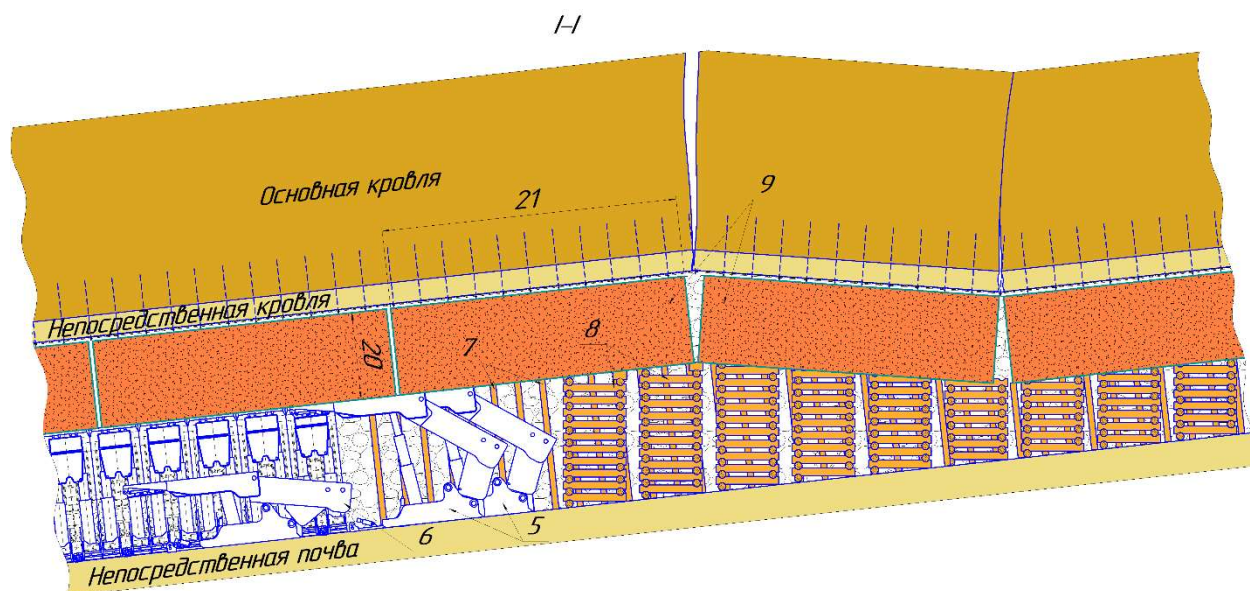


Рисунок 1.13 – Схема процесса извлечения секций механизированной крепи и управление кровлей в демонтажной камере. (5 – пилотные секции, 6 – демонируемая секция, 7 – деревянные стойки индивидуальной крепи, 8 – костры, 9 – блоки закладочного массива, 20 – высота закладываемой выработки, 21 – длина закладываемого блока)

Представленная технология формирования демонтажной камеры способна исключить вывалы пород кровли в рабочее пространство демонтажной камеры и тем самым обеспечивает следующие преимущества: повышение безопасности труда горнорабочих, задействованных в процессе перемонтажа очистного

механизированного комплекса; улучшение условий труда в рабочем пространстве демонтажной камеры за счет снижения объемов ручного труда, связанного с ликвидацией последствий обрушений пород кровли в рабочее пространство; сокращение времени технологически необходимых простоев очистного оборудования.

## 1.5 Выводы по главе 1

1. На передовых предприятиях по подземной добыче угля применяется технология формирования демонтажной камеры из очистного забоя, которая, ввиду технологических особенностей, обладает этапом меньшей производительности очистного комбайна при формировании демонтажной камеры, и, как следствие, характеризуется большей продолжительностью работ по формированию демонтажной камеры. Технологию заблаговременного формирования демонтажной камеры стоит рассматривать как перспективную.

2. Основной причиной увеличения продолжительности демонтажа очистных механизированных комплексов является обрушение пород непосредственной кровли в рабочее пространство демонтажной камеры. В отдельных случаях продолжительность демонтажных работ увеличивается на срок более 3 месяцев, в связи с необходимостью проведения работ по ликвидации последствий обрушений пород непосредственной кровли.

3. Применение различных известных способов повышения устойчивости пород непосредственной кровли способно снизить вероятность вывалов в пространство демонтажной камеры, но значительно увеличивает сроки формирования демонтажной камеры. Использование гибких сетчатых перекрытий из полимерных материалов не гарантирует полной защиты пространства демонтажной камеры от вывалов пород непосредственной кровли. Активные способы повышения устойчивости не способны благоприятно влиять на горнотехническую ситуацию в демонтажной камере в условиях неустойчивых пород непосредственной кровли.

4. Представленная технология формирования демонтажной камеры, основанная на применении закладки в породах непосредственной кровли над местом будущих демонтажных работ, обладает положительными качествами уже известных технологий:

– формирование демонтажной камеры происходит из очистного забоя, за счет чего отсутствует планомерно обрабатываемый целик угля между демонтажной камерой и приближающимся очистным забоем;

– благодаря установке передовой крепи кровли демонтажной камеры в виде закладочного массива необходимость в анкеровании кровли отсутствует, что значительно уменьшает срок ввода очистного механизированного комплекса в демонтажную камеру.

## **ГЛАВА 2 ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НА ЭКВИВАЛЕНТНЫХ МАТЕРИАЛАХ**

С целью исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности формируемой монтажной камеры по предложенной в предыдущей главе технологии применен метод физического моделирования на эквивалентных материалах. Данный метод широко применяется для исследования и решения сложных горнотехнических задач [15-17, 103]. Исследование проводилось по методике, разработанной в Санкт-Петербургском горном университете лабораторией моделирования [15-17, 103].

### **2.1 Исходные горно-геологические условия моделирования. Расчет необходимых физико-механических свойств эквивалентных материалов**

Исследования, проводимые с использованием метода физического моделирования на моделях из эквивалентных материалов, будут осуществляться исходя из условий отработки пласта 69 ШУ «Талдинская-Западная-2».

Непосредственная кровля представлена мелкозернистыми алевролитами и относится к типу неустойчивой и легкообрушаемой. Почва представлена переслаиванием тонких слоев алевролитов, аргиллитов, углистых пород. Почва является слабой к механическому воздействию и склонной к пучению. В таблицах 2.1 и 2.2 представлены горно-геологические условия отработки пласта 69 и конкретных участков по пласту 69 [44]. Расчетные физико-механические свойства эквивалентных материалов представлены в таблицах 2.3, 2.4 и 2.5.



Таблица 2.1 – Горно-геологические условия отработки пластов 69-70

Пласт	Коэффициент крепости по Протодяконову $\frac{\text{от}-\text{до}}{\text{средний}}$				
	К р о в л я		П о ч в а		
	л о ж н а я	н е п о с р е д с т в е н н а я	о с н о в н а я	л о ж н а я	н е п о с р е д с т в е н н а я
70	Алевролит углистый 27,3 % (3 подсечения), 0,1-0,26 Аргиллит углистый 36,4 % (4 подсечения), 0,1-0,53  Аргиллит 18,3 % (2 подсечения), 0,48-0,56 Тонкослоистый аргиллит и уголь 9 % (1 подсечение), 0,33 Тонкослоистый аргиллит и аргиллит углистый 9 % (1 подсечение), 0,8 21,5 %  <u>1,0-3,0</u> 1,8	Алевролит м/з 35,3 % (18 подсечений), 0,63-8,12 Переслаивание алевролитов м/з и к/з 54,9 % (28 подсечений), 1,39-13,72  Переслаивание алевролитов и аргиллитов 1,9 % (2 подсечения), 3,98-10,42  Аргиллит 1,9 % (1 подсечение), 1,72  Песчаник 3,9 % (2 подсечения), 1,0  От среднеустойчивой до неустойчивой  <u>2,8-4,6</u> 3,1	Переслаивание алевролитов м/з и к/з 13,7 % (7 подсечений), 11,88-17,97  Алевролит к/з 3,9 % (2 подсечения), 3,48-28,80  Переслаивание алевролитов и песчаников 14,3 % (7 подсечений), 4,0-22,26  Песчаник 67,3 % (33 подсечения), 1,0  От труднообрушающейся до легкообрушающейся <u>2,5-8,0</u> 4,5	Аргиллит углистый 23,1 % (3 подсечения), 0,08-0,25  Алевролит углистый 23,1 % (3 подсечения), 0,14-0,28  Тонкослоистый алевролит и алевролит углистый 15,3 % (2 подсечения), 0,24-0,29 Тонкослоистый аргиллит и аргиллит углистый 23,1 % (3 подсечения), 0,1-0,46 Тонкослоистый алевролит, алевролит углистый и уголь 15,3 % (2 подсечения), 0,33-0,73 25,5 %  <u>1,4-3,5</u> 2,0	Переслаивание алевролитов м/з и к/з 27,5 % (14 подсечений), 1,5-11,5 Алевролит м/з 41,2 % (21 подсечение), 0,33-5,54 Алевролит углистый 5,9 % (3 подсечения), 0,34-0,37 Аргиллит 23,5 % (12 подсечений), 0,38-1,68 Аргиллит углистый 1,9 % (1 подсечение), 0,5 Уголь 1,9 % (1 подсечение), 0,43  Склонная к пучению <u>2,0-4,0</u> 3,0
	69	Алевролит углистый 29,2 % (7 подсечений), 0,14-0,54 Тонкослоистый алевролит и уголь 50 % (12 подсечений), 0,89-1,49 Тонкослоистый алевролит, аргиллит и уголь 8,3 % (2 подсечения), 1,15-1,26 Тонкослоистый аргиллит и уголь 4,2 % (1 подсечение), 1,22  Аргиллит 8,3 % (2 подсечения), 0,48-0,81   46,2 %  <u>1,0-3,1</u> 2,0	Переслаивание алевролитов м/з и к/з 7,3 % (4 подсечения) 3,29-15,37 Алевролит м/з 61,8 % (33 подсечения) 0,62-12,85 Алевролит к/з 1,9 % (1 подсечение), 5,36 Переслаивание алевролитов м/з и песчаников 3,8 % (2 подсечения), 8,02-9,57 Переслаивание алевролитов и угля 15,4 % (8 подсечений), 8,2-11,46 Переслаивание алевролита, угля и песчаника 1,9 % (1 подсечение), 8,59 Переслаивание алевролитов и аргиллитов 3,8 % (2 подсечения), 4,52-14,77 Переслаивание алевролита, аргиллита, угля и песчаника 1,9 % (1 подсечение), 9,11 Переслаивание алевролитов, аргиллитов и угля 5,7 % (3 подсечения), 4,52-9,55  Среднеустойчивая, редко неустойчивая <u>1,7-5,8</u> 3,8	Переслаивание алевролитов м/з и к/з 1,9 % (1 подсечение) 3,29-15,37 Алевролит м/з 15,6 % (8 подсечений) 5,80-34,02 Алевролит к/з 3,9 % (2 подсечения), 5,80-13,24 Песчаник м/з 61,9 % (31 подсечение), 5,61-40,64 Песчаник с/з 6,4 % (4 подсечения), 10,27-29,17 Переслаивание алевролитов м/з и песчаников 12,5 % (6 подсечений), 6,89-17,51          От труднообрушающейся до легкообрушающейся <u>3,2-11,3</u> 5,0	Алевролит углистый 33,3 % (4 подсечения), 0,08-0,32 Тонкослоистый алевролит и уголь 33,3 % (4 подсечения), 0,27-0,4 Тонкослоистый алевролит, уголь и аргиллит 16,7 % (2 подсечения), 0,42-1,18  Аргиллит углистый 8,3 % (1 подсечение), 0,1  Аргиллит 8,3 % (1 подсечение), 0,38   23 %  <u>1,6-3,7</u> 2,0

Таблица 2.2 – Горно-геологические условия участков пласта 69

Наименование параметра	Индекс	Ед.изм.	69-08	69-07	69-06
Мощность легкообрушающихся слоев непосредственной кровли	$M$	м	8	10	11
Мощность монолитного слоя основной кровли	$h_o$	м	26	20	22
Предел прочности основной кровли на одноосное сжатие	$R_{сж}$	МПа	50	50	50
Шаг первой осадки основной кровли	$r^o_{пер}$	м	29,9	30,4	32,6
Шаг периодических осадок основной кровли	$r^o_I$	м	2,5	2,1	2
Максимальная вынимаемая мощность пласта	$m(max)$	м	5,46	5,35	5,87
Минимальная вынимаемая мощность пласта	$m(min)$	м	4,87	4,74	5,3
Размерный коэффициент, принимаемый на основе опыта эксплуатации (3,5-4,0)	$B$	м	3,5	3,5	3,5
Коэффициент начального распора (0,6-0,8)	$K_{нр}$	-	0,6	0,6	0,6
Коэффициент сближения кровли и почвы	$\alpha$	1/м	0,015	0,015	0,015
Количество рядов стоек крепи	-	-	1	1	1
Расстояние от забоя до заднего ряда стоек	$R$	м	2,97	2,97	2,97
Расстояние от забоя до переднего ряда стоек в двухрядной крепи	$R(n)$	м	0	0	0

Таблица 2.3 – Фактические физико-механические свойства горных пород

	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Прочность на сжатие, МПа	Прочность на сдвиг (сцепление), МПа	Прочность на растяжение, МПа	Коэффициент Пуассона	Модуль Юнга, МПа	УВТ, град
Вышележащие породы	2380	45	14,3	1,3	0,31	19900	40
Основная кровля	2420	57	17,2	1,5	0,34	21600	42
Непосредственная кровля	2330	21	8,2	1	0,28	17700	37
Ложная кровля	2150	15	5	1	0,3	10000	35
Пласт	1370	13,5	3,5	0,5	0,26	2500	36
Ложная почва	2150	15	5	1	0,3	10000	35
Непосредственная почва	2300	22	7,6	1	0,26	17200	39
Подстилающие породы	2380	45	14,3	1,3	0,31	19900	40



Таблица 2.4 – Физико-механические свойства массива горных пород с учетом коэффициента структурного ослабления 0,9

	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Прочность на сжатие в массиве, МПа	Прочность на сдвиг в массиве (сцепление) , МПа	Прочность на растяжение в массиве, МПа	Коэффициент Пуассона	Модуль Юнга, МПа	УВТ, град
Вышележащие породы	2380	41	13	1	0,31	19900	40
Основная кровля	2420	51	15	1	0,34	21600	42
Непосредственная кровля	2330	19	7	1	0,28	17700	37
Ложная кровля	2150	14	5	1	0,3	10000	35
Пласт	1370	12	3	0,4	0,26	2500	36
Ложная почва	2150	14	5	1	0,3	10000	35
Непосредственная почва	2300	20	7	1	0,26	17200	39
Подстилающие породы	2380	41	13	1	0,31	19900	40

Таблица 2.5 – Физико-механические свойства эквивалентных материалов физической модели

	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Прочность на сжатие в массиве, МПа	Прочность на сдвиг в массиве (сцепление) , МПа	Прочность на растяжение в массиве, МПа	Коэффициент Пуассона	Модуль Юнга, МПа	УВТ, град
Вышележащие породы	2380	20,1	6,4	0,5	0,31	19900	40
Основная кровля	2420	25,0	7,4	0,5	0,34	21600	42
Непосредственная кровля	2330	9,3	3,4	0,5	0,28	17700	37
Ложная кровля	2150	6,9	2,5	0,5	0,3	10000	35
Пласт	1370	5,9	1,5	0,2	0,26	2500	36
Ложная почва	2150	6,9	2,5	0,5	0,3	10000	35
Непосредственная почва	2300	9,8	3,4	0,5	0,26	17200	39
Подстилающие породы	2380	20,1	6,4	0,5	0,31	19900	40

## 2.2 Проверка рецептуры изготовления эквивалентных материалов

Для приготовления смесей эквивалентных материалов, способных воспроизводить в модели процессы, происходящие в горном массиве при представленных выше ГГУ, необходимо подобрать рецептуру изготовления каждого из материалов.

Смеси для изготовления эквивалентных материалов состоят из:

1. Смола;
2. Глицерин;
3. Отвердитель;
4. Песок (кварцевый);

Смола, глицерин и отвердитель представляют собой связующее вещество смеси. Для изготовления эквивалентных материалов применяются две разновидности смолы: ЭД-20 и ДЭГ-1. Эпоксидная двухкомпонентная смола ЭД-20 является универсальным вяжущим элементом смеси, который представляет собой жидкое реакционноспособное вещество. Имеет оттенки от желтого до коричневого. Смола ЭД-20 не обладает токсичностью и запахом, что делает работу с ней безопасной. Эпоксидная смола ДЭГ-1 (диглицидиловый эфир диэтиленгликоля) является пластификатором эпоксидных смол. Также, как и ЭД-20 обладает оттенками от желтого до коричневого.

Для лучшего разбавления связующего по наполнителю и стабилизации смеси применяется глицерин. Глицерин представляет собой органическое соединение, не обладающее цветом, запахом, токсичностью.

В качестве отвердителя смеси (для отверждения эпоксидных смол) используется полиэтиленполиамин (ПЭПА). ПЭПА обладает оттенками от желтого до темно-бурого цвета, специфическим запахом и гидрофильными свойствами, токсичен.

Расчетная схема состоит из восьми различных слоев эквивалентных материалов, к каждому из которых необходимо подобрать свой рецепт (состав) изготовления. Рецепт смеси будет получен исходя из графиков зависимости основных физико-механических свойств полученной смеси от содержания в ней

эпоксидной смолы. Следовательно, для построения графика необходимо выполнить как минимум два цикла приготовления смеси с различным содержанием эпоксидной смолы.

Следует отметить, что, в случаях когда необходимая для моделирования слоя горной породы  $B_{сж.м}$  приближается к значению равному 1, результаты испытаний как на одноосное сжатие, так и на деформационные свойства могут сильно отличаться друг от друга даже в случае выбора образцов из одной и той же приготовленной смеси (изменчивость физико-механических свойств). В таких случаях рекомендуется повысить содержание глицерина в смеси. Это свидетельствует о недостаточном перемешивании компонентов связующего вещества по наполнителю. Так, увеличивается количество связующего в смеси и процесс перемешивания происходит значительно более равномерно. Такая мера позволяет достигать создания эквивалентных материалов с показателями  $B_{сж.м}$  примерно равными 1.

Состав эквивалентных материалов, для приготовления смеси, определяется путем расчета необходимых формул (2.1-2.7). Для смеси на основе смолы ДЭГ-1 (2.1-2.4):

$$P_{св} = P_{см} \frac{Cs}{100}, \quad (2.1)$$

$$P_{ПЭПА} = 0,13P_{св}, \quad (2.2)$$

$$P_{ДЭГ} = \frac{2}{3}(P_{св} - P_{ПЭПА}), \quad (2.3)$$

$$P_{гл} = \frac{1}{3}(P_{св} - P_{ПЭПА}), \quad (2.4)$$

где  $P_{см}$  – вес смеси, кг;  $P_{св}$  – вес связующего, кг;  $P_{ДЭГ}$  – вес смолы ДЭГ-1, кг;  $P_{ПЭПА}$  – вес полиэтиленполиамина (ПЭПА);  $P_{гл}$  – вес глицерина, кг;  $Cs$  – процентное содержание связующего от веса всей смеси.

Состав смеси эквивалентных материалов на основе смолы ЭД-20 отличается отсутствием глицерина и определяется по формулам (2.5-2.7):

$$P_{св} = P_{см} \frac{Cs}{100}, \quad (2.5)$$

$$P_{\text{ЭД}} = \frac{5}{6} P_{\text{СВ}}, \quad (2.6)$$

$$P_{\text{ПЭПА}} = \frac{1}{6} P_{\text{СВ}}, \quad (2.7)$$

где  $P_{\text{ЭД}}$  – вес смолы ЭД-20.

Рецептуры изготовления эквивалентных материалов при использовании смол ДЭГ-1 и ЭД имеют некоторые различия. Так, процесс изготовления смеси эквивалентных материалов весом не более 15 кг на основе смолы ДЭГ-1 состоит из:

1. Расчет количества каждого из компонентов смеси;
2. Взвешивание необходимого количества заполнителя (песка) на весах с точностью до сотых долей кг и пересыпкой его в смеситель;
3. Отбор нужного количества эпоксидной смолы в отдельную тару с плоским дном. Необходимо предусмотреть тару большой емкости, т.к. именно в ней будут смешиваться все компоненты связующего;
4. Отбор глицерина в отдельную емкость с плоским дном;
5. Отбор необходимого количества ПЭПА в отдельную емкость с плоским дном;
6. Смешивание эпоксидной смолы с глицерином. Необходимо добавить максимально возможное количество глицерина из емкости, не допуская оставления глицерина на стенках и дне емкости (не считая незначительные капли);
7. Добавление ПЭПА в смесь эпоксидной смолы и глицерина. Следует переливать ПЭПА без оставления жидкости на стенках и дне емкости;
8. Интенсивное и тщательное перемешивание полученной смеси ножкой градусника, т.к. после добавления ПЭПА в смеси начинается химическая реакция с выделением тепла. Перемешивать необходимо вплоть до достижения температуры 45°C;
9. Параллельно с достижением смеси необходимой температуры необходимо включить смеситель, в котором уже находится подготовленный для смешивания песок;

10. Сразу после достижения смеси связующего температуры  $45^{\circ}\text{C}$  необходимо начать вливать ее в работающий смеситель тонкой струей, что позволит более равномерно распределить ее по песку. В процессе вливания градусник вынимать из смеси связующего не рекомендуется. Это необходимо для контроля температуры и скорости вливания смеси связующего в песок. Критической температурой на данном этапе является  $50^{\circ}\text{C}$ . Оставление смеси на стенках емкости приведет к нарушению процентного соотношения связующего с наполнителем, что является недопустимым, т.к. ведет к нарушению рецептурного состава смеси и к некорректным физико-механическим свойствам эквивалентных материалов. Перемешивание всех компонентов в смесителе должно происходить не менее 5 минут;

11. К моменту истечения времени смешивания необходимо подготовить опалубку для закатки модели на стенде или для получения слоя эквивалентных материалов, которые в дальнейшем будут испытываться с целью получения достоверных данных о физико-механических свойствах смеси полученной при использовании данной рецептуры;

12. Высыпать полученную смесь в заранее подготовленную опалубку и начать укатку. Укатка слоя должна длиться не более 30 минут, т.к. спустя это время свойства смеси начинают меняться.

Изготовление смеси эквивалентных материалов на основе смолы ЭД-20:

1. Расчет количества каждого из компонентов смеси;
2. Взвешивание необходимого количества заполнителя (песка) на весах с точностью до сотых долей кг и пересыпкой его в смеситель;
3. Смолу ЭД-20 в металлической таре поместить в предварительно нагретый до  $100^{\circ}\text{C}$  термостат. Смола должна нагреваться в термостате при установленной температуре 1 час;
4. Горячую смолу вынуть из термостата и взвесить необходимое по рецепту количество;
5. Включить смеситель;

6. Влить тонкой струей в перемешивающийся песок так, чтобы смола не бросало на стенки смесителя. Песок со смолой должны перемешиваться в течение 10 минут;

7. Взвесить необходимое по рецепту количество ПЭПА и влить в работающий смеситель. Продолжать перемешивание в течение 5 минут;

8. Высыпать полученную смесь в заранее подготовленную опалубку и начать укатку. Укатка слоя должна длиться не более 30 минут, т.к. спустя это время свойства смеси начинают меняться.

### 2.3 Проверка физико-механических свойств эквивалентных материалов

Для проведения моделирования на эквивалентных материалах были разработаны рецепты приготовления пробных смесей (таблица 2.6).

Таблица 2.6 – Рецептура приготовления пробных слоев модели эквивалентных материалов.

Смола ДЭГ-1		
№	Тип материала	Грамм
1	Связующее	75 (CS 0,5%)
	ДЭГ-1	43,5
	ПЭПА	9,8
	Глицерин	21,7
	Песок	14925
2	Связующее	90 (CS 0,6%)
	ДЭГ-1	52,2
	ПЭПА	11,7
	Глицерин	26,1
	Песок	14910
3	Связующее	105 (CS 0,7%)
	ДЭГ-1	60,9
	ПЭПА	13,65
	Глицерин	30,45
	Песок	14895
4	Связующее	120 (CS 0,8%)
	ДЭГ-1	69,6
	ПЭПА	15,6
	Глицерин	34,8
	Песок	14880

## Продолжение таблицы 2.6

Смола ЭД-20		
№	Тип материала	Грамм
1	Связующее	90 (CS 0,6%)
	ЭД-20	75
	ПЭПА	15
	Песок	14910
2	Связующее	120 (CS 0,8%)
	ЭД-20	100
	ПЭПА	20
	Песок	14880
3	Связующее	225 (CS 1,5%)
	ЭД-20	187,5
	ПЭПА	37,5
	Песок	14780
4	Связующее	300 (CS 2%)
	ЭД-20	250
	ПЭПА	50
	Песок (наполнитель)	14700

Приготовленные смеси укатываются в опалубку (рисунок 2.1) слоем до 10 см с целью проведения последующих испытаний для определения их физико-механических свойств.



Рисунок 2.1 – Опалубка для закатки образцов

Испытания на определение прочности образцов на сжатие и растяжение проводятся прибором Testometric M350-5CT (рисунок 2.2). В процессе



подготовки к испытаниям, в начале, выдержанную смесь (1 сутки для ДЭГ-1 и 2 суток для ЭД-20) (рисунок 2.3) необходимо распилить на блоки, 5 на 5 см, удобной для проведения испытаний формы (рисунок 2.4) в количестве от 8 штук. Далее каждой заготовке необходимо придать ровную и, самое главное, параллельную форму оснований, для чего ее следует обточить.



Рисунок 2.2 – Подготовка образца к испытанию на приборе Testometric



Рисунок 2.3 – Укатанные образцы эквивалентных материалов

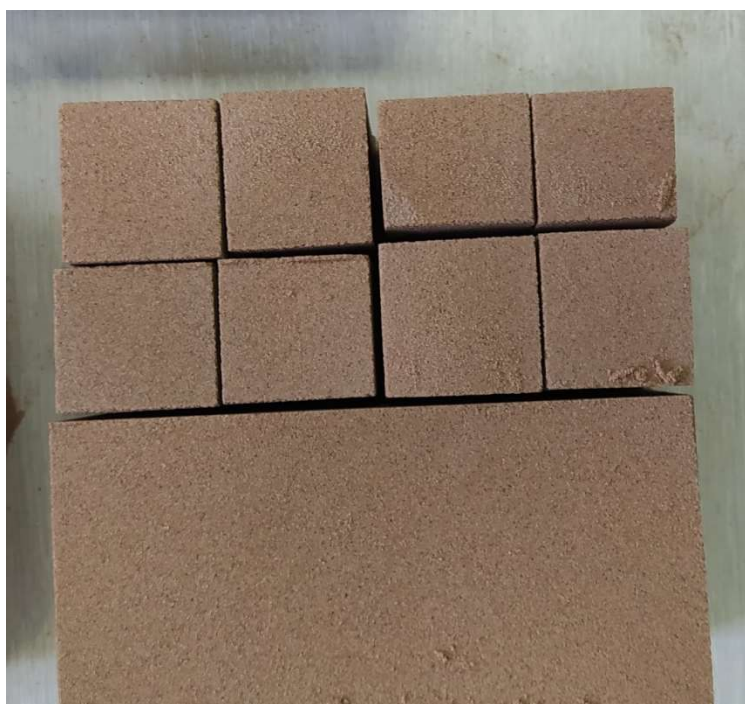


Рисунок 2.4 – Образцы эквивалентных материалов необходимые для определения физико-механических свойств

При проведении испытания на сжатие для каждого из испытуемых образцов (рисунок 2.5) строится график прочности (рисунок 2.6). После проведения всех испытаний на сжатие для конкретной рецептуры необходимо исключить неправдоподобные результаты и получить среднее значение разрушающей нагрузки для данной рецептуры.



Рисунок 2.5 – Разрушение образца в процессе испытания на одноосное сжатие

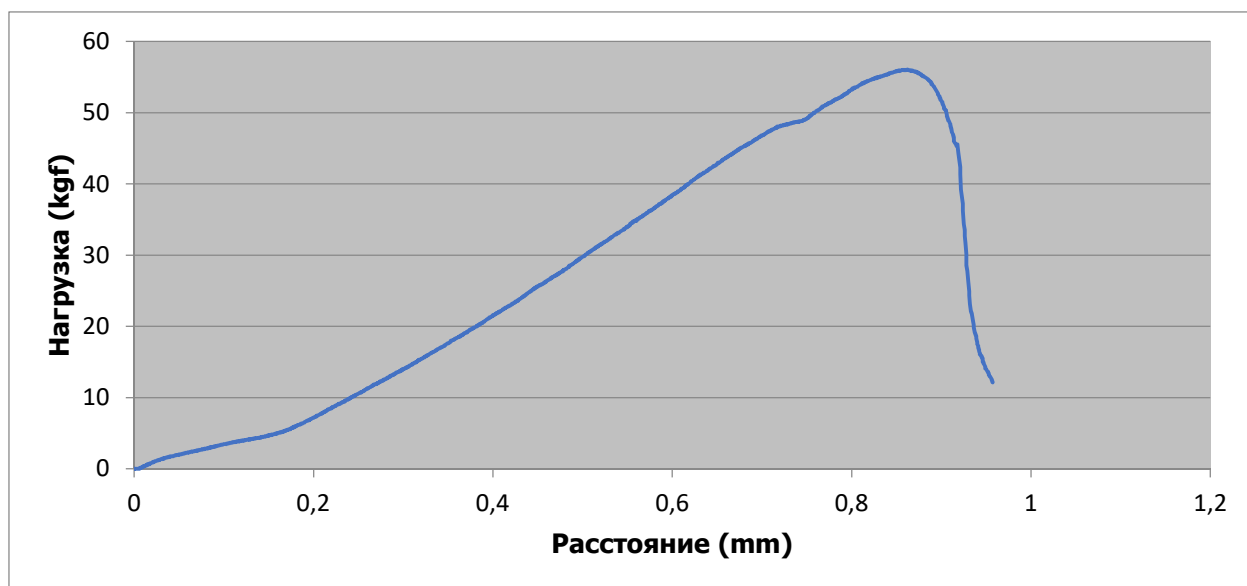


Рисунок 2.6 – Паспорт прочности ДЭГ-1 0,8

По результатам проведенных испытаний получены данные по прочности на одноосное сжатие каждой рецептуре, которые приведены в таблицах 2.7 и 2.8.

Таблица 2.7 – Прочность на одноосное сжатие образцов на основе смолы ДЭГ-1

ДЭГ-1		Cs - 0,6%		
№ исп	S (см2)	P (кг)	h (см)	Бсж (кг/см2)
1	22,56	-	7,8	-
2	22,09	16,57	8	0,75
3	22,56	25,04	7,7	1,11
4	22,56	22,56	7,5	1
Среднее значение				0,95
ДЭГ-1		Cs - 0,7%		
№ исп	S (см2)	P (кг)	h (см)	Бсж (кг/см2)
1	24,5	45,82	7,9	1,87
2	22,54	0,00	8,1	-
3	23,04	43,55	7,9	1,89
4	23,03	36,39	8	1,58
Среднее значение				1,78
ДЭГ-1		Cs - 0,8%		
№ исп	S (см2)	P (кг)	h (см)	Бсж (кг/см2)
1	22,5	-	7,9	-
2	22,54	56,04	8	2,49
3	23,52	75,80	7,8	3,22
4	22,54	61,76	7,9	2,74
Среднее значение				2,82

Таблица 2.8 – Прочность на одноосное сжатие образцов на основе смолы ЭД-20

ЭД-20		Cs - 0,6%		
№ исп	S (см2)	P (кг)	h (см)	Бсж (кг/см2)
1	24,01	144,67	7,1	6,02
2	24,01	129,3	7,5	5,38
3	23,86	127,36	7,35	5,34
4	23,04	136,93	7,8	5,94
Среднее значение				5,67
ЭД-20		Cs - 0,8%		
№ исп	S (см2)	P (кг)	h (см)	Бсж (кг/см2)
1	23,76	395,51	7,9	16,65
2	23,52	397,18	7,3	16,89
3	24	287,13	7,6	-
4	24,01	368,29	8	15,28
Среднее значение				16,27

## Продолжение таблицы 2.8

ЭД-20 Cs - 1,5%				
№ исп	S (см2)	P (кг)	h (см)	Бсж (кг/см2)
1	23,04	1075,00	8	46,66
ЭД-20 Cs - 2%				
№ исп	S (см2)	P (кг)	h (см)	Бсж (кг/см2)
1	24,5	1100,00	8	44,9

Исходя из полученных значений прочности на сжатие образцов с низким содержанием связующего (Cs 0,5 и Cs 0,6) следует, что данные рецептуры ввиду заметной изменчивости и непостоянности свойств полученных эквивалентных материалах не могут быть использованы для выполнения моделирования горного массива. Как уже было сказано выше, в подобной ситуации следует увеличить количество глицерина с целью увеличения количества связующего. Рецептуры с увеличенным количеством глицерина представлены в таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Рецепт эквивалентного материала с двойным глицерином

Смола ДЭГ-1		
№	Тип материала	Грамм
1	Связующее	96,75 (CS 0,5%)
	ДЭГ-1	43,5
	ПЭПА	9,75
	Глицерин	43,5
	Песок	14903

Полученные значения прочности на одноосное сжатие образцов с увеличенным глицерином представлены в таблице 2.10.

Таблица 2.10 – Прочность на одноосное сжатие образцов с двойным глицерином

ДЭГ-1 Cs - 0,5%				
№ исп	S (см2)	P (кг)	h (см)	Бсж (кг/см2)
1	22,54	8,5	22,86	1,01
2	23,04	8,2	22,575	0,98
3	22,56	8,3	24,133	1,07
4	23	7,8	18,868	0,82
Среднее значение				0,97

По результатам проведенных испытаний получаем графики прочности на сжатие для образцов в зависимости от рецептуры для каждого типа смол, которые представлены на графиках 2.7 и 2.8.

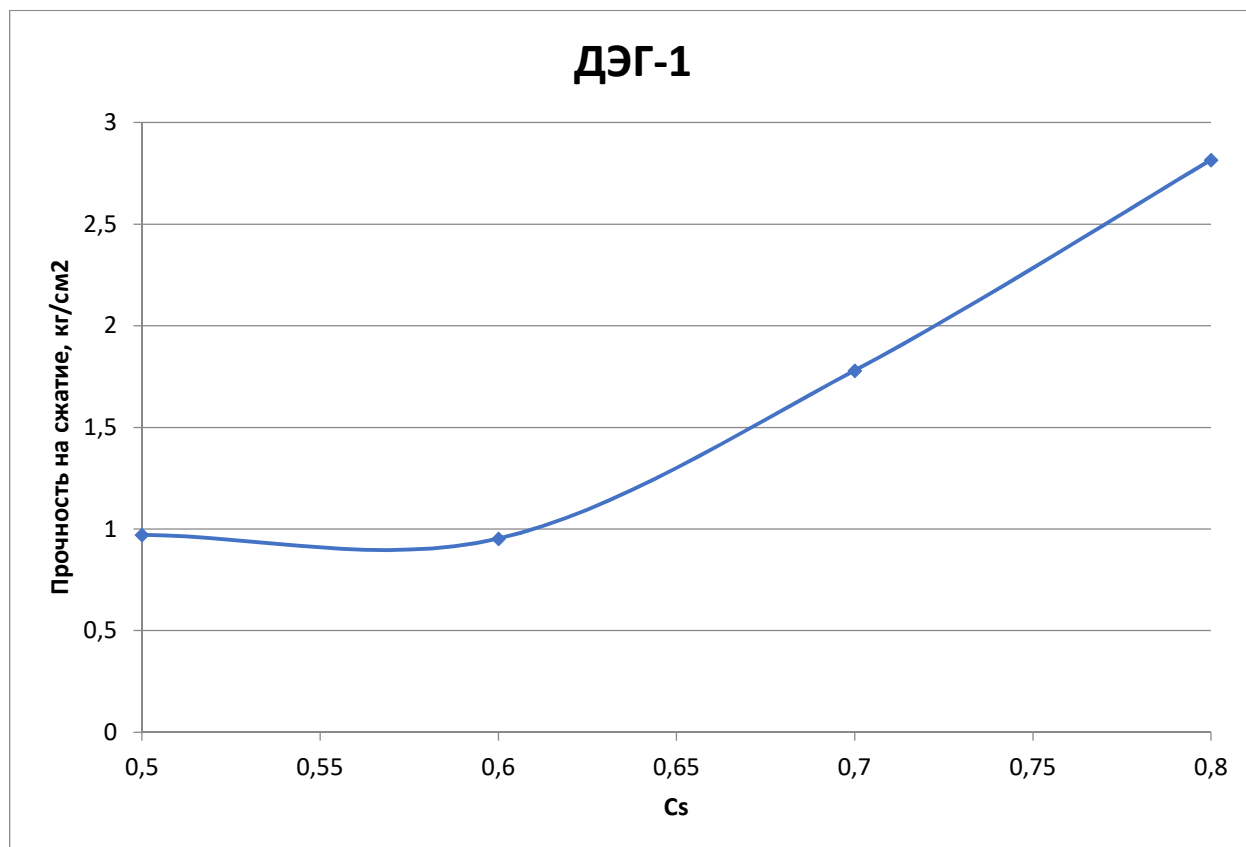


Рисунок 2.7 – Прочностные свойства образцов на основе смолы ДЭГ

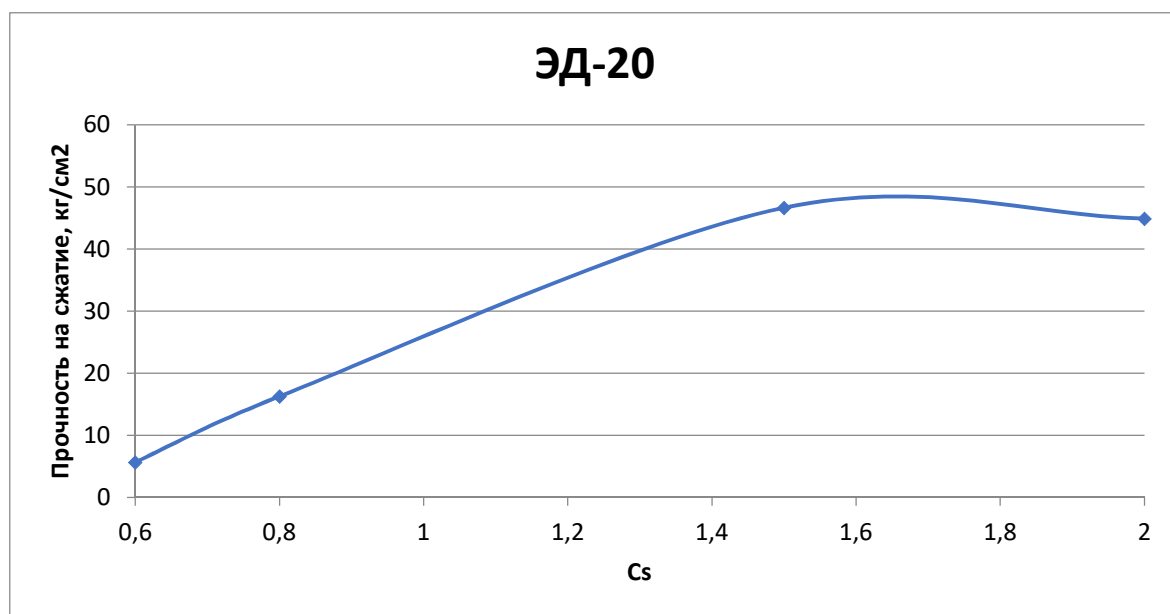


Рисунок 2.8 – Прочностные свойства образцов на основе смолы ЭД-20

При помощи полученных графиков получаем содержание связующего и рецептуру приготовления слоев эквивалентных материалов модели согласно

горно-геологическим условиям. Так, рецептура для приготовления эквивалентных материалов используемых в модели представлена в таблице 2.11.

Таблица 2.11 – Таблица рецептов эквивалентных материалов

№	Слой	Смола	%	грамм				кг
				Связующее	Смола	ПЭПА	Глицерин	Песок
1	Вышележащие породы	ДЭГ-1	CS 1,0	150	87	19,5	43,5	14,85
2	Основная кровля	ДЭГ-1	CS 0,75	112,5	62,25	14,625	32,625	14,88
3	Непосредственная кровля	ДЭГ-1	CS 0,65	97,5	56,55	12,675	28,275	14,90
4	Закладочный массив	ЭД-20	CS 1,5	225	187,5	37,5	-	14,78
5	Ложная кровля	ДЭГ-1	CS 0,5 Э	96,75	43,5	9,75	43,5	14,90
6	Пласт	ДЭГ-1	CS 0,5 Э	96,75	43,5	9,75	43,5	14,90
7	Ложная почва	ДЭГ-1	CS 0,5 Э	96,75	43,5	9,75	43,5	14,90
8	Непосредственная почва	ДЭГ-1	CS 0,65	97,5	56,55	12,675	28,275	14,90
9	Подстилающие породы	ДЭГ-1	CS 0,75	112,5	62,25	14,625	32,625	14,88

#### 2.4 Изготовление модели механизированной крепи

В используемом масштабе моделирования (1:50) процесса формирования монтажной камеры важным фактором является моделирование механизированной крепи как устройства управления кровлей.

Модель механизированной крепи должна быть податливой и быть изготовленной с учетом геометрического подобия модели. Так, верхняк крепи по критерию геометрического подобия изготовлен с размерами 8,2 на 20 см, что равняется 4,1 м (длина верхняка натурной крепи) и ширине модели. На основании крепи снята фаска с двух сторон для упрощения ее передвижки и исключения зацепа пород почвы. С целью недопущения ее переворачивания основание имеет подобные верхняку (за исключением высоты) геометрические размеры. Для моделирования податливости между верхняком и основанием крепи должен разместиться материал, обладающий упругими свойствами. Так, между данными элементами крепи расположена сантехническая резина. Все элементы крепи соединены между собой нитками, для чего были просверлены по 3 отверстия у каждой стороны изделия. Готовый вид изделия представлен на рисунке 2.9.



Рисунок 2.9 – Модель механизированной крепи

Для определения упругости механизированной крепи необходимо получить график зависимости смещений от давления нагрузив изделие на приборе Testometric который представлен на рисунке 2.10.

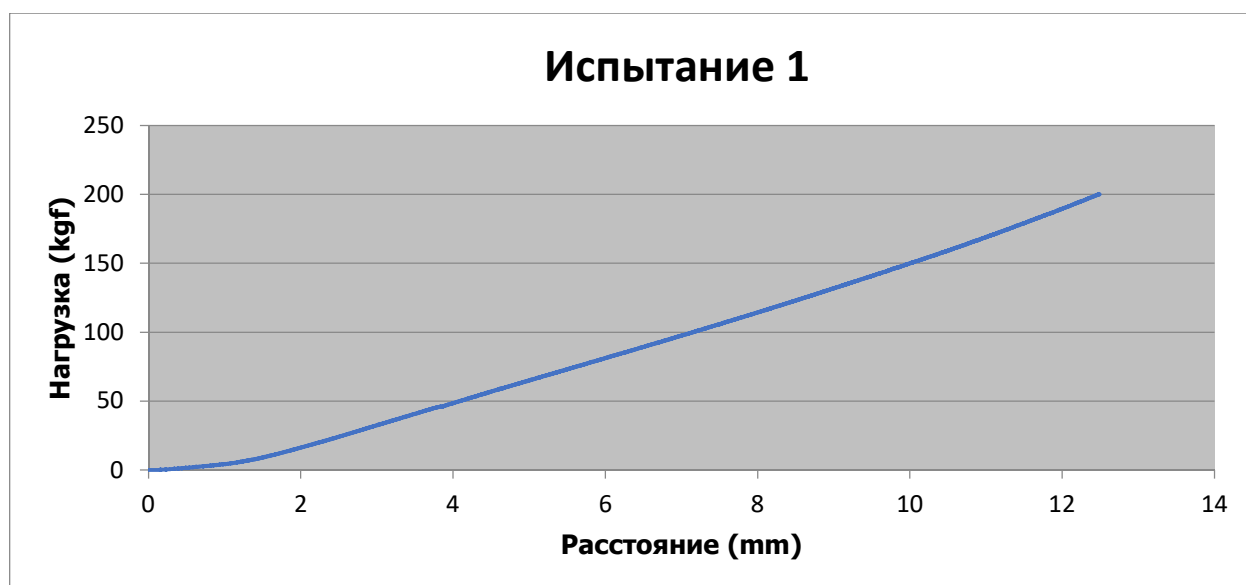


Рисунок 2.10 – График нагружения модели механизированной крепи



## 2.5 Изготовление модели. Подготовительные операции

Для построения расчетной схемы и дальнейшего изготовления модели необходимо начертить эскиз, который должен отображать наиболее значимую область проведения эксперимента (рисунок 2.11).

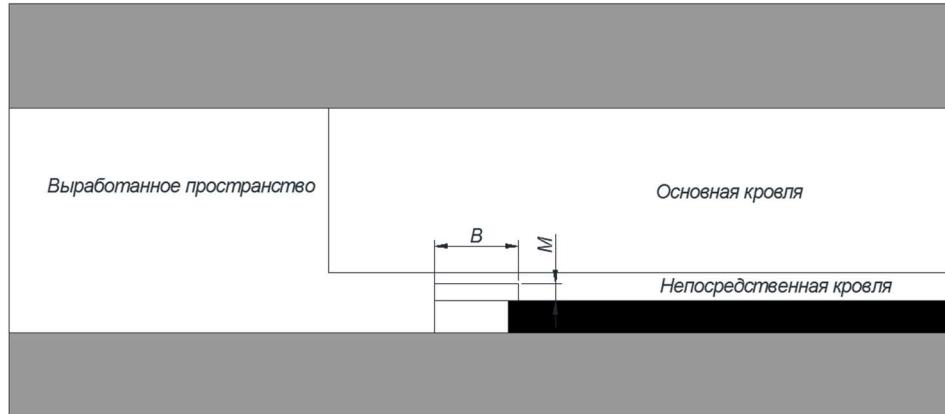


Рисунок 2.11 – Эскиз расчетной схемы

При использовании стенда с размерами 60\*70 см и геометрическом масштабом 1:50 получаем принципиальную схему физической модели из эквивалентных материалов (рисунок 2.12).

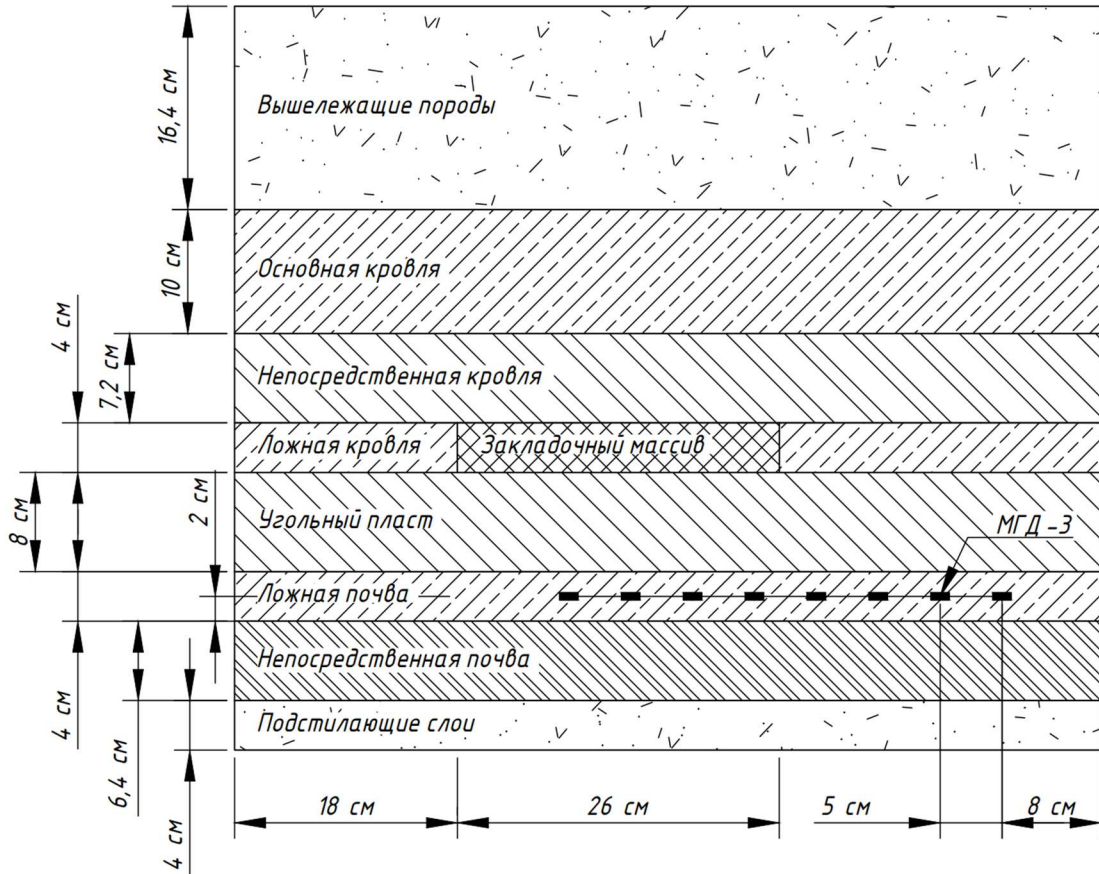


Рисунок 2.12 – Принципиальная схема физической модели

Процесс закатки слоя модели при уже подготовленной или подготавливаемой параллельно смеси эквивалентных материалов состоит из следующих последовательных действий:

1. Установить на стенде опалубку. Стенки опалубки должны быть горизонтальны и на одинаковой высоте от основания с обеих сторон;

2. Измерить дно слоя и записать в журнал закатки моделей (таблица 2.12);

3. Установить уровень гладилки в зависимости от мощности укатываемого слоя. Если мощность слоя 2-3 см, то на укатку необходимо прибавить 0,5-0,6 мм, если слой по 1 см – 0,2-0,3 мм. При использовании насечки (рисунок 2.13), для уменьшения крепости слоя на изгиб, мощность получаемого слоя не должна превышать максимальную глубину насечки слоя;

4. Высыпать смесь на стенд, в опалубку. Поверхность слоя тщательно выровнять гладилкой и убрать излишки смеси;

5. Укатать смесь катком через полоску картона. Каток должен пройти 15 полных циклов (30 раз);

6. Утрамбовать смесь у торцов и по краям опалубки, чтобы слои были ровными;

Убрать картон и замерить гладилкой уровень укатка. Если модель представляет собой монолит, то необходимо произвести легкое разграбливание верхней части укатанного слоя для лучшего схватывания со следующим слоем. Если модель слоистая, то необходимо просыпать слой слюдой (рисунок 2.14). Насекать слои модели необходимо до посыпки приготовленного слоя микой;

Таблица 2.12 – пример заполнения журнала закатки модели.

Номер слоя	Дно, см	Гладилка		Укатка, см	Мощность слоя, см
		До укатки, см	После укатки, см		
1	12,0	9,5	10,0	0,5	2,4
2	10,0	7,5	7,9	0,4	2,1



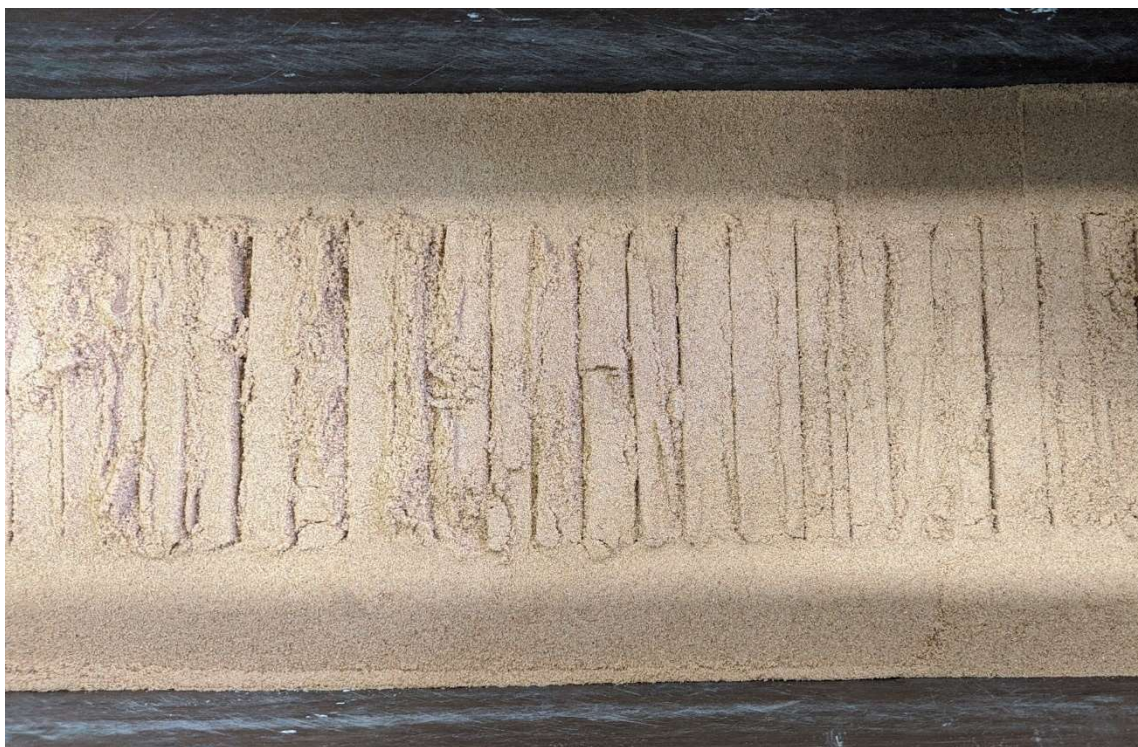


Рисунок 2.13 – Насеченный слой

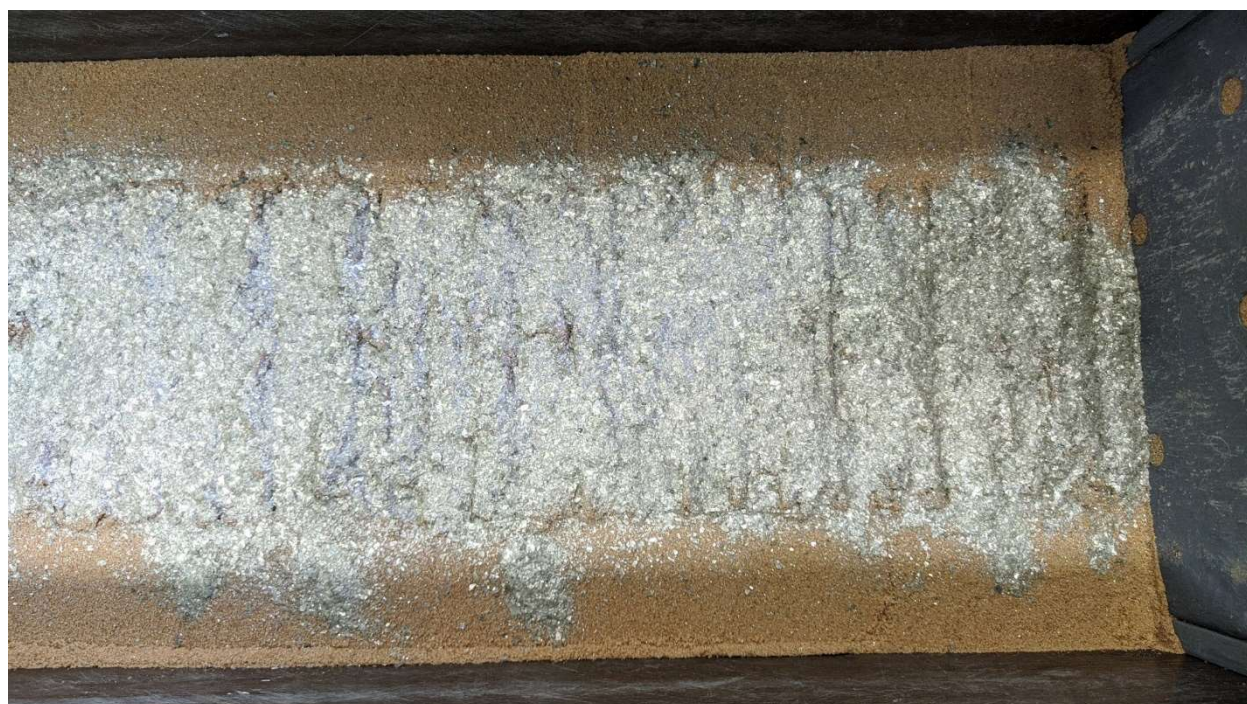


Рисунок 2.14 – Посыпка слюдой насечки

Особенность формирования описанной модели из эквивалентных материалов: формирование закладочного массива происходит после укатки (6 пункт процесса закатки слоя модели) ложной кровли. Часть слоя вынимается до обнажения кровли предыдущего слоя. Высыпается и выравнивается подготовленная смесь эквивалентных материалов с учетом величины



недозаклада. Смесь укатывается через полоску картона или резины. При наличии излишек, смесь следует аккуратно выбрать шпателем. Таким образом, в слое образуется полость, которую в последствии заполнит слой эквивалентных материалов непосредственной кровли. Насекается только смесь ложной кровли. Весь слой, в котором расположены ложная кровля и закладочный массив, просыпается слюдой. Слабые слои модели из-за возможности их вывала должны быть закреплены оргстеклом. Слой эквивалентных материалов, моделирующих угольный пласт, следует выделить цветом, для более точного отпиливания и уборки данного материала из модели. Выделение цветом происходит на этапе смешивания всех компонентов смеси путем подмешивания в смесь золы.

Для определения величин горного давления, действующего внутри модели, необходимо установить пьезоэлектрические датчики МГД-3, которые следует расположить в слое ложной кровли, в наиболее значимой для моделирования зоне и расстоянием между друг другом равном от 2 диаметров датчика (рисунок 2.15). При более близком расположении датчиков данные считываемые ими могут быть некорректными из-за взаимного влияния. Размеры датчика МГД-3: диаметр – 15 мм, толщина – 1,5 мм. Информация с датчиков обрабатывается программным обеспечением типа «АСTest Pro», пригодным для обработки сигналов всех типов и позволяющим контролировать ход эксперимента в режиме реального времени. Сформированная модель защищена оргстеклом, которое крепится к стенду швеллером и струбциной. Таким образом, конечный вид модели представлен на рисунке 2.16.

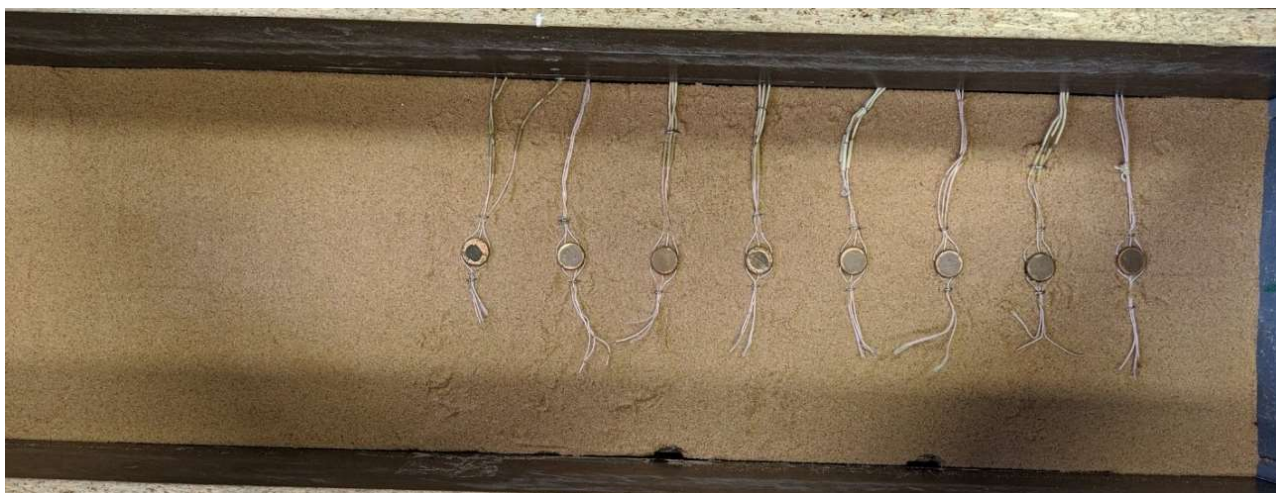


Рисунок 2.15 – Расположение датчиков МГД-3

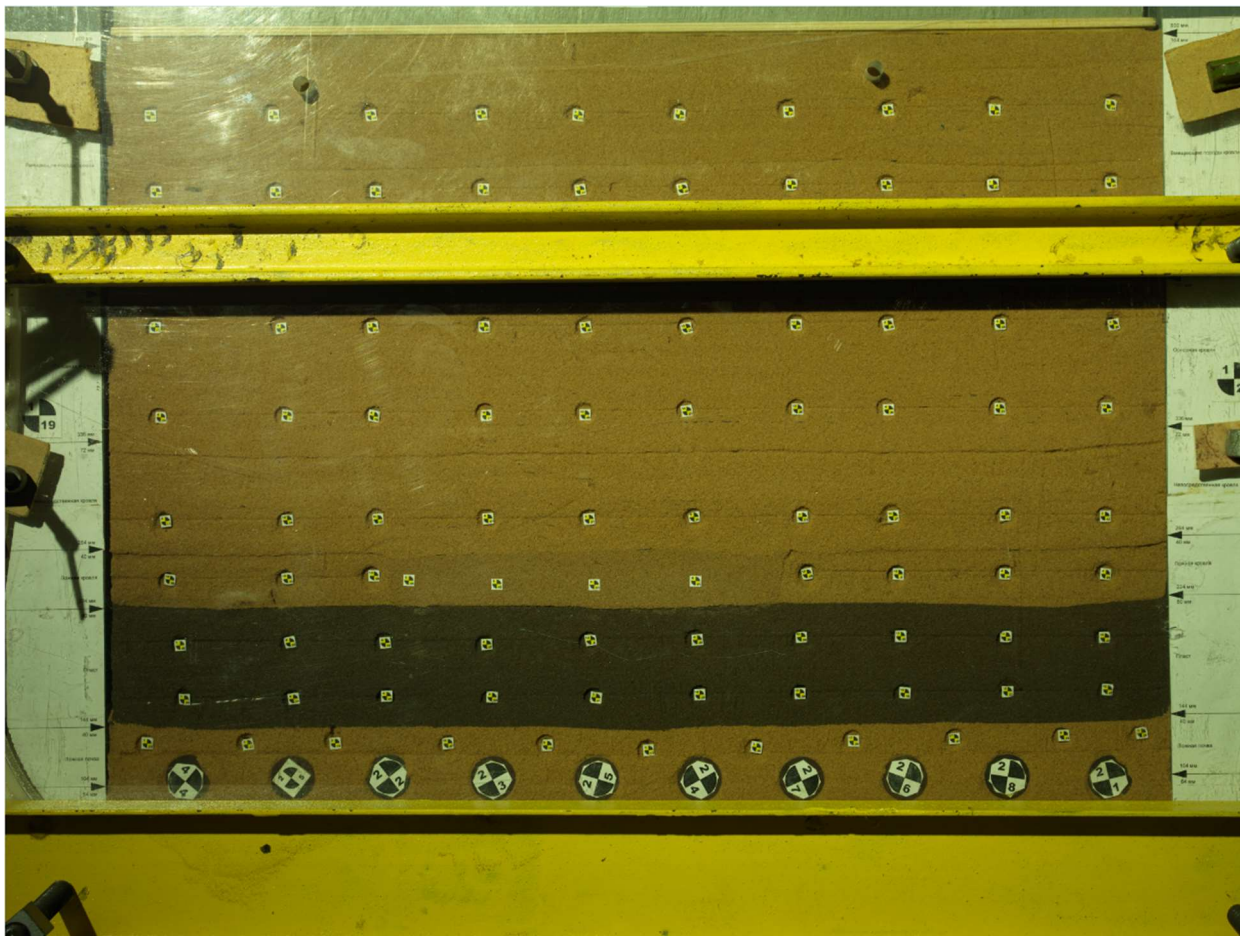


Рисунок 2.16 – Модель из эквивалентных материалов после проведения всех подготовительных операций

## 2.6 Вычисление тарировочного коэффициента датчиков МГД-3

Датчики МГД-3 оснащены пьезоэлектрическими кристаллами, благодаря чему способны преобразовывать оказываемое на них давление в электрический ток определённого напряжения. Чтобы установить зависимости напряжения от величины давления, необходимо вычислить тарировочные коэффициенты каждого из датчиков. Для этого проводилась тарировка оборудования путем многоэтапной нагрузки-разгрузки модели. На рисунке 2.17 представлен график многоэтапной нагрузки-разгрузки модели в среде «ACTest Pro».

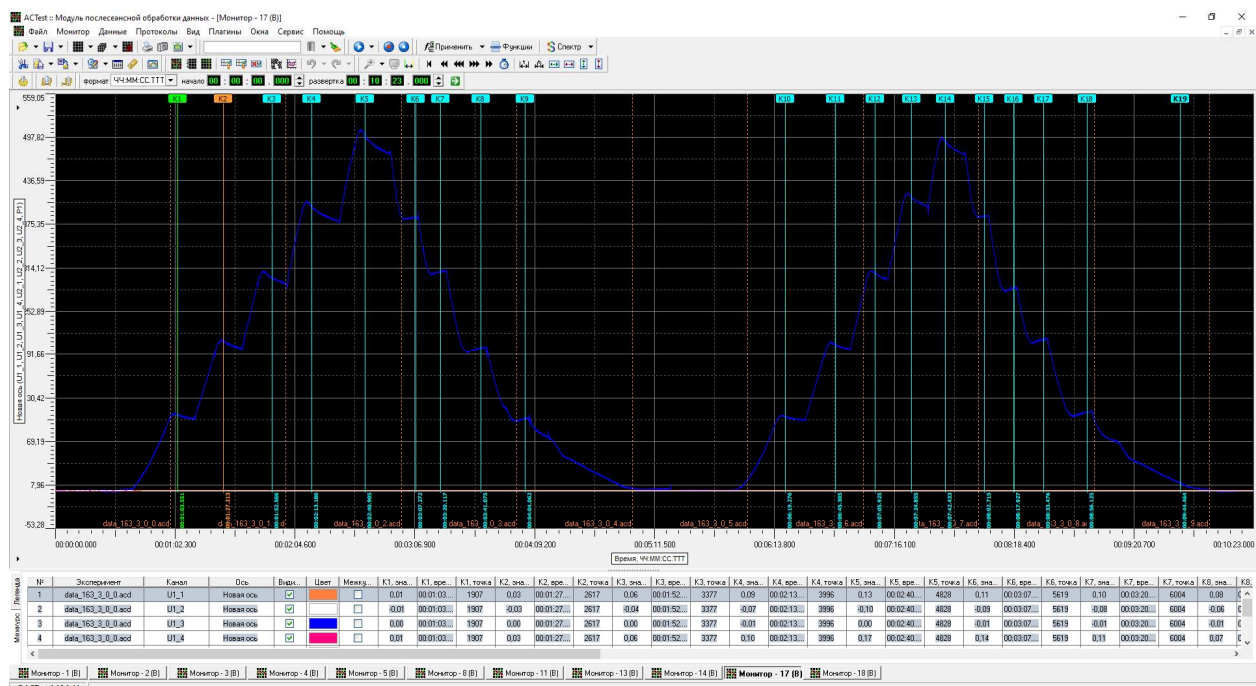


Рисунок 2.17 – График нагрузки-разгрузки модели для вычисления тарировочного коэффициента

Для вычисления тарировочного коэффициента каждого из датчиков МГД-3 модель ступенчато нагружалась с шагом в 100 кг. При первом нагружении происходит усадка модели и потому первый цикл нагрузки-разгрузки при вычислении тарировочного коэффициента не учитывается. Для снятия показаний с датчиков в определенный момент времени необходимо выставить метку, которую необходимо выставить на некотором расстоянии от пиковых величин нагрузки-разгрузки модели.

Значения датчиков и нагрузки, действующей на модель, выгружаются. После чего строятся графики показаний датчиков при определенной нагрузке. Для получения наиболее точного тарировочного коэффициента выбирается график без скачков показаний датчиков, изгибов. График значений датчиков МГД-3 принятых к расчету тарировочного коэффициента представлен на рисунке 2.18. Изначально показания датчиков могут иметь как положительное, так и отрицательное значение. Данный эффект связан с особенностями подключения каналов к считывающим платам и к ПК и не имеют влияния на дальнейшую обработку данных.

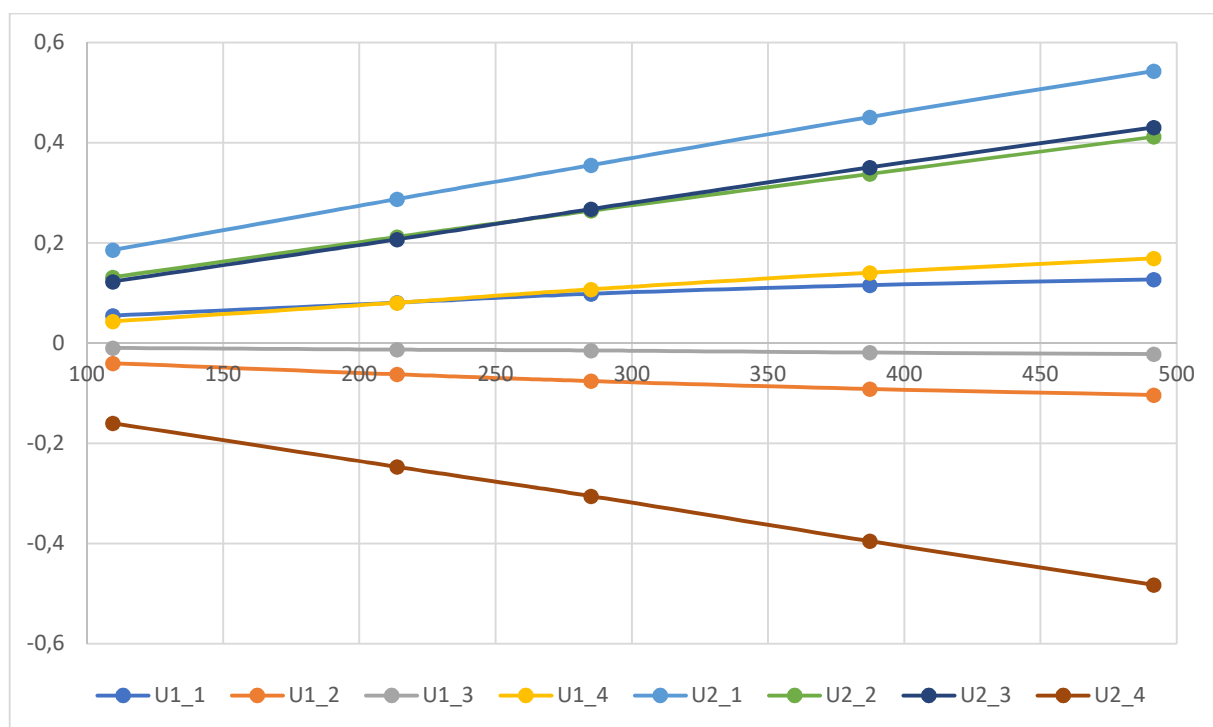


Рисунок 2.18 – Показания датчиков без тарировочного коэффициента

Тарировочный коэффициент рассчитывается как среднее значение разниц приращения давления на модель, деленное на разницу приращений показаний датчика (2.8):

$$K_{\text{тарр}} = \sum_{i=1}^n \frac{\Delta P_{\text{нагр}}}{\Delta P_{\text{датч}}} \div n \quad (2.8)$$

Расчетные показания тарировочного коэффициента для каждого датчика приведены в таблице 2.13.

Таблица 2.13 – Тарировочные коэффициенты датчиков МГД-3.

№ датчика	1	2	3	4	5	6	7	8
Коэфф.	3981	-4916,2	-32086	2789,2	1035,8	1330,1	1218,6	-1154,4

## 2.7 Отработка модели эквивалентных материалов

Отработка модели ведется от левого края стенда (рисунок 2.19). Моделирование считается окончанным в момент потери закладочным массивом устойчивости за счет разрушения правой опоры – краевой части целика. Журнал ведения отработки модели представлены в таблице 2.14. Все шаги отработки можно разделить на несколько основных этапов:

1 – Ведение очистных работ. Шаги 1 – 12;



2 – Формирование демонтажной камеры до необходимого размера демонтажной дорожки. Шаги 13 – 19;

3 – Исследование параметра глубины заделки закладочного массива. Шаги 19 – 30.

Таблица 2.14. Журнал отработки модели на эквивалентных материалах

№ этапа	Нагрузка, кг	Примечания
1	0	Сделан пропил по левой стороне модели до непосредственной кровле
2	300	Половина нагрузки
3	600	Образован забой. Вставлена мех. крепь. Нагрузка поднята до номинала.
4	520	Забой подвинут на 0,8 м (1,6 см). Обрушение участка ложной кровли.
5	600	Передвинули мех. крепь.
6	600	Передвинули крепь и забой на 0,8 м (1,6 см).
7	580	Пропилен недозаклад.
8	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м.
9	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м.
10	560	Обрушение непосредственной кровли.
11	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м.
12	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м. Подошли к закладочному массиву.
13	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м. Обрушение непосредственной кровли при передвижке крепи. Обнажили закладочный массив. Начало формирования Д.К.
14	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м.
15	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м.
16	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м.
17	600	Подвигание забоя на 0,8 м.
18	600	Подвигание забоя на 0,8 м.
19	600	Подвигание забоя на 0,8 м. Завершение 2-го цикла формирования Д.К.
20	780 (1000)	Нагрузили до 1000 кг. Образование трещин в основной кровле
21	600	Поправили пригрузочную пластину. Пропилили модель по левому краю.
22	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м.
23	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м. Уменьшение длины закладочного массива на 1,6 м (3,2 см).
24	600	Пропилили закладку по границе перекрытия мех. крепи в выработанном пространстве.
25	500	Обрушение в выработанном пространстве отпиленной части з.м. (без пригрузки)
26	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м.
27	600	Подвигание забоя и крепи на 0,8 м. Уменьшение длины з.м. на 1,6 м (3,2 см). Глубина заделки з.м. 3,3 м (6,6 см).
28	600	Наблюдается расслоение и отжим угля.
29	770	Подняли нагрузку. Наблюдается разрушение призабойной части пласта. Разрушение основной кровли над и перед демонтажной камерой. Активное смещение закладочного массива в д.к.
30	790	Активное проявлении отжима. Отстрел мелких частиц угля от забоя. Полное разрушение призабойной части пласта.



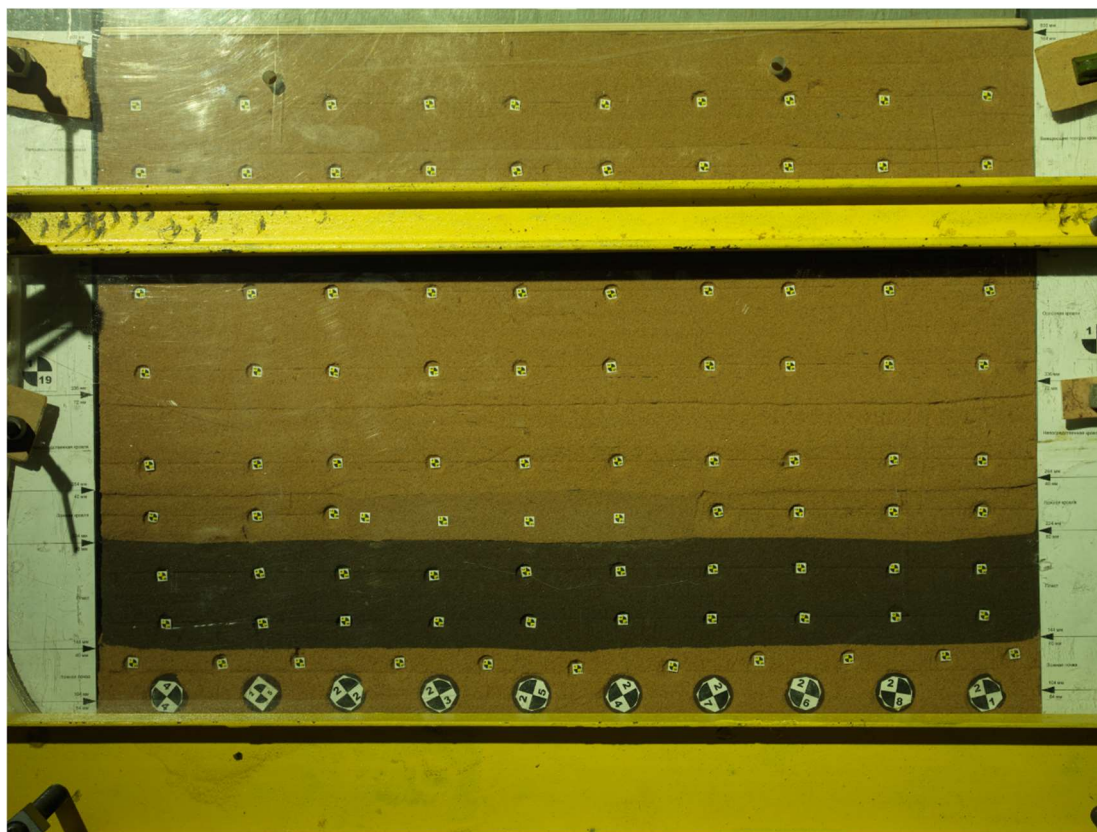


Рисунок 2.19 – Начальный этап моделирования

Первый этап отработки модели характеризуется подходом очистного механизированного комплекса к демонтажной камере. Ложная кровля обрушается сразу после подвигания секций механизированной крепи. Шаг обрушения непосредственной кровли выдержан. Исключением является первичный шаг обрушения кровли в модели. Заключительное фото первого этапа представлено на рисунке 2.20.

На втором этапе выполнения моделирования происходит формирование демонтажной камеры при максимальной величине заделки закладочного массива. Данный этап считается окончанным после того, как завальный край перекрытия механизированной крепи зайдет под закладочный массив, а длина демонтажной дорожки составит 2,4 м (4,8 см). Длина обнажения закладочного массива составит 6,5 м (13 см). В таких условиях демонтажная камера считается сформированной. Закладочный массив не допускает обрушения пород кровли в демонтажное пространство, краевая часть пласта удерживает закладочный массив.

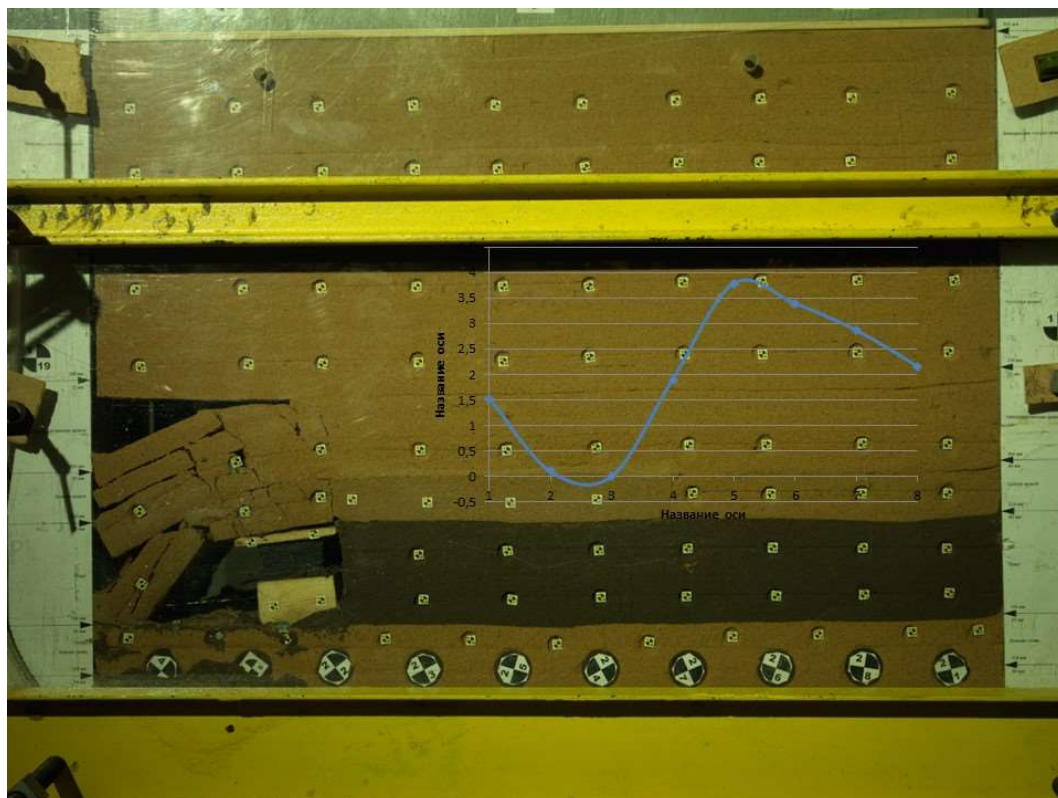


Рисунок 2.20 – Окончание моделирования очистных работ и подход к месту расположения демонтажной камеры. Коэффициент концентраций напряжений действующих в массиве

Фотография окончания второго этапа моделирования и показания датчиков МГД-3 в данном положении очистного забоя, сформированной демонтажной камере и величине заделки 6,5 м (13 см) представлена на рисунке 2.21.

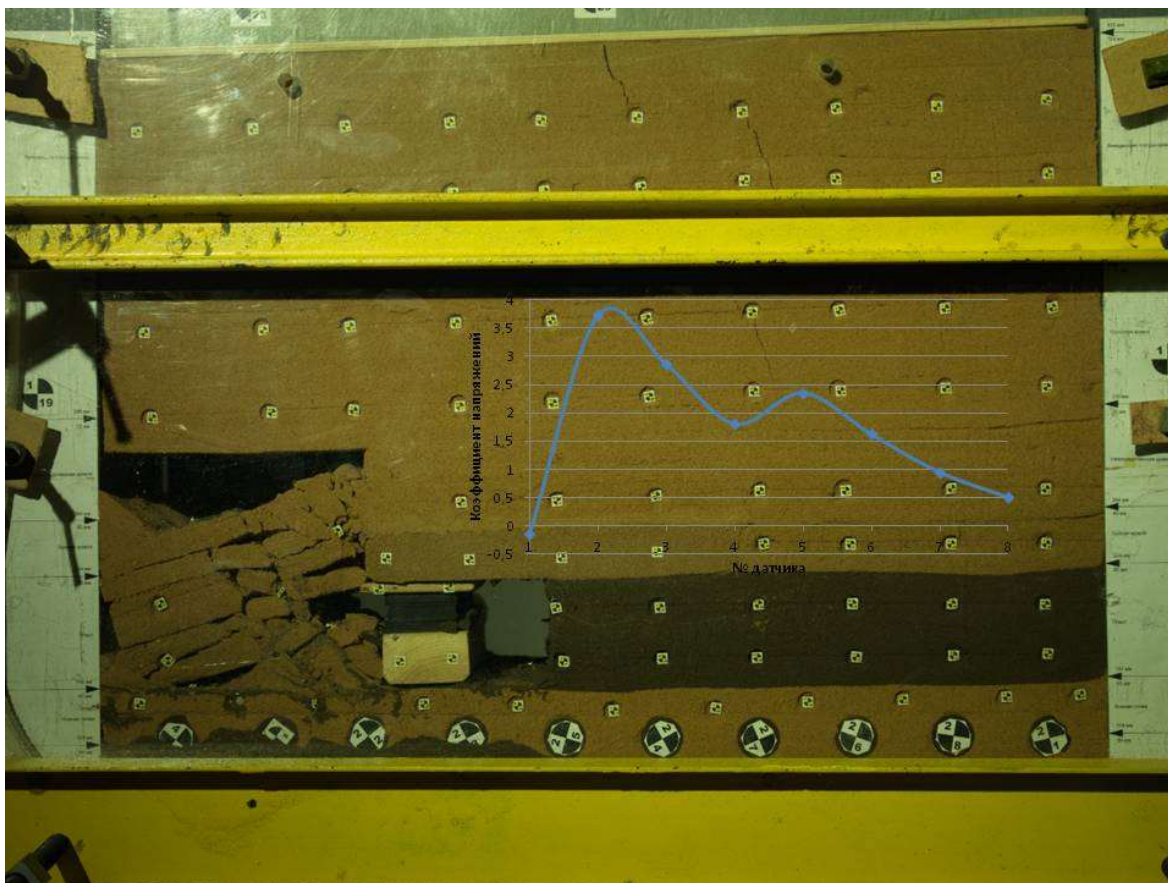


Рисунок 2.21 – Сформированная демонтажная камера при величине заделки 6,5 м (13 см) (шаг 19)

Смещения закладочного массива на данном этапе исследования являются незначительными. Так, величины смещений закладочного массива по 4 реперным точкам, размещенным на нем, представлены в таблице 17.

По данным таблицы закладочный массив несколько заваливается в сторону выработанного пространства, но, как говорилось ранее, данные смещения не существенны.

Таблица 2.15 – Смещения закладочного массива при формировании ДК

№ точек	1	2	3	4	1	2	3	4
№ замера	Величины смещений в модели, мм				Соответствующие смещения в натуре, м			
1	0,1	0,1	0,09	0,1	0,005	0,005	0,0045	0,005
2	0,09	0,06	0,05	0,03	0,0045	0,003	0,0025	0,0015
3	0,14	0,11	0,04	0,03	0,007	0,0055	0,002	0,0015
4	0,13	0,07	0,05	0,01	0,0065	0,0035	0,0025	0,0005
5	0,18	0,15	0,08	0,03	0,009	0,0075	0,004	0,0015
6	0,46	0,33	0,24	0,07	0,023	0,0165	0,012	0,0035
7	0,46	0,3	0,22	0,09	0,023	0,015	0,011	0,0045
Итого	1,56	1,12	0,77	0,36	0,078	0,056	0,0385	0,018



Третий этап моделирования направлен на определение минимально необходимой глубины заделки, при которой будет сохраняться устойчивое состояние демонтажной камеры. Так, показания коэффициента напряжений и состояния массива при дальнейшей обработке пласта до окончания эксперимента представлены на рисунках 2.22-2.26.

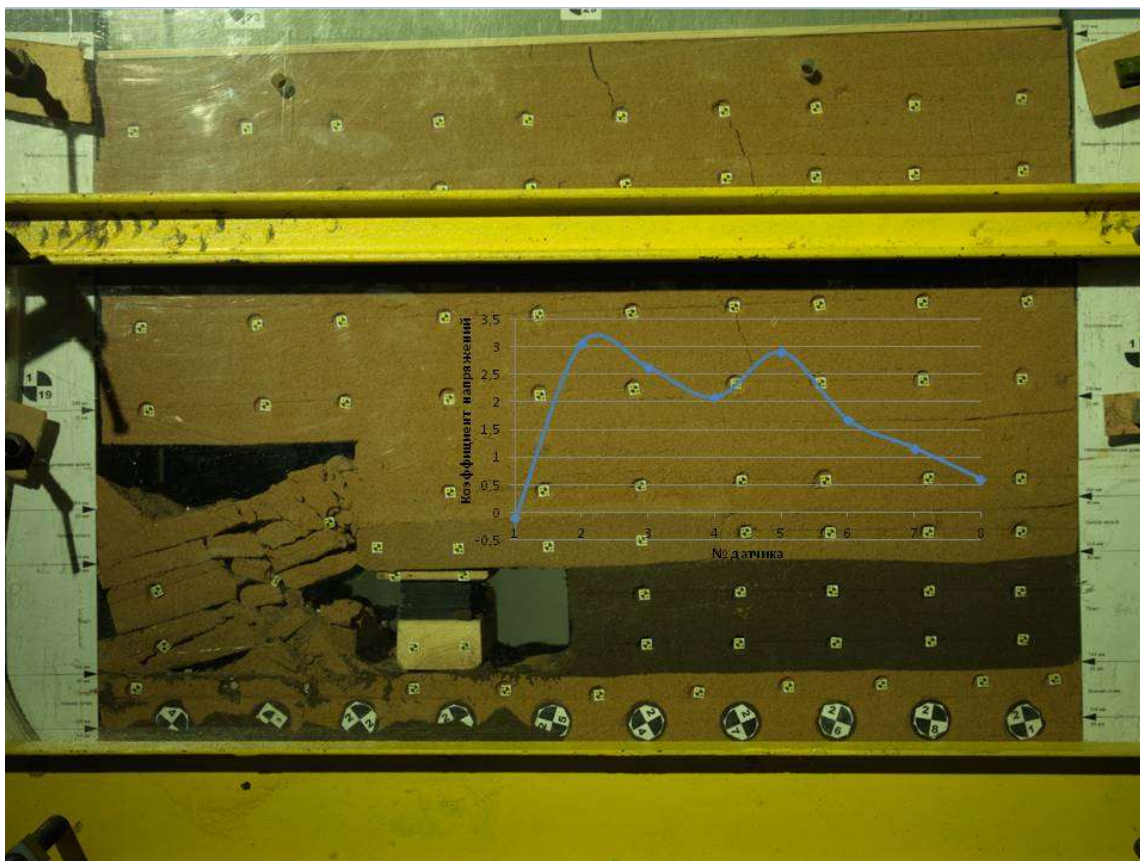


Рисунок 2.22 – Коэффициент напряжений при дальнейшей обработке пласта с подвижкой крепи на 0,8 м (1,6 см)

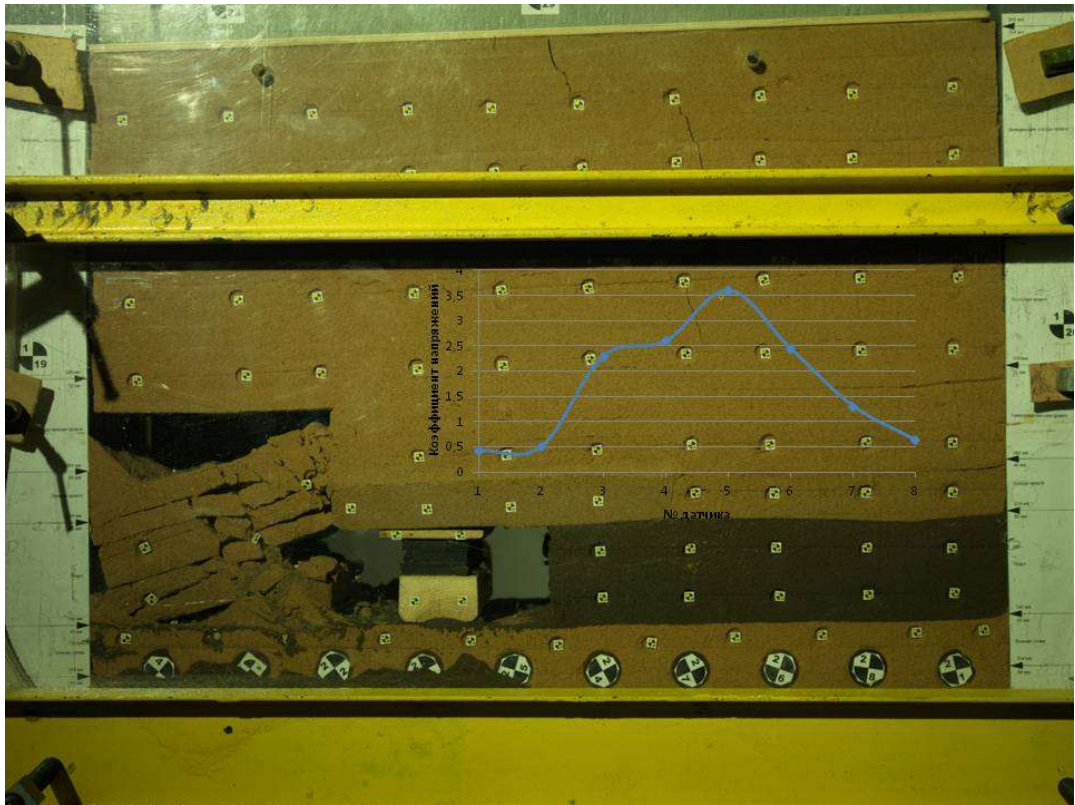


Рисунок 2.23 – Коэффициент напряжений при суммарной подвижке крепи 1,6 м (3,2 см)



Рисунок 2.24 – Состояние массива при суммарной подвижке крепи 2,4 м (4,8 см)





Рисунок 2.25 – Разрушение краевой части пласта при суммарной подвижке крепи 3,2 м (6,4 см) в течение непродолжительного времени

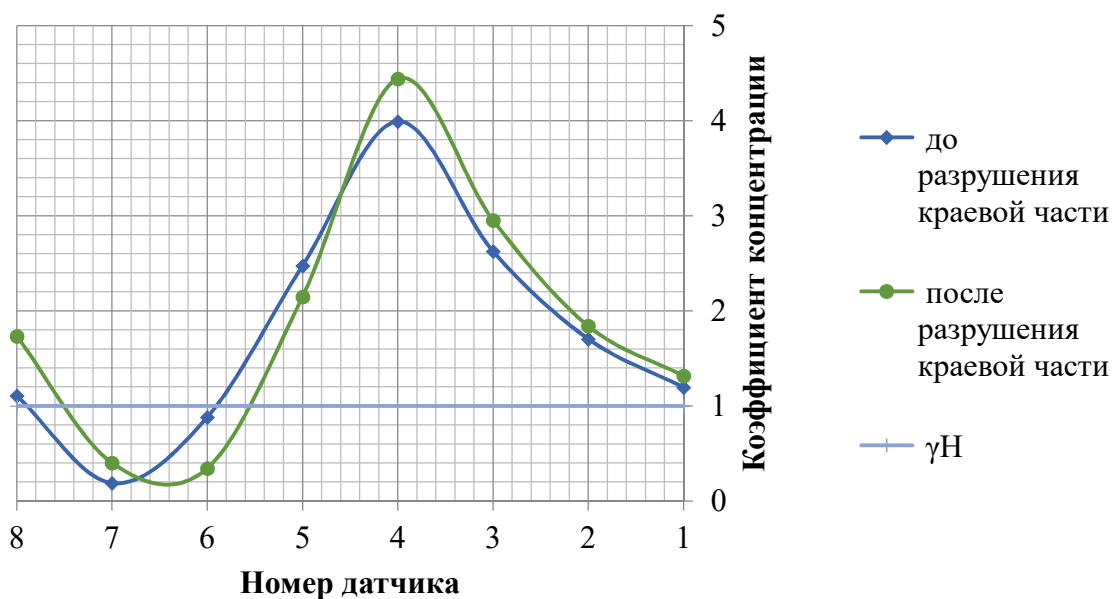


Рисунок 2.26 – Графики распределения коэффициента концентрации напряжений под краевой частью пласта

Потеря устойчивости краевой части пласта подтверждается графиками на рисунке 2.26. Видно, что в датчиках 6, 5, расположенных под краевой частью пласта, после её разрушения произошло падение напряжений, что свидетельствует о потере несущей способности вышележащего массива

(угольного пласта). При этом величина напряжений в датчиках 4, 3 увеличилась в результате их перераспределения. Итоговый график распределения напряжений в окрестности формируемой демонтажной камеры представлен на рисунке 2.27.

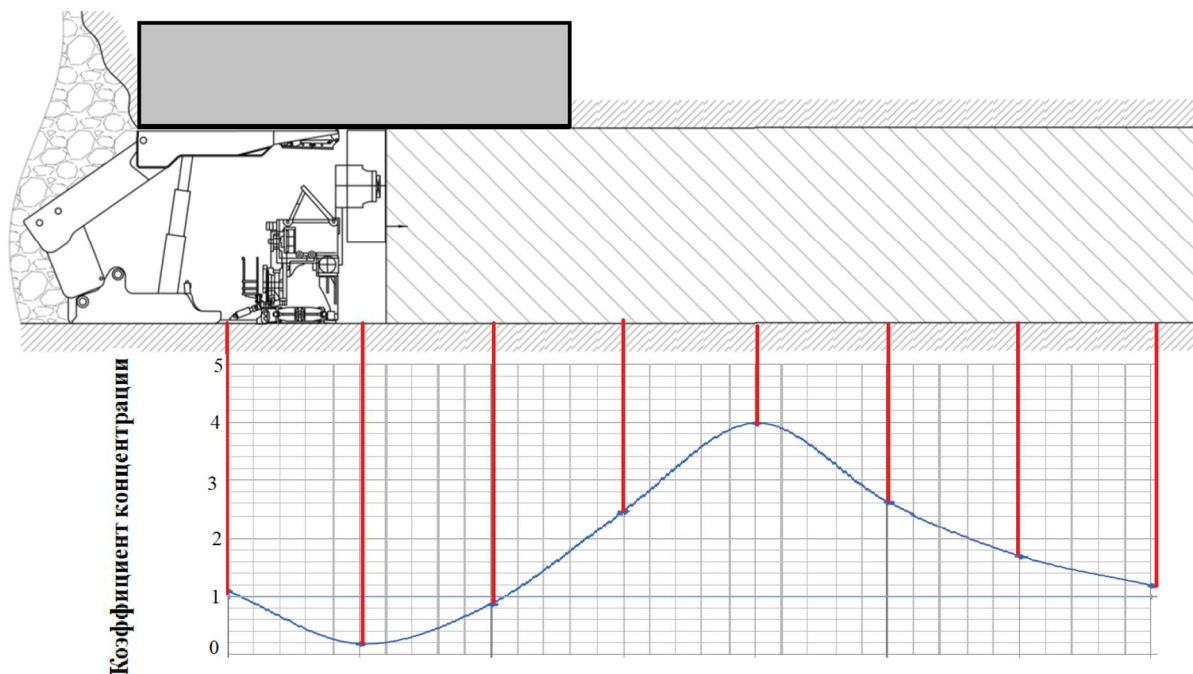


Рисунок 2.27 – Характер распределения напряжений в окрестности формируемой демонтажной камеры с применением рекомендуемой технологии под закладочным массивом

Как следует из таблицы 2.16, на этапе 5 отмечается резкий рост смещений закладочного массива. Данный этап характеризуется достижением минимальной длины заделки закладочного массива, которая была исследована в работе (3,2 м). Далее, через непродолжительное время, величины смещений вновь увеличились, что объясняется разрушением краевой зоны пласта и вывалом в пространство демонтажной камеры.

Исходя из полученных данных при проведении физического моделирования на эквивалентных материалах следует, что при данных ГГУ величина заделки закладочного массива должна быть не менее одной мощности пласта.

Таблица 2.16 – Смещения закладочного массива при уменьшении глубины заделки

№ точек	1	2	3	4	1	2	3	4
№ замера	Величины смещений в модели, мм				Соответствующие смещения в натуре, м			
1	1,250	0,980	0,710	0,390	0,063	0,049	0,036	0,019
2	0,740	0,590	0,420	0,230	0,037	0,030	0,021	0,012
3	-	0,080	0,050	0,040	-	0,004	0,003	0,002
4	-	0,990	0,700	0,400	-	0,050	0,035	0,020
5	-	3,100	2,040	0,930	-	0,155	0,102	0,047
6	-	-	0,300	0,210	-	-	0,015	0,010
7	-	-	3,540	2,660	-	-	0,177	0,133
8	-	-	2,790	2,830	-	-	0,140	0,142
Итого	1,990	5,740	10,550	7,690	0,100	0,287	0,528	0,385

## 2.8 Выводы по главе 2

1. Применение закладочного массива в породах непосредственной кровли полностью предотвращает вывалы в демонтажное пространство, что подтверждает работоспособность предложенной в предыдущей главе технологии формирования демонтажной камеры;

2. Сформированный закладочный массив не является концентратором напряжений, что подтверждается графиками распределения вертикальных напряжений. В некоторых случаях под закладочным массивом образуется зона разгрузки, что обусловлено наличием недозаклада (20%), что благоприятно сказывается на устойчивости массива угля в боку формируемой демонтажной камеры.

3. Наличие недозаклада способствует перераспределению вертикальных напряжений вглубь массива, что благоприятно сказывается на устойчивости угольного пласта в окрестности демонтажной камеры непосредственно под закладочным массивом. Так, величина коэффициента напряжений, действующего в массиве горных пород под закладочным массивом, при



переходе максимума опорного давления от левого края закладываемой выработки вглубь массива меньше величин действующих в остальном массиве.

4. Устойчивость массива угля в борту формируемой демонтажной камеры зависит от величины заделки закладочного массива. Так, наименьшим значением заделки, при котором бок демонтажной камеры является устойчивым, равняется одной мощности пласта.

## ГЛАВА 3 АНАЛИТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ

### 3.1 Разработка геомеханической модели для проведения компьютерного моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород при реализации предложенной технологии формирования монтажной камеры

В целях обоснования параметров предложенного способа формирования монтажной камеры было проведено компьютерное моделирование геомеханических процессов в её окрестности [2, 8, 21, 39, 55, 56, 77-79, 85].

Компьютерное моделирование выполнялось в упругопластической плоскодеформированной постановке. Исходные данные для моделирования принимались по горно-геологическим условиям (ГГУ) шахты «Талдинская-Западная-2».

Моделировался геологический разрез массива горных пород (МГП), включающий горизонтально залегающий угольный пласт, породы ложной кровли, непосредственной кровли, основной кровли, ложной почвы, непосредственной почвы, а также подстилающая и вышележащая толща пород (рисунок 3.1).

Начальное поле напряжений принималось геостатическим. Вертикальная компонента напряжений  $\sigma_y$  (МПа) определялась весом вышележащих пород, а горизонтальные  $\sigma_x$  и  $\sigma_z$  (МПа) – силами бокового распора (3.1-3.3):

$$\sigma_y = \gamma H \quad (3.1)$$

$$\sigma_x = k_x \sigma_y \quad (3.2)$$

$$\sigma_z = k_z \sigma_y, \quad (3.3)$$

где  $\gamma$  – объемный вес вышележащих пород, МН/м<sup>3</sup>;  $H$  – глубина, м;  $k_x$ ,  $k_z$  – коэффициенты бокового распора, при геостатическом напряженном состоянии МГП определяемые как (3.4):

$$k_x = k_z = \frac{\mu}{1-\mu}, \quad (3.4)$$

где  $\mu$  – коэффициент Пуассона пород.

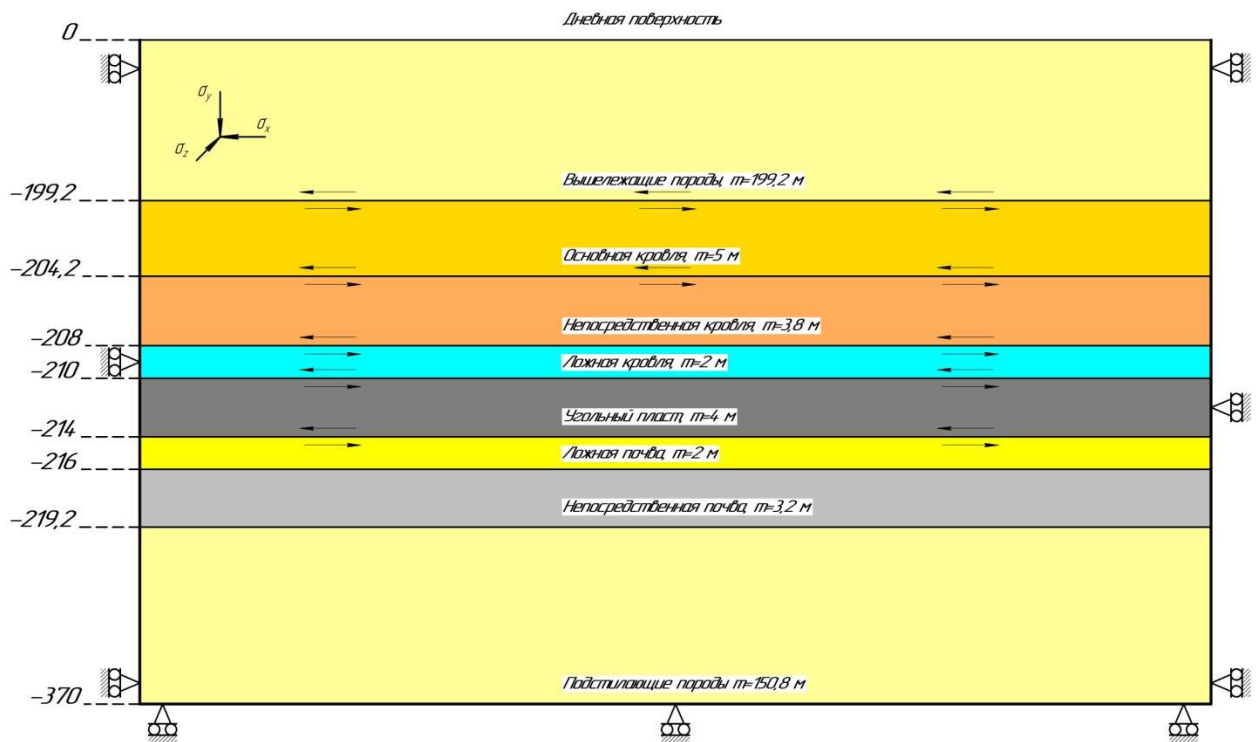


Рисунок 3.1 – Схематическое изображение моделируемого разреза

Граничные условия задавались следующим образом:

- на боковых границах модели: горизонтальные перемещения (по оси X) запрещены, вертикальные (по оси Y) разрешены;
- на нижней границе: горизонтальные перемещения разрешены, вертикальные запрещены;
- верхняя граница модели: вертикальные и горизонтальные перемещения разрешены.

Границы модели отодвигались от моделируемого объекта на расстояние, достаточное для минимизации их влияния на параметры напряженно-деформированного состояния (НДС) МГП в его окрестности.

Контактные условия между различными слоями кровли, между ложной кровлей и пластом и между ложной почвой и пластом задавались в виде неполного сцепления (с возможностью проскальзывания). Подобные контактные условия позволяют отдельным слоям МГП деформироваться с определенной степенью независимости друг от друга при имитации выемки пласта, что приближает виртуальные условия к условиям натуры.

Для моделирования пород в представленном на рисунке 3.1 была выбрана упругопластическая модель Кулона-Мора, широко распространенная при решении горногеомеханических задач. Она включает в себя условия перехода материала в область запредельного деформирования, т.е. позволяет воспроизводить потерю материалом несущей способности, что выгодно отличает её от более простой упругой модели.

Физико-механические свойства горных пород приняты в соответствии с ГГУ шахты «Галдинская-Западная-2» и приведены в таблице 3.1, свойства закладочного массива ориентировочно приняты по классу бетона В27,5 и приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.1 – Физико-механические свойства моделируемых пород

	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Прочность на сжатие в массиве, МПа	Прочность на сдвиг в массиве (сцепление), МПа	Прочность на растяжение в массиве, МПа	Коэффициент Пуассона	Модуль Юнга, МПа	Угол внутреннего трения, град
Вышележащие породы	2380	41	13	1	0,31	19900	40
Основная кровля	2420	51	15	1	0,34	21600	42
Непосредственная кровля	2330	19	7	1	0,28	17700	37
Ложная кровля	2150	14	5	1	0,3	10000	35
Пласт	1370	12	3	0,4	0,26	2500	36
Ложная почва	2150	14	5	1	0,3	10000	35
Непосредственная почва	2300	20	7	1	0,26	17200	39
Подстилающие породы	2380	41	13	1	0,31	19900	40

Таблица 3.2 – Физико-механические свойства закладочного массива

	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Прочность на сжатие в массиве, МПа	Прочность на сдвиг в массиве (сцепление), МПа	Прочность на растяжение в массиве, МПа	Коэффициент Пуассона	Модуль Юнга, МПа	Угол внутреннего трения, град
Закладочный массив	2200	35	10	3,5	0,2	34500	60

### 3.2 Разработка геомеханической модели для проведения компьютерного моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород при реализации предложенной технологии формирования демонтажной камеры

Целью физического моделирования на эквивалентных материалах является проверка работоспособности технологии формирования демонтажной камеры и исследование влияния закладочного массива на краевую часть пласта для определения значения параметра  $x_3$  в формуле (3.5):

$$b = x_1 + x_2 + x_3, \quad (3.5)$$

где  $x_1$  – длина поддерживающей части перекрытия механизированной крепи, м,  $x_2$  – технологически требуемая ширина демонтажной дорожки, которая кратна ширине захвата очистного комбайна, м,  $x_3$  – ширина опережающей части закладочного массива, которая должна быть вдвое больше ширины зоны отжима пласта, м.

Значение параметра  $x_3$  наиболее важно, т.к. формируемый закладочный массив одной стороной лежит на верхняках механизированных крепей, а другой стороной на пласту полезного ископаемого. Величина  $x_3$  должна обеспечивать устойчивость закладочного массива при минимальных ее размерах для недопущения образования вывалов в пространство демонтажной камеры, обеспечивая технологичность и безопасность ведения работ.

Для проведения эксперимента на эквивалентных материалах и достижения цели физического моделирования необходимо решить поставленные задачи:

- Определение прочностного подобия;
- Определение геометрического подобия;
- Определение подобия начального состояния;
- Выбор граничных условий и масштаба модели;
- Построение расчетной схемы;
- Описание порядка отработки модели;
- Изготовление модели;
- Поэтапная отработка модели;
- Исследование процесса распределения опорного давления от закладочного массива на краевую часть пласта;
- Определение величин смещений горных пород в окрестности демонтажной камеры;
- Определение необходимой ширины опережающей части закладочного массива, ( $x_3$ ).

### **3.3 Подготовка проведения компьютерного моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород при реализации предложенной технологии формирования демонтажной камеры**

Моделирование производилось в несколько этапов, соответствующих реальному технологическому циклу формирования демонтажной камеры согласно предлагаемой технологии:

1 этап – формирование естественного исходного поля напряжений до начала отработки пласта;

2 этап – условно-мгновенное создание полости закладываемой выработки в ложной кровле над местом будущего демонтажа;

3 этап – условно-мгновенное возведение закладочного массива в данной выработке с величиной недозаклада 20 % от её высоты;

4 этап – закрытие полости недозаклада под действием горного давления;

5 этап – условно-мгновенное формирование обширного выработанного пространства с положением очистного забоя на расстоянии 9-ти кратной ширины захвата очистного комбайна (9 выемочных циклов) от ближнего края закладочного массива;

6-14 этап – последовательное приближение забоя лавы к месту будущего демонтажа с обрушением пород ложной кровли после каждого цикла выемки, непосредственной и основной – через каждые 3 цикла выемки;

15-19 этап – последовательное заведение механизированного комплекса под закладочный массив;

20-22 этап – расширение демонтажной дорожки до момента разрушения краевой части пласта.

Перечисленные этапы иллюстрируются рисунками 3.2-3.10.

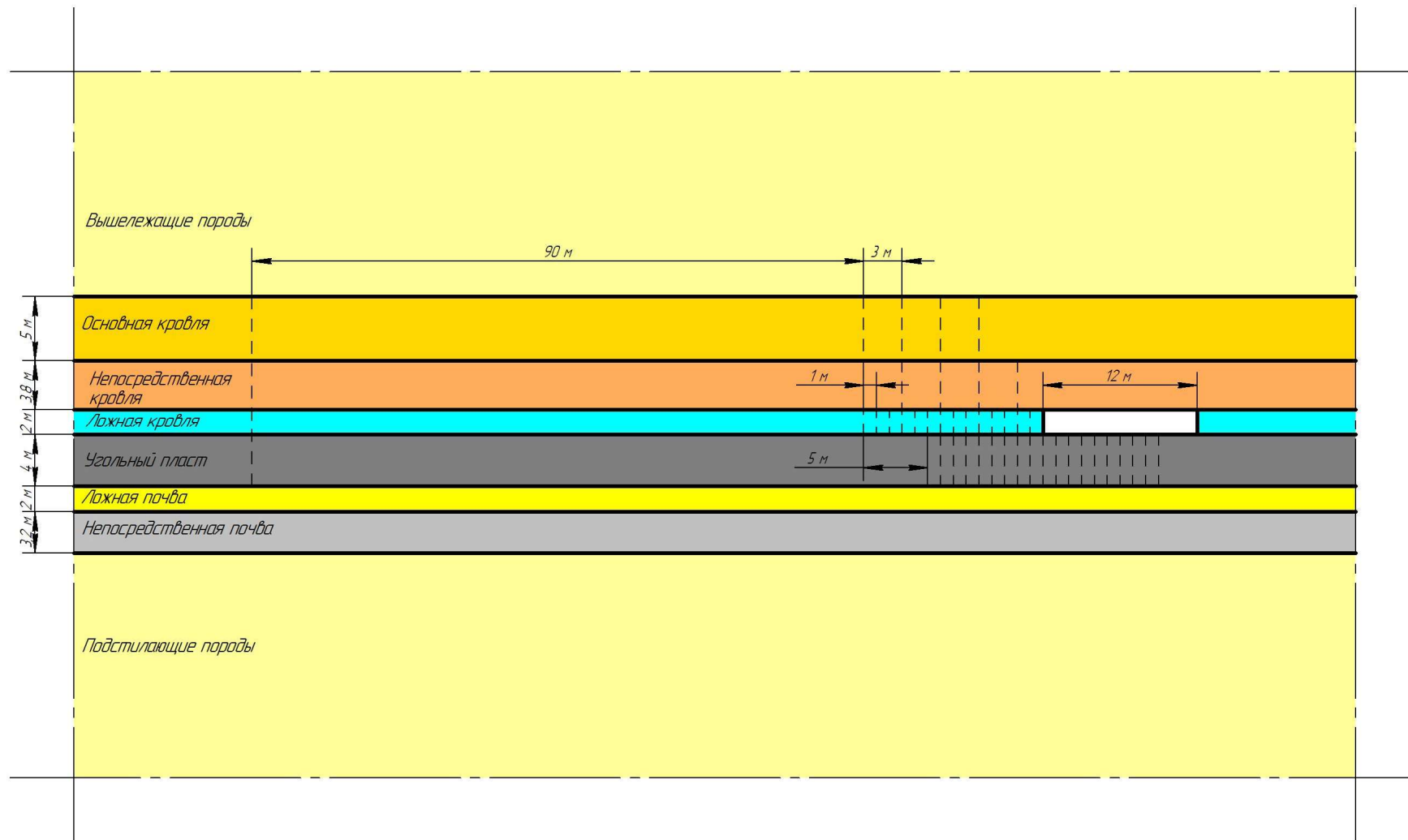


Рисунок 3.2 – Схема модели. Этап 2 – образование полости закладываемой выработки



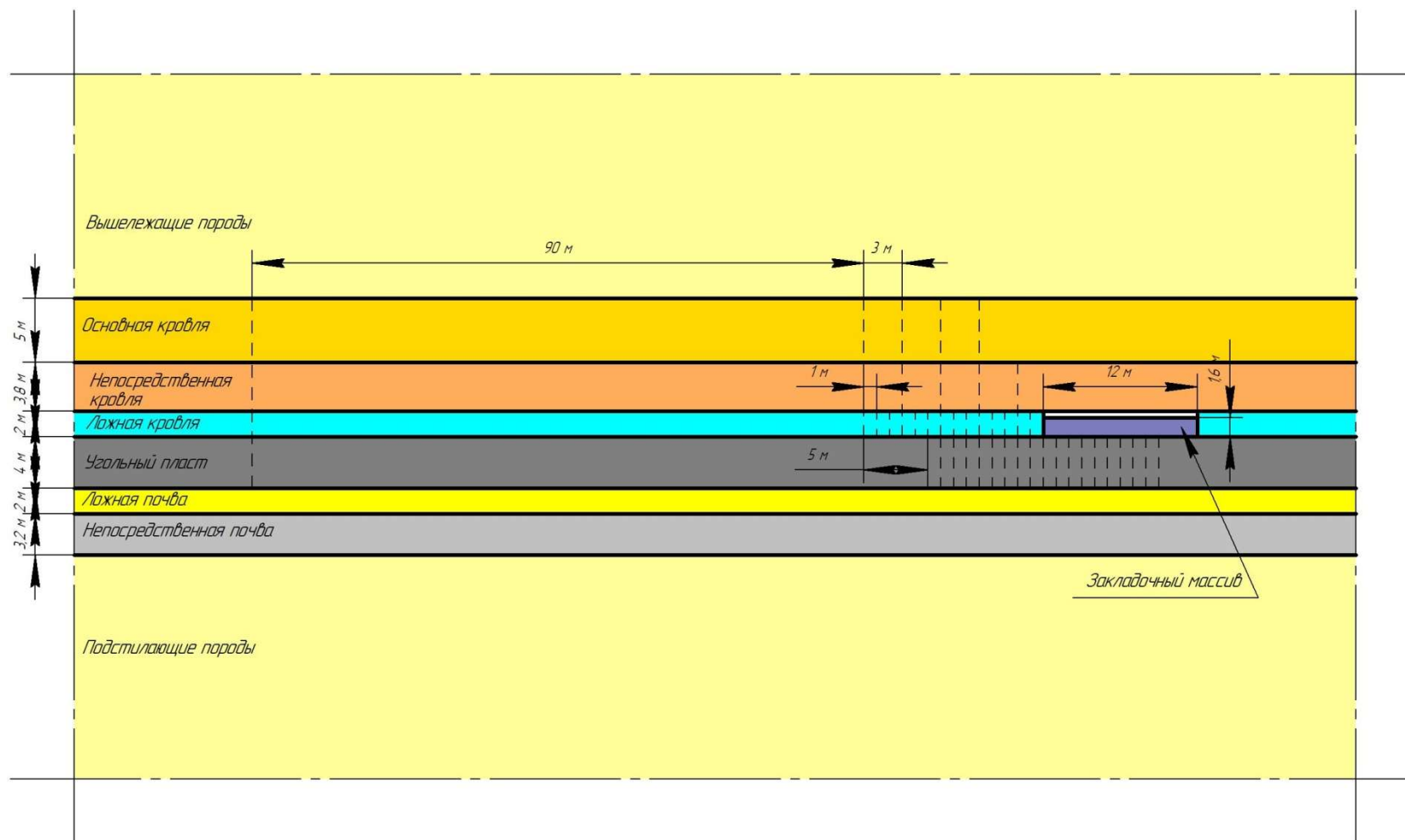


Рисунок 3.3 – Схема модели. Этап 3 – формирование закладочного массива

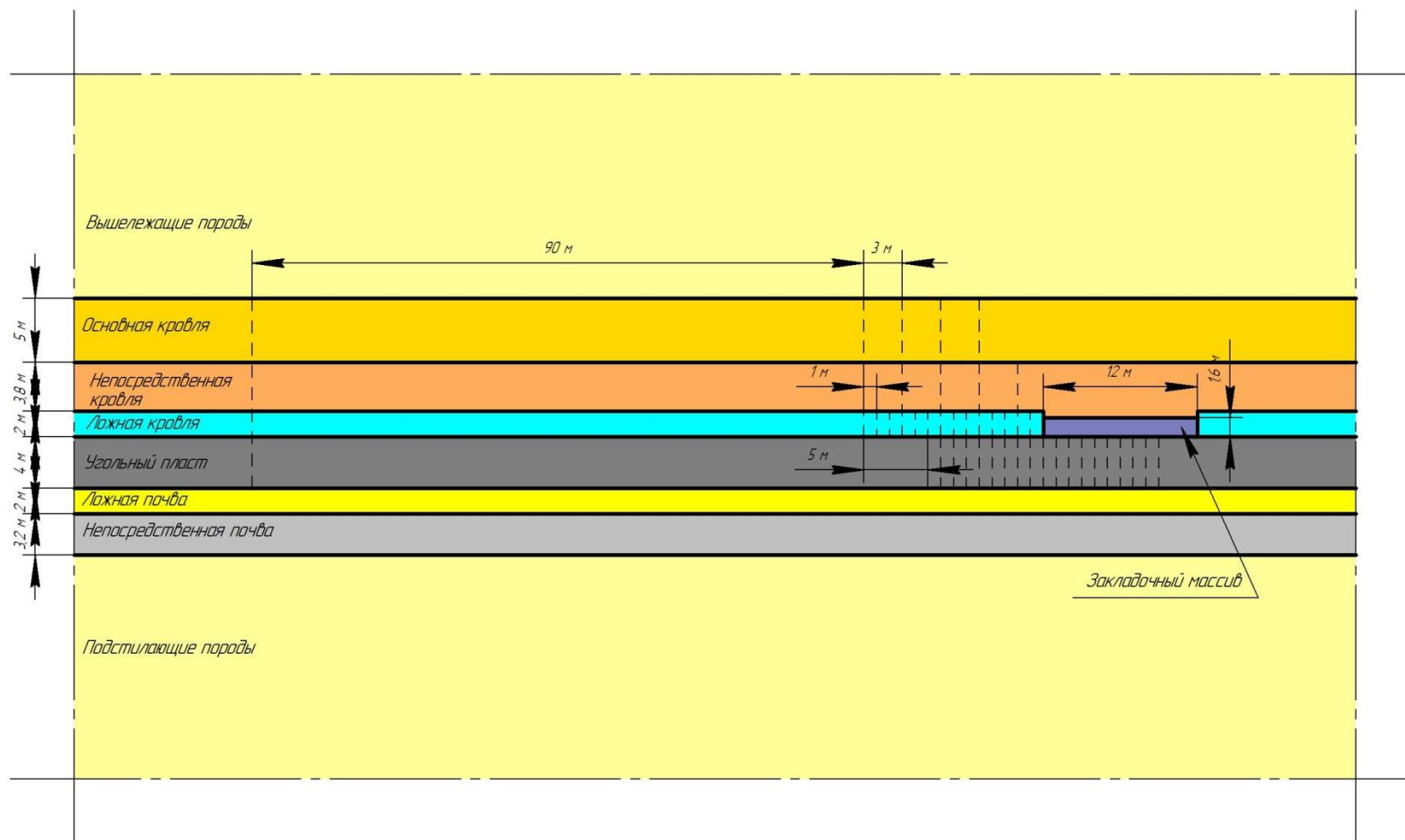


Рисунок 3.4 – Схема модели. Этап 4 – закрытие полости недозаклада

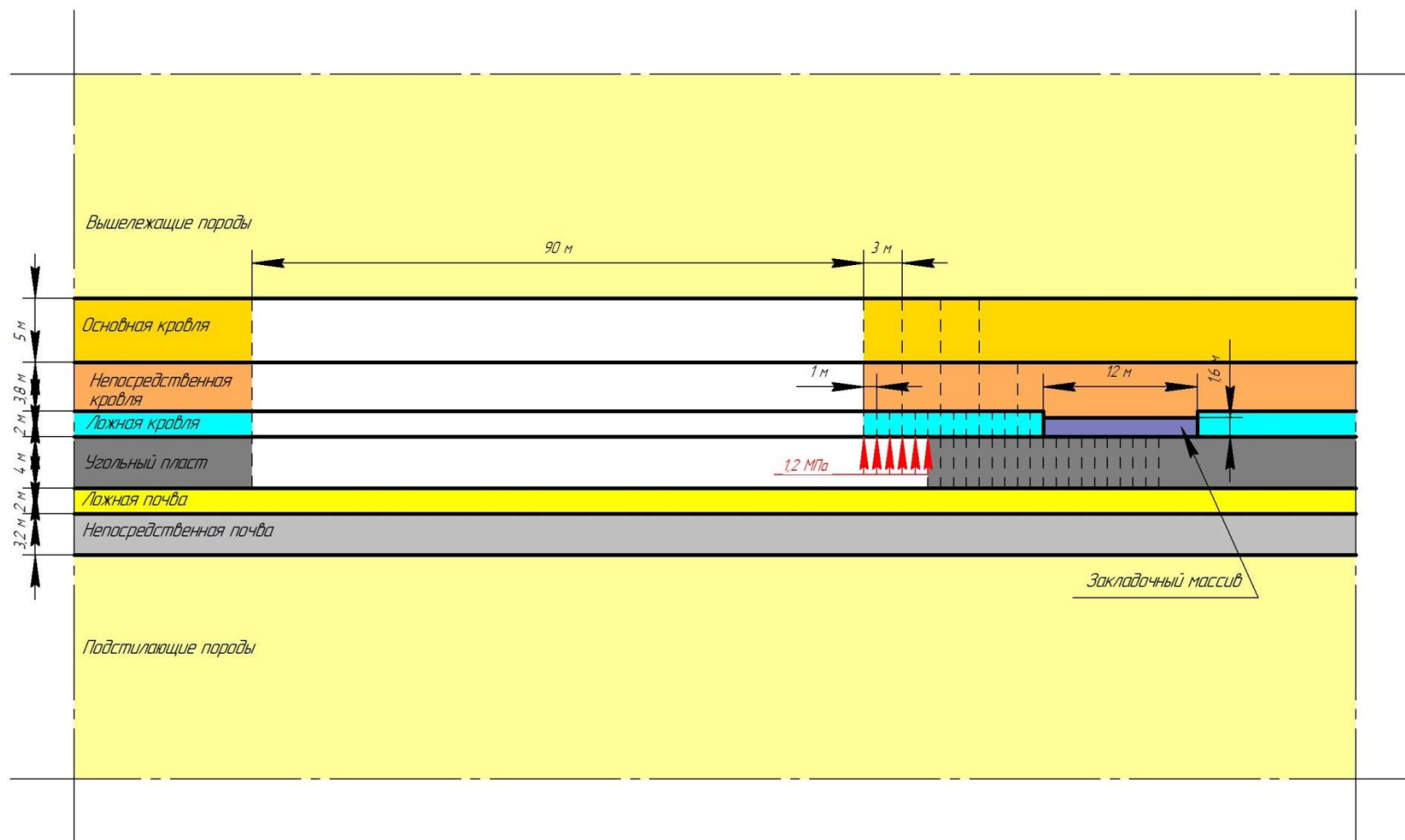


Рисунок 3.5 – Схема модели. Этап 5 – формирование выработанного пространства и создание отпора крепи

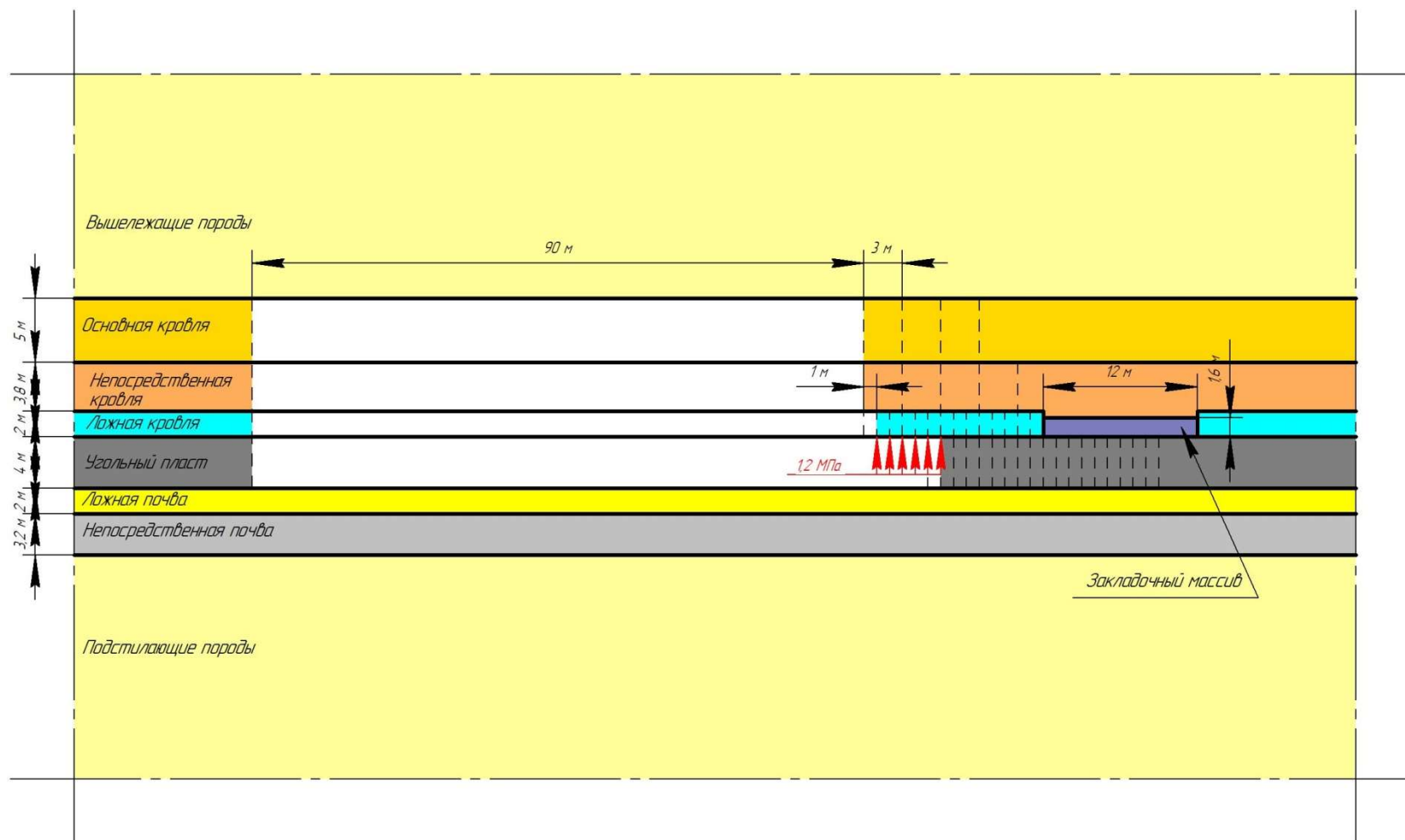


Рисунок 3.6 – Схема модели. Этап 6 – выполнение первого цикла выемки и обрушение ложной кровли

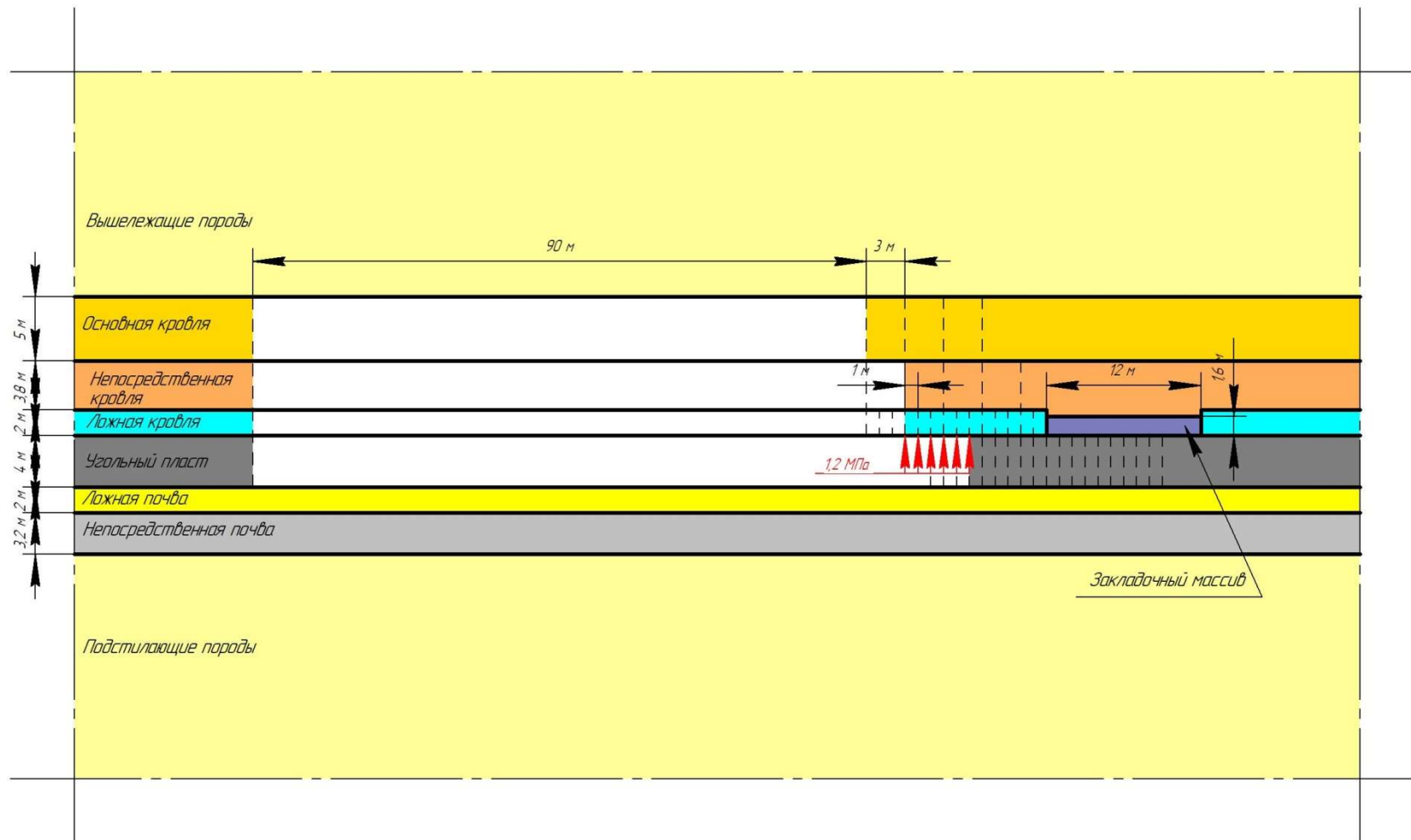


Рисунок 3.7 – Схема модели. Этап 8 – обрушение пород непосредственной кровли

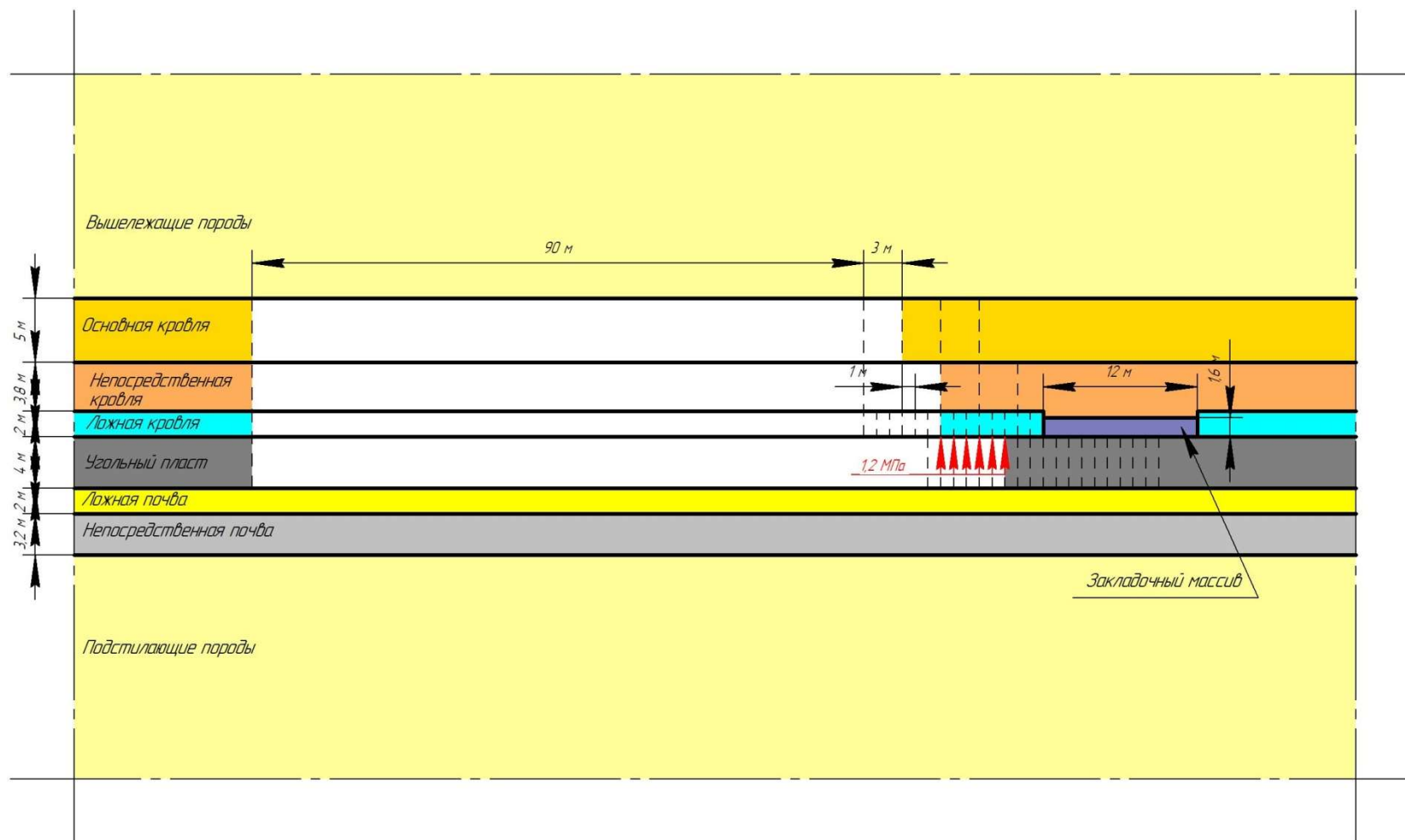


Рисунок 3.8 – Схема модели. Этап 11 – обрушение пород основной кровли

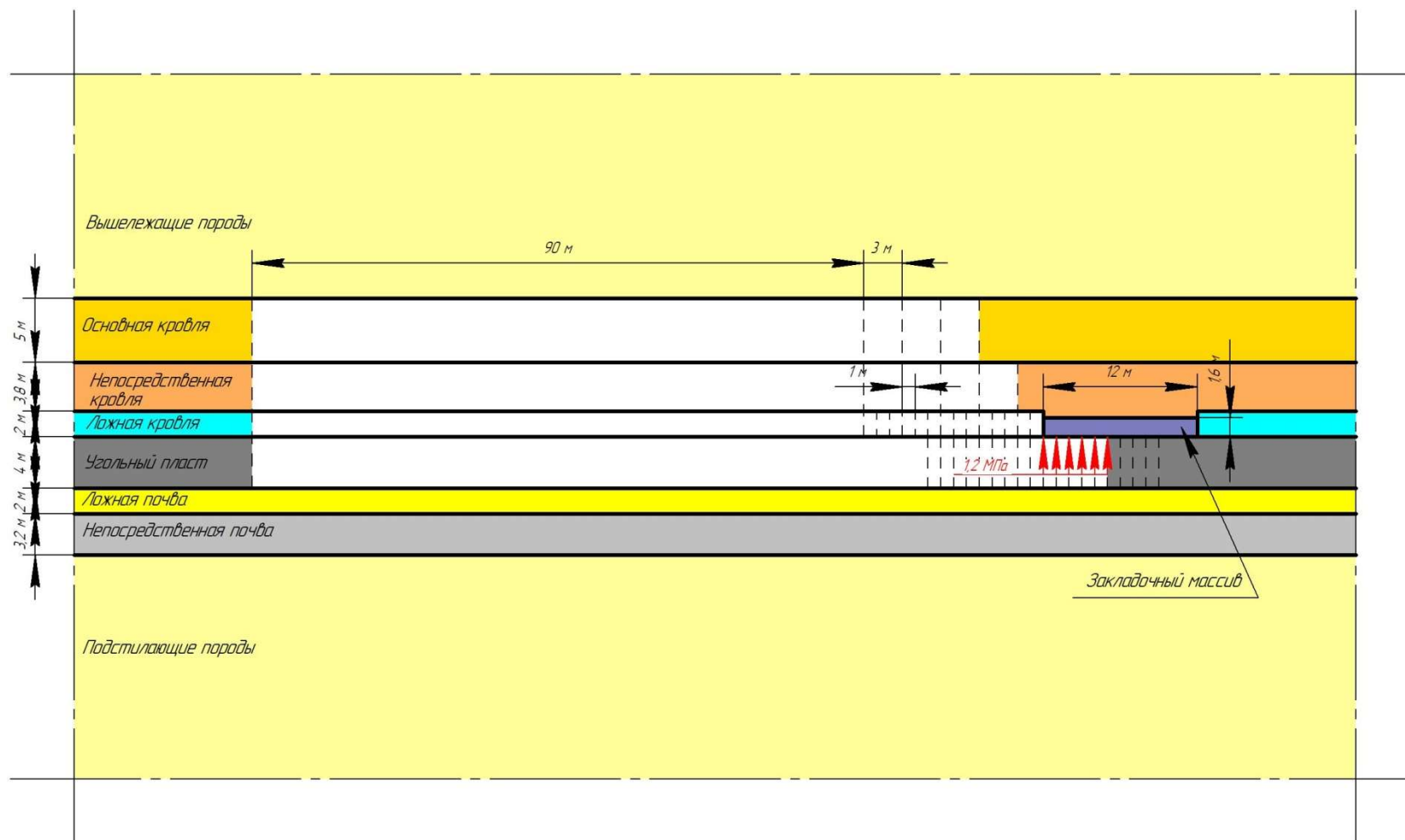


Рисунок 3.9 – Схема модели. Этап 19 – заход механизированной крепи под закладочный массив

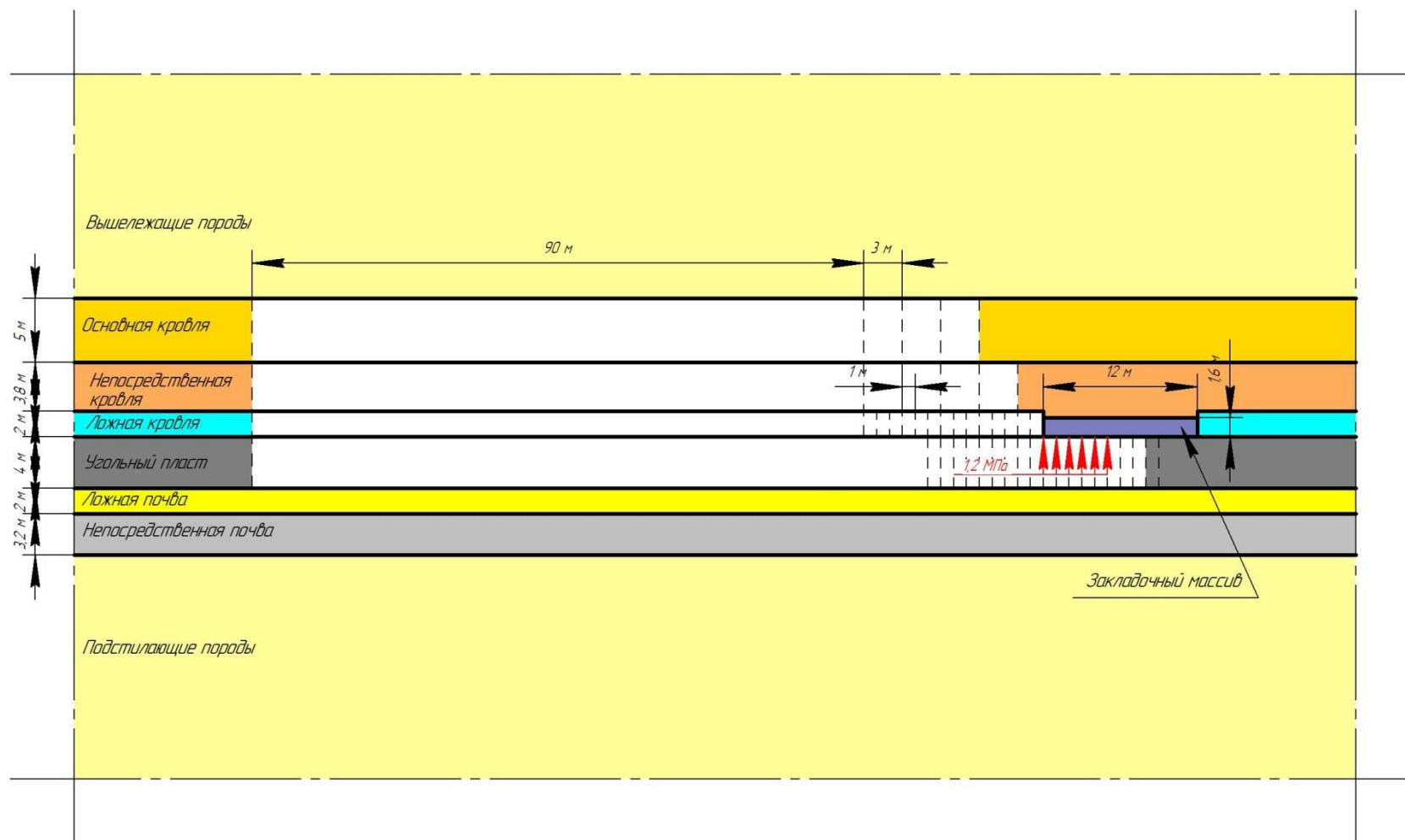


Рисунок 3.10 – Схема модели. Этап 22 – формирование демонтажной дорожки



Ширина пролета выработанного пространства 90 м принята из условия формирования опор для пород вышележащей толщи: в выработанном пространстве они опираются на уплотненные обрушенные породы, впереди забоя – на краевую часть массива. Область выработанного пространства между двумя опорами моделируется как незаполненная полость ввиду того, что обрушенные породы за механизированной крепью находятся в разуплотненном состоянии и их реакцией опоры можно пренебречь.

В целях упрощения процесса создания компьютерной модели, а также учитывая фактическую геометрическую погрешность физического моделирования процесса подвигания забоя, равную порядка 12,5 %, при компьютерном моделировании были приняты следующие размеры:

- ширина поддерживаемого крепью призабойного пространства лавы – 5 м;
- шаг подвигания очистного забоя – 1 м;
- шаги обрушения основной и непосредственной кровли – 3 м;
- ширина демонтажной дорожки – 3 м (ширина трёх выемочных циклов).

Ширина закладочного массива 12 м представляла сумму двух размеров:

а) неизменной технологически необходимой ширины 8 м, складывающейся из длины поддерживающей части механизированной крепи 5 м и ширины демонтажной дорожки, равной подвиганию забоя за три выемочных цикла – 3 м;

б) максимальной глубины заделки закладочного массива, постепенно уменьшаемой по мере подвигания комплекса и изначально равной 4 м.

Отпор механизированной крепи моделировался как равномерно распределенная нагрузка величиной 1,2 МПа, приложенная к породам ложной кровли (закладочному массиву) со стороны призабойной части пласта на ширине 5 м.

### 3.4 Анализ результатов компьютерного моделирования НДС МГП в окрестности демонтажной камеры

На рисунке 3.11 представлено поле вертикальных напряжений  $\sigma_y$ , действующих в моделируемом МГП до начала ведения горных работ. Их распределение по разрезу соответствует принятому в качестве начальных условий геостатическому закону.

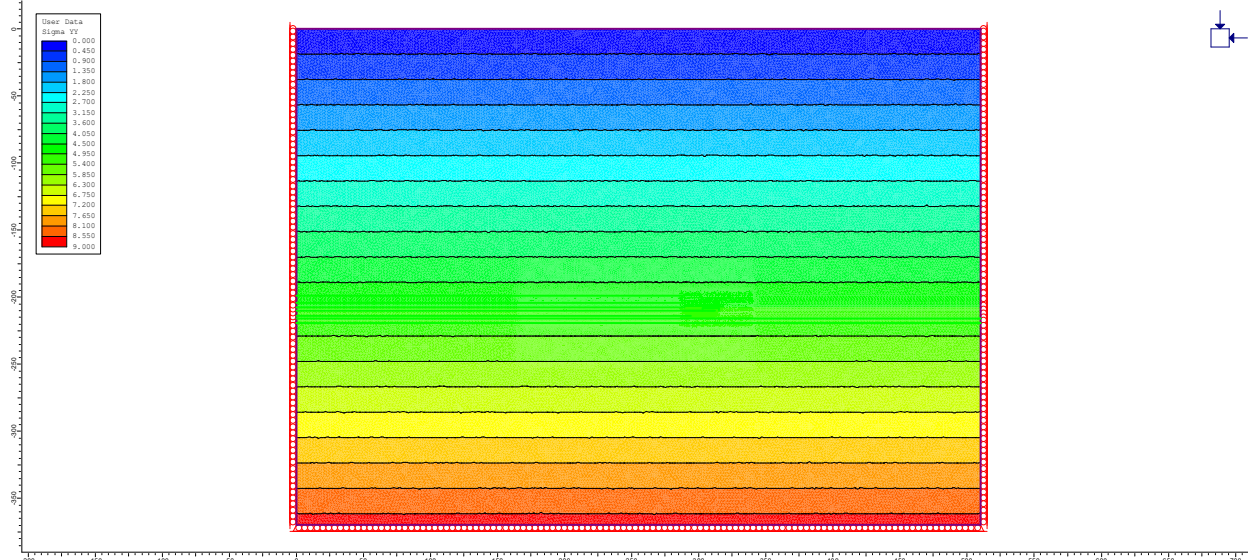


Рисунок 3.11 – Начальное поле вертикальных напряжений

Строительство закладываемой выработки вносит искажения в равномерное геостатическое поле (рисунки 3.12-13). При этом полученная картина распределения вертикальных напряжений в окрестности выработки (повышенные напряжения в боках, деконцентрация напряжений в кровле и почве) соответствует классическим представлениям механики сплошной среды, что свидетельствует об адекватности принятых в модели допущений.

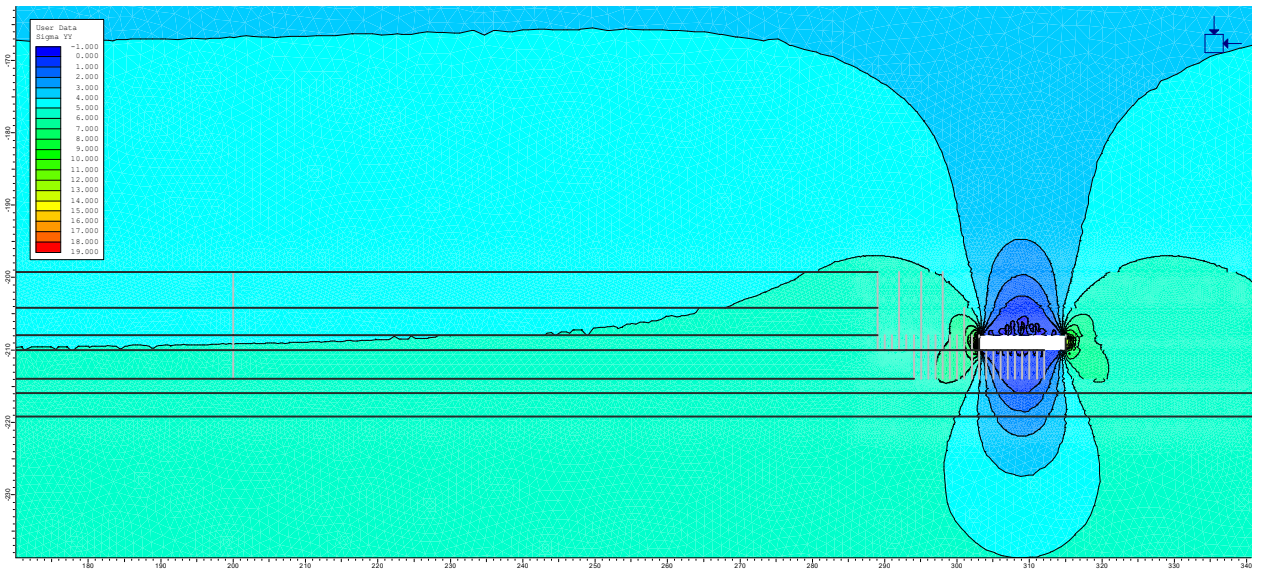


Рисунок 3.12 – Распределение вертикальных напряжений в окрестности закладываемой выработки (общий вид)

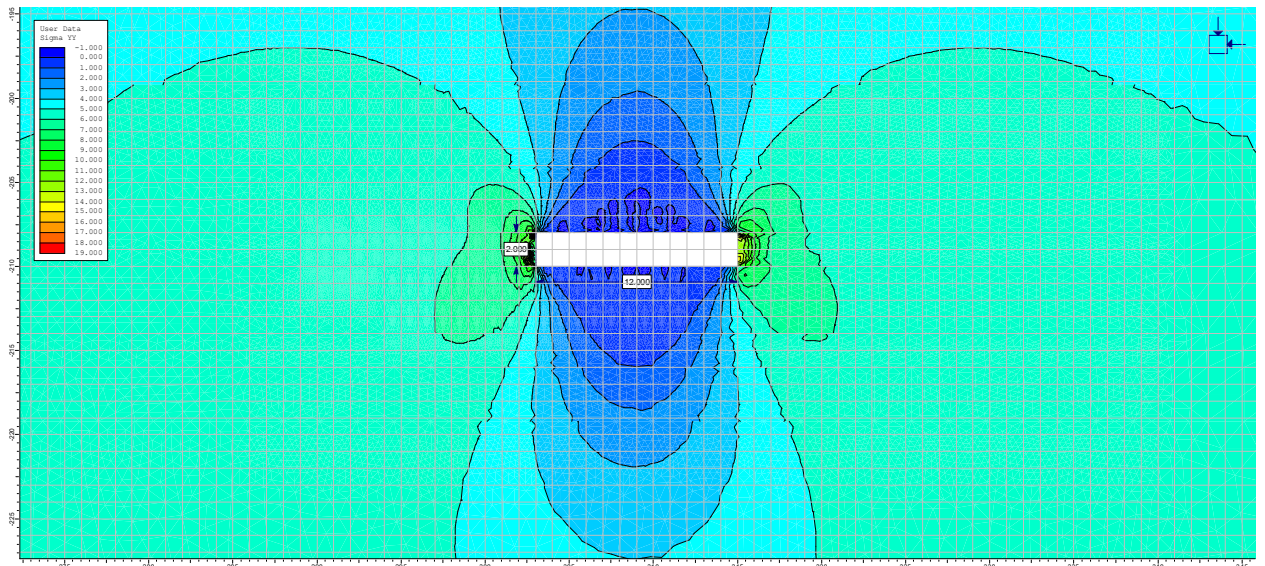


Рисунок 3.13 – Распределение вертикальных напряжений в окрестности закладываемой выработки (приблизленно)

На рисунке 3.14 показаны области МПП в окрестности закладываемой выработки, перешедшие в область пластического деформирования (зоны потери устойчивости). Наибольшим разрушениям подвержена кровля выработки (породы непосредственной кровли пласта).



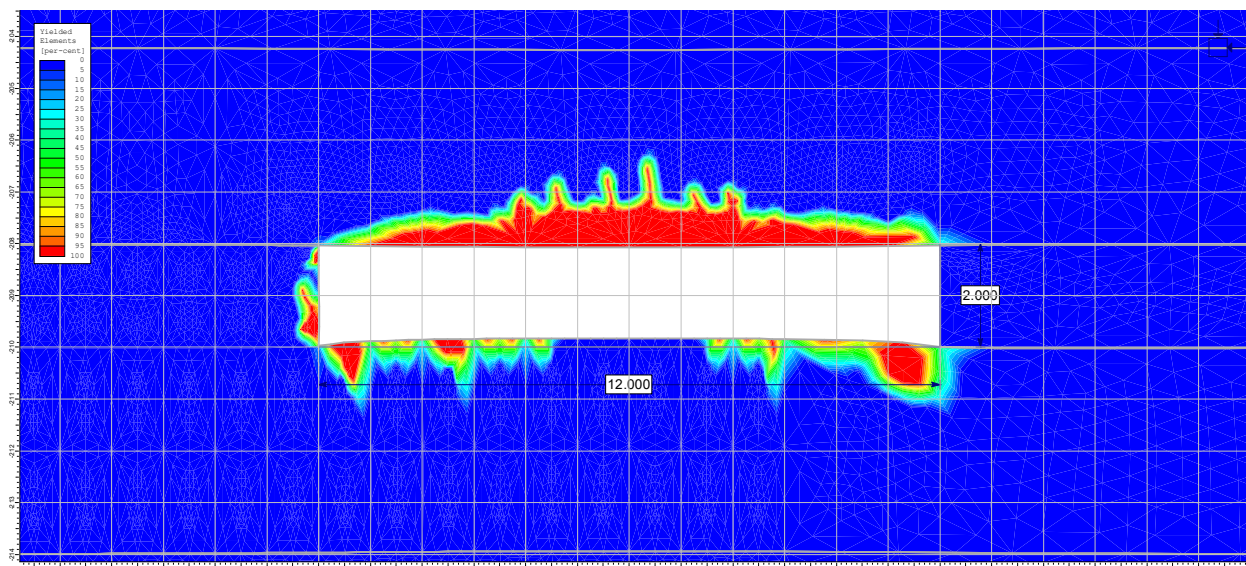


Рисунок 3.14 – Зоны пластических деформаций в окрестности  
закладываемой выработки

Образование полости выработанного пространства вносит существенные изменения в поля параметров НДС (рисунок 3.15).

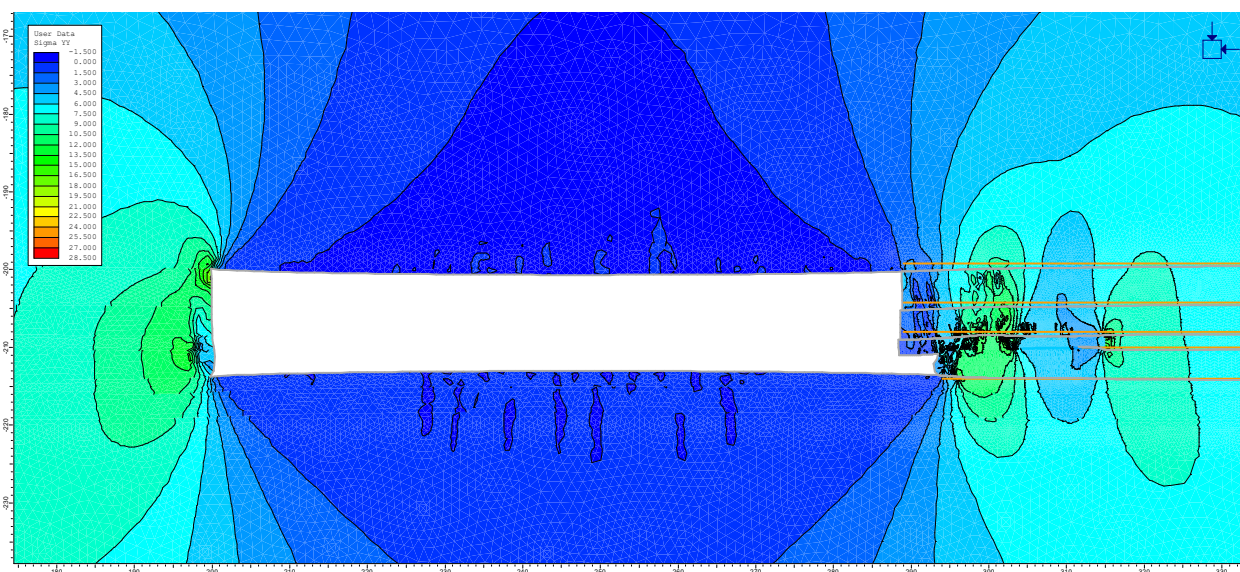


Рисунок 3.15 – Распределение вертикальных напряжений в окрестности  
выработанного пространства

Опорное давление впереди очистного забоя достигает значения порядка 12 МПа, что превышает уровень естественных для данной глубины напряжений (5 МПа) в 2.4 раза (рисунок 3.16). Пик опорного давления располагается на расстоянии  $\sim 8$  м от забоя, т.к. краевая часть пласта находится в разрушенном состоянии. После пика прослеживается зона разгрузки пласта от напряжений, которая геометрически соответствует месту расположения в

его кровле заложенной выработки. Затем давление снова возрастает, после чего начинает постепенно уменьшаться вплоть до уровня естественных напряжений.

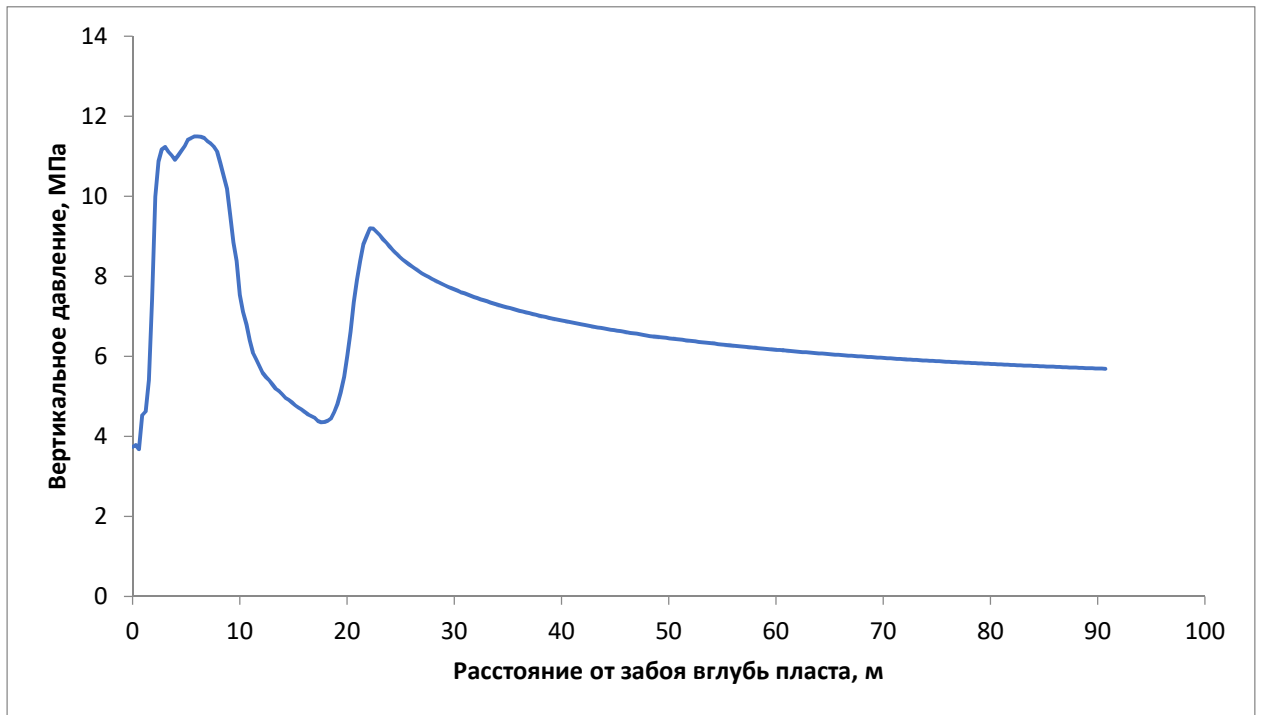


Рисунок 3.16 – График опорного давления впереди очистного забоя

Переход пород в область пластического деформирования наблюдается в кровле и почве выработанного пространства, а также впереди забоя (рисунок 3.17). Разрушаются верхние части основной и непосредственной кровли, где располагаются зоны растяжения, образующиеся в результате изгиба консолей кровли (рисунок 3.18). Краевая часть пласта также разрушена и выдавливается в призабойное пространство (явление отжима). Глубина разрушения прибойной части пласта составляет ~1-2 м.

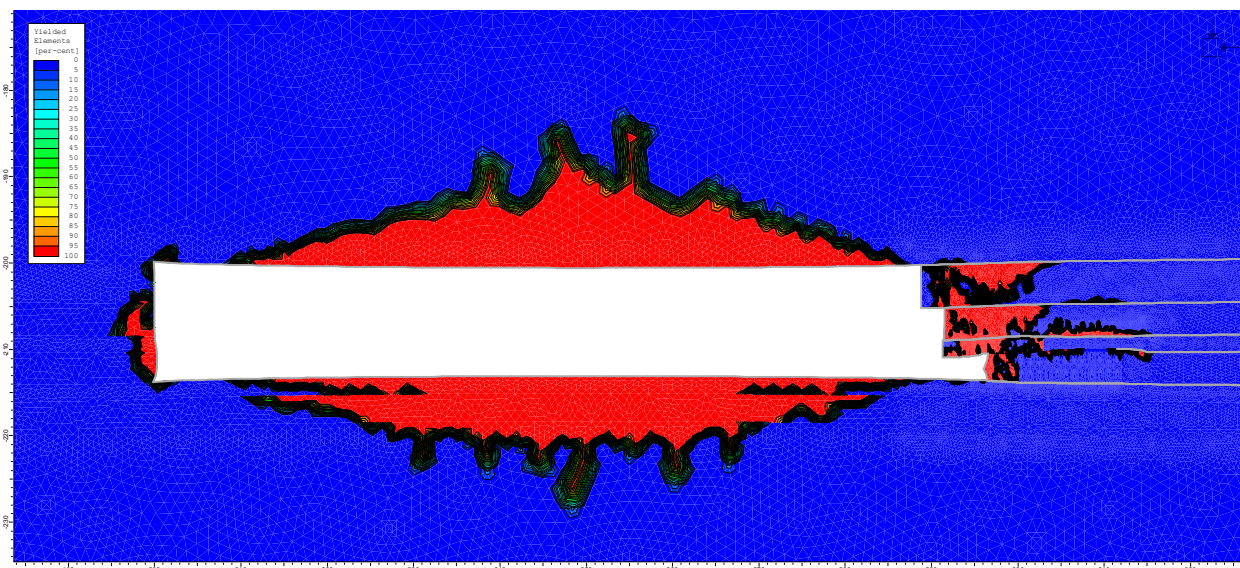


Рисунок 3.17 – Зоны пластических деформаций в окрестности  
выработанного пространства

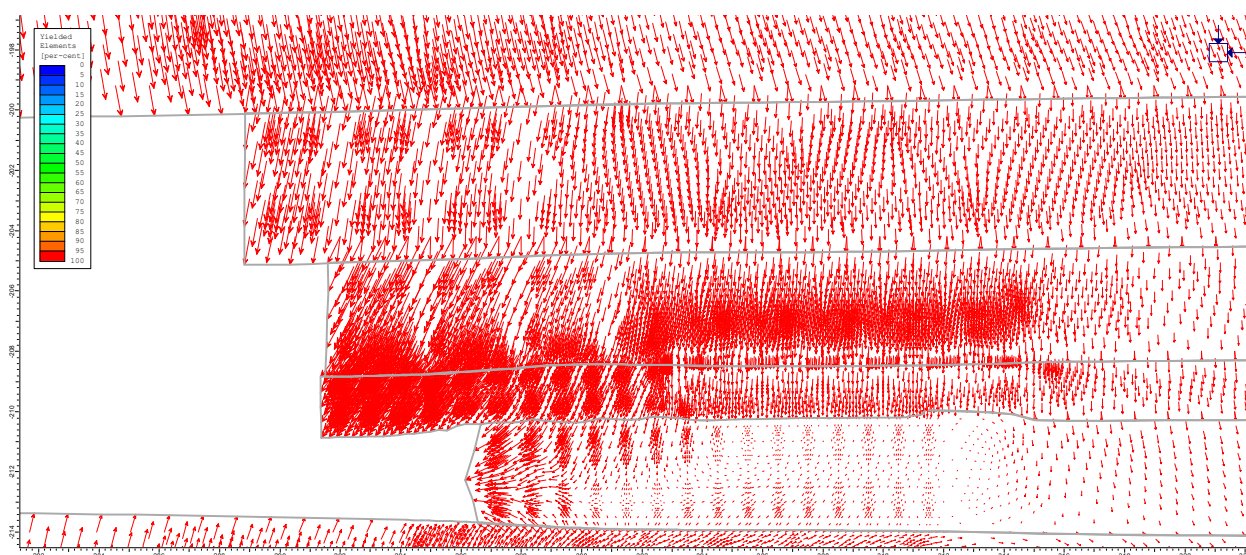


Рисунок 3.18 – Вектора смещений точек МГП в окрестности  
моделируемого очистного забоя

При дальнейшем перемещении забоя данная картина областей разрушения качественно не изменяется (рисунок 3.19). При этом следует отметить, что закладочный массив сохраняет устойчивость. Для моделирования эффекта обрушения зависающих консолей основной и непосредственной кровли в выработанном пространстве они искусственно удаляются из модели через каждые три шага подвигания лавы (3 м). Ложная кровля обрушается после каждого выемочного цикла.









Рисунок 3.24 показывает конечное положение забоя в модели, при котором краевая часть пласта, на которую опирается закладочный массив, полностью разрушена, т.е. иллюстрирует искомую ситуацию.

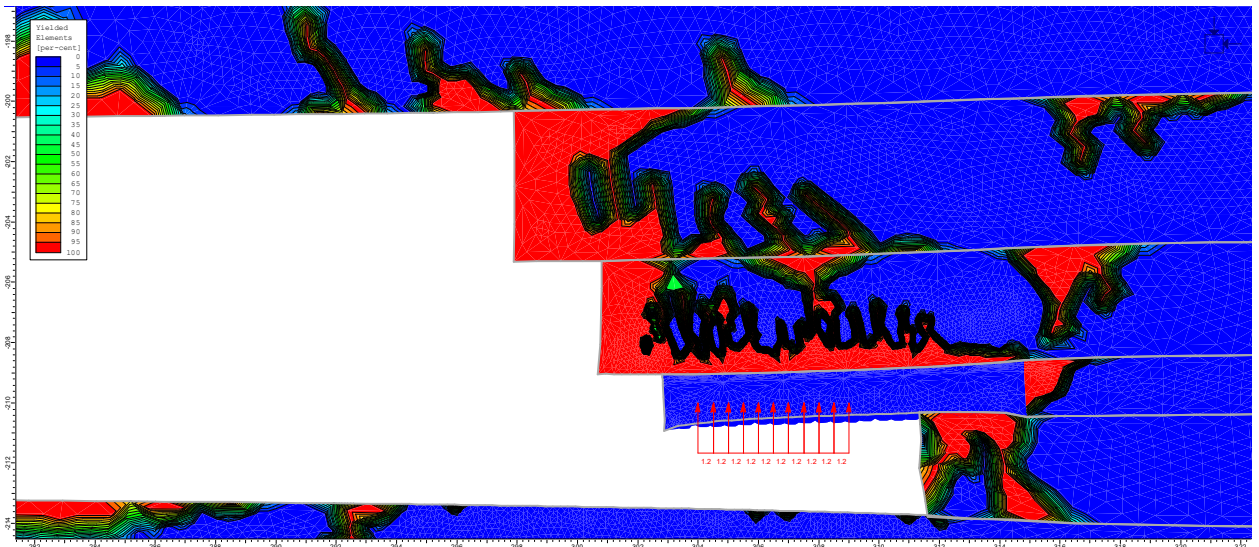


Рисунок 3.24 – Первый этап сокращения глубины заделки закладочного массива

Согласно результатам компьютерного моделирования, глубина заделки закладочного массива в принятых в качестве исходных данных ГГУ, должна составлять не менее 4 м.

### 3.5 Влияние глубины расположения демонтажной камеры на глубину заделки закладочного массива

Моделирование НДС МГП в окрестности демонтажной камеры в различных условиях показало, что глубина заделки закладочного массива зависит как от мощности обрабатываемого пласта, так и от глубины ведения работ. Предельной глубиной заделки закладочного массива является та ее величина, при которой ширина проводимой горной выработки составит 12 м, что характеризуется технологичностью проведения широкой горной выработки и экономической эффективностью применения предлагаемой технологии. Учитывая указанные факторы, предельная глубина заделки закладочного массива составит 5м.

Исходя из проведенного анализа НДС МГП в окрестности демонтажной камеры, при различной глубине расположения демонтажной камеры и

мощности разрабатываемого пласта, получена область применения предлагаемой технологии (рисунок 3.25). Так, при мощности пласта 3 м предельная глубина расположения демонтажной камеры, при которой предлагаемая технология применима, составляет 295 м.

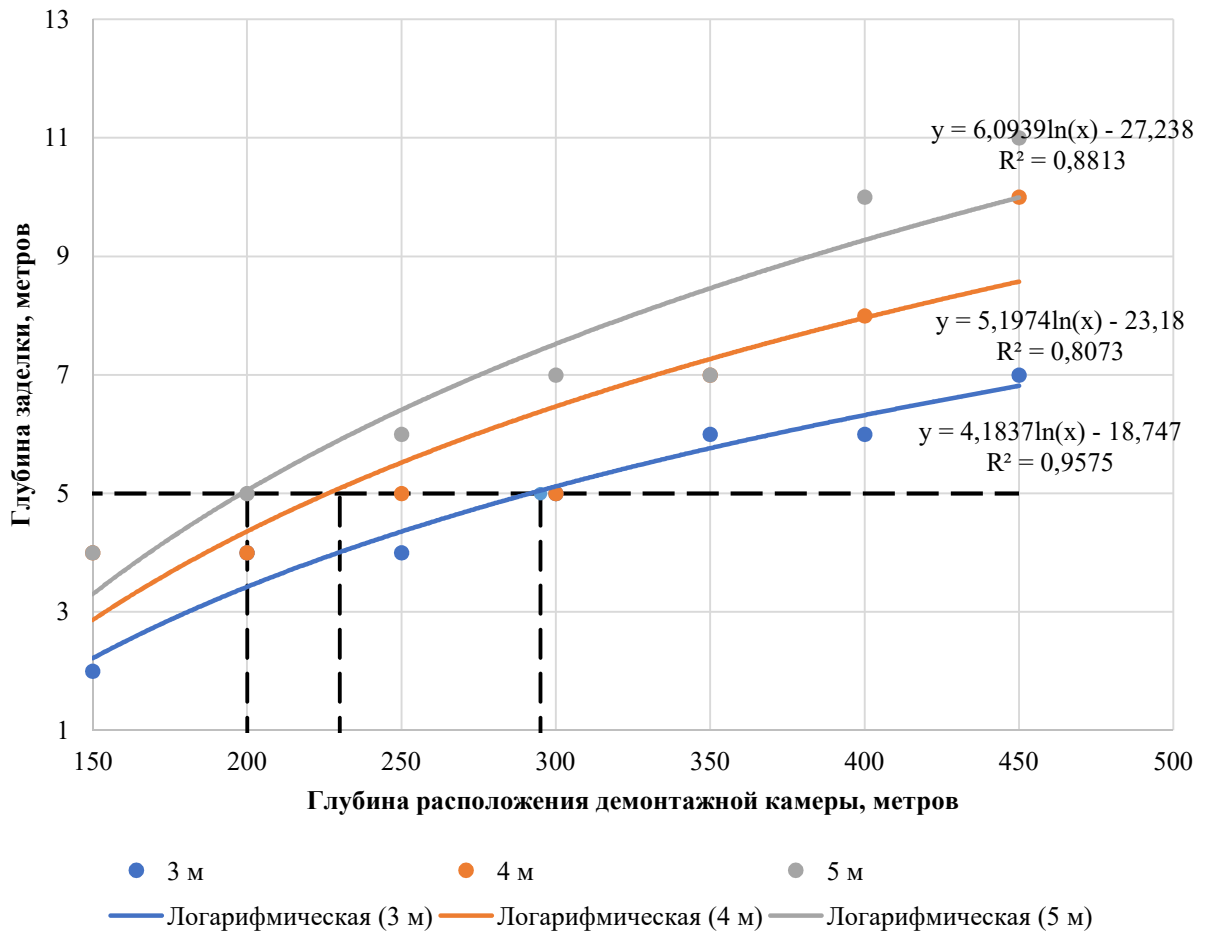


Рисунок 3.25 – Зависимость глубины заделки закладочного массива от глубины расположения демонтажной камеры при различных мощностях пласта

### 3.6 Выводы по главе 3

1. Компьютерное моделирование, выполненное в упругопластической плоскодеформированной постановке, подтверждает результаты исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности формируемой демонтажной камеры, полученные при физическом моделировании на эквивалентных материалах:

– при реализации предложенной технологии, формируемый закладочный массив надежно выполняет роль защитного перекрытия между породами кровли и призабойным пространством формируемой монтажной камеры;

– величина заделки закладочного массива должна определяться по полученному графику зависимости глубины заделки от глубины расположения монтажной камеры и мощности пласта, и в данных горно-геологических условиях равна 4 м.

– под закладочным массивом формируется зона разгрузки пласта, которая возникает за счет смещений пород кровли в незаложенное пространство проводимой выработки, что благотворно сказывается на устойчивости боковых пород формируемой монтажной камеры со стороны угольного пласта.

2. Безопасное ведение работ по формированию монтажной камеры под сформированным закладочным массивом обеспечивается при ведении работ вне зон ПГД формирующихся под краевыми частями закладочного массива.

3. Разработанная горногеомеханическая модель позволяет производить оценку степени воздействия мероприятий по проведению горной выработки с последующими закладочными работами на напряженно-деформированное состояние массива горных пород в процессе формирования монтажной камеры.

## **ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДУЕМАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ДЕМОНТАЖА ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ В УСЛОВИЯХ НЕУСТОЙЧИВЫХ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ**

С целью реализации предлагаемой технологии формирования демонтажной камеры и демонтажа очистного механизированного комплекса необходимо выполнить ряд операций [34]:

Подготовительные операции:

1 – Проведение и крепление горной выработки по породам кровли будущей демонтажной камеры;

2 – Выбор места и подготовка площадки для затворения закладочной смеси;

3 – Монтаж трубопровода для транспортирования закладочной смеси до места ведения работ;

4 – Подготовка места ведения закладочных работ (установка опалубки и изолирующих перемычек);

5 – Ведение закладочных работ;

Ведение демонтажных работ:

1 – Формирование демонтажной камеры очистным забоем;

2 – Демонтаж оборудования очистного механизированного комплекса.

### **4.1 Обоснование подготовительных решений по реализации предлагаемой технологии**

#### **4.1.1 Расчет размеров закладываемой горной выработки**

Согласно формуле (1.1) рассчитывается необходимая ширина проводимой выработки. При длине поддерживающей части перекрытия механизированной крепи  $x_2 = 4,1$  м, ширине захвата очистного комбайна  $x_1 = 0,8$  м и необходимой величине заделки  $x_3 = 4$  м, получаем ширину выработки  $b$ :

$$b = 4,1 + 2,4 + 4 = 10,5 \text{ м}$$

Для перекрытия возводимым закладочным массивом наибольшего пространства демонтажной камеры угол наклона заезда следует принимать максимальным по техническим возможностям оборудования. Для проведения горной выработки по породам кровли демонтажной камеры, с целью въезда проходческого комбайна, в начале необходимо оборудовать маневровую нишу. В описанных горно-геологических условиях целесообразно использовать высокопроизводительный проходческий комплекс, основанный на проходческом комбайне КПЛ, который по требованию заказчика может быть оснащен устройствами для удержания комбайна на уклонах. Ширина проводимой горной выработки таким комбайном составляет до 6,6 м, следовательно, горная выработка проводится в две заходки.

Высота проводимой горной выработки определяется горнотехническими условиями и по условию обеспечения устойчивого состояния возводимого закладочного массива после его обнажения в связи с последующим формированием демонтажной камеры и ведением демонтажных работ. Исходя из технических условий проведения горной выработки и последующего возведения в ней закладочного массива, высота выработки принимается по техническим возможностям оборудования и удобству выполнения закладочных работ. Минимальная высота по горнотехническим условиям составляет 2 м.

Минимальная толщина искусственной плиты из закладочного материала, по условию обеспечения её устойчивого состояния, определяется по методикам [3, 4, 6].

Наибольшая площадь обнажения искусственной плиты, согласно предлагаемой технологии, возникает в зоне извлечения секций механизированной крепи между крайней неизвлеченной секцией и пилотными секциями крепи (рисунок 4.1).

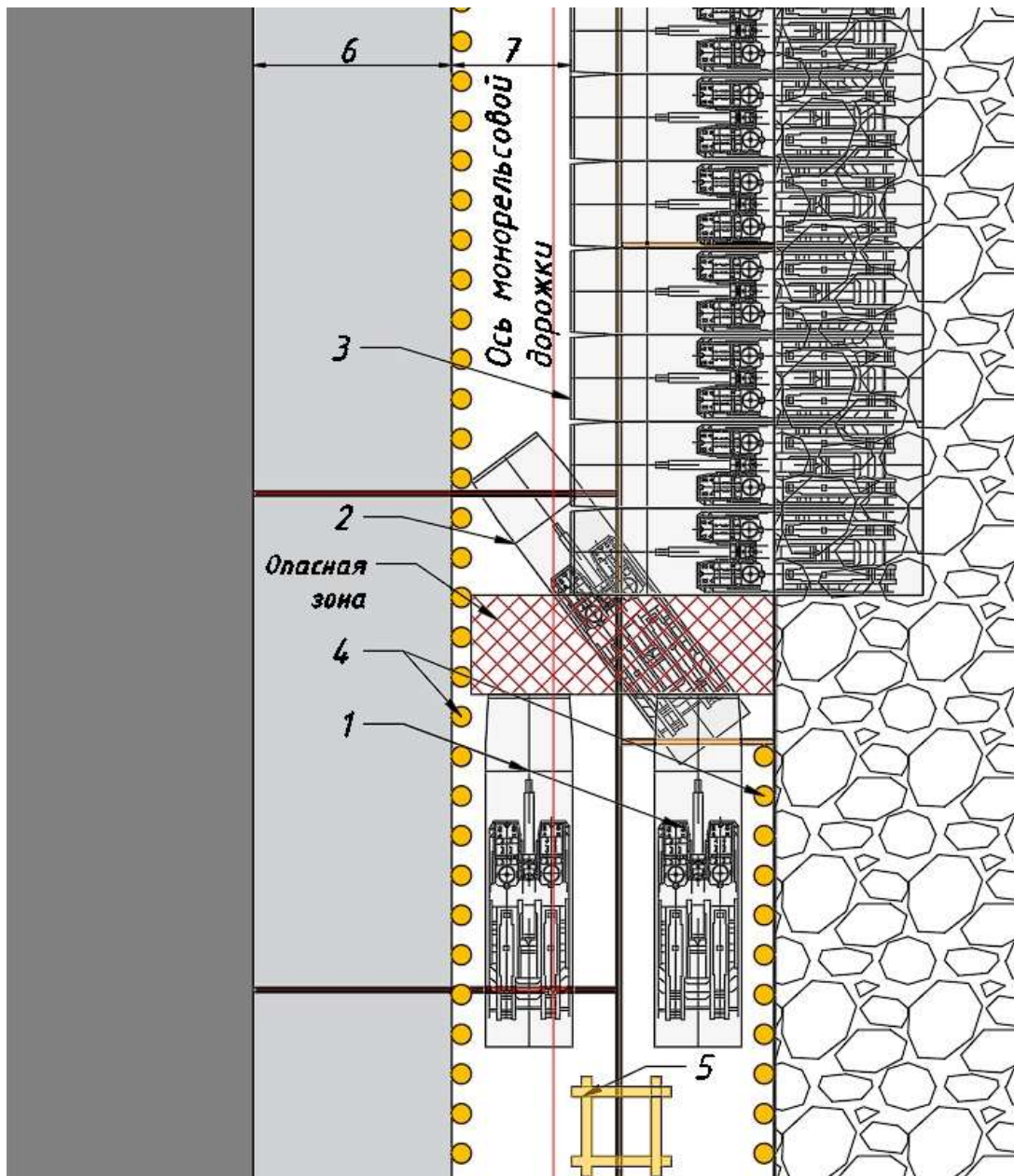


Рисунок 4.1 – Схема к расчету размеров наибольшей площади обнажения кровли при ведении демонтажных работ: где 1 – пилотные секции крепи; 2 – демонтируемая секция крепи; 3 – линейные секции механизированной крепи; 4 – деревянные стойки индивидуальной крепи; 5 – деревянный костер; 6 – ширина опережающей части закладочного массива (заделка)

Необходимую прочность закладочного материала предлагается определять на основе теории предельных пролетов [3]. На обозначенном участке искусственная кровля камеры представляет собой прямоугольную плиту, защемленную по периметру. Эквивалентный пролет такой плиты определяется по формуле (4.1):

$$l_э = \frac{ab}{a+b}, \quad (4.1)$$

где  $l_э$  – эквивалентный пролет, м;  $a$  – ширина плиты, м;  $b$  – длина плиты, м.

Устойчивость плиты должна быть проверена по двум условиям: на изгиб и на срез. При горизонтальном залегании пласта эти условия описываются соответствующими формулами (4.2 и 4.3):

$$l_э \leq 1,63h_{зМ} \sqrt{\frac{\sigma_p}{\gamma H}}, \quad (4.2)$$

$$l_э \leq 2h_{зМ} \frac{\sigma_{сдв}}{\gamma H}, \quad (4.3)$$

где  $h_{зМ}$  – требуемая толщина искусственной плиты из затвердевшего закладочного массива, м;  $\sigma_p$  и  $\sigma_{сдв}$  – пределы прочности на растяжение и на сдвиг искусственной плиты соответственно, МПа;  $\gamma$  – средний объемный вес вышележащей толщи горных пород, МН/м<sup>3</sup>;  $H$  – глубина залегания искусственной плиты, м.

Основываясь на принятой горнотехнической ситуации и приняв в качестве закладочного материала смесь бетона класса В27,5 в качестве закладочного материала, получаем следующие исходные данные:  $a=6,1$  м,  $b=2$  м,  $\sigma_p=2$  МПа,  $\sigma_{сдв}=5$  МПа,  $\gamma=0,0238$  МН/м<sup>3</sup>,  $H=208$  м. Соответственно, минимальная необходимая толщина закладочного массива  $h_{зМ}$  определится:

- из условия сопротивления изгибу – 1,45 м;
- из условия сопротивления срезу – 0,75 м.

В качестве окончательного значения толщины закладочного массива принимаем максимальное из двух полученных значений – 1,45 м (после усадки). Реализация технологии возможна в двух вариантах: с полной закладкой выработки на высоту 2 м; частичной закладкой на высоту 1,45 м и заполнением пространства над закладкой костровой крепью или иным материалом.

Таким образом определены значения высоты и ширины проводимой выработки:  $b = 10,5$  м,  $h = 2$  м.

Необходимо отметить, что на концевых участках будущей демонтажной камеры условия устойчивого состояния плиты из закладочного массива не выполняются в виду «нырка» проводимой выработки с пород ложной кровли к почве участковых подготовительных выработок (рисунок 4.2). В следствии вышеуказанного, искусственная плита либо не защищает демонтажную камеру от вывалов из-за ее утончения менее предельно допустимого значения, либо ввиду отсутствия искусственной плиты в породах ложной кровли. Для ликвидации опасных участков на краевых частях демонтажной камеры величиной 14,4 м на сопряжении с вентиляционным штреком и 5,3 м на сопряжении с конвейерным штреком, необходимо осуществлять крепление двухуровневой анкерной крепью при формировании демонтажной камеры. Такое решение позволяет обезопасить ведение демонтажных работ, но увеличивает сроки формирования демонтажной камеры, поскольку возведение анкерной крепи в кровле демонтажной камеры при ее формировании очистным забоем не имеется возможным производить параллельно с другими технологическими процессами. Ввиду указанного недостатка, предлагается проводить крепление опасных зон на краевых частях демонтажной камеры заранее. Для этого на указанных краевых частях необходимо производить выемку пласта угля, за счет увеличения высоты проводимой выработки до пород ложной кровли, т.е. проводить подрывку породы пласта угля до момента пересечения с изначальной траекторией ведения проходческих работ. Продольное сечение проводимой выработки на концевых участках демонтажной камеры представлены на рисунке 4.3.



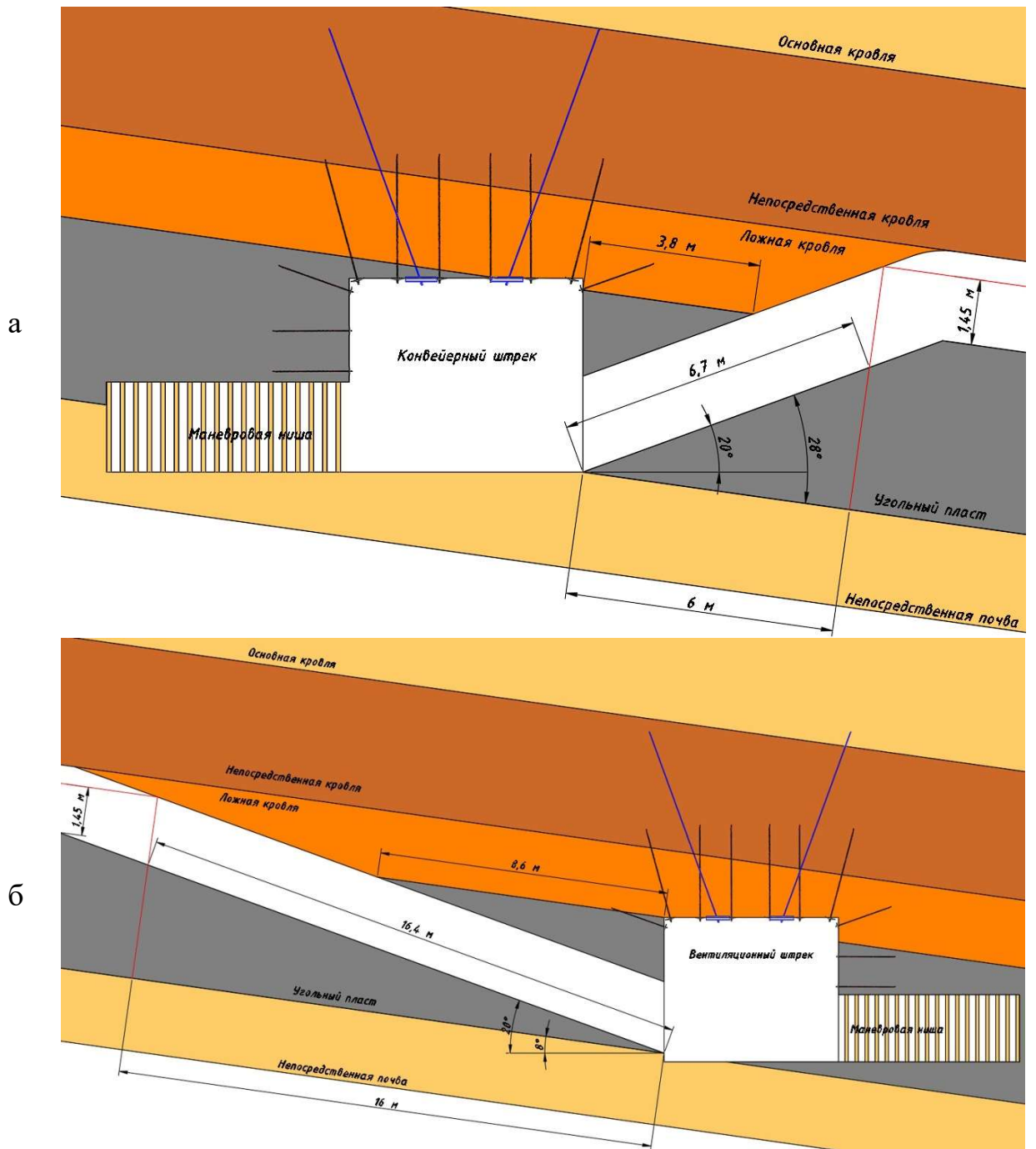


Рисунок 4.2 – Схемы опасных участков на концевых участках демонтажной камеры: а – на сопряжении с конвейерным штреком; б – на сопряжении с вентиляционным штреком

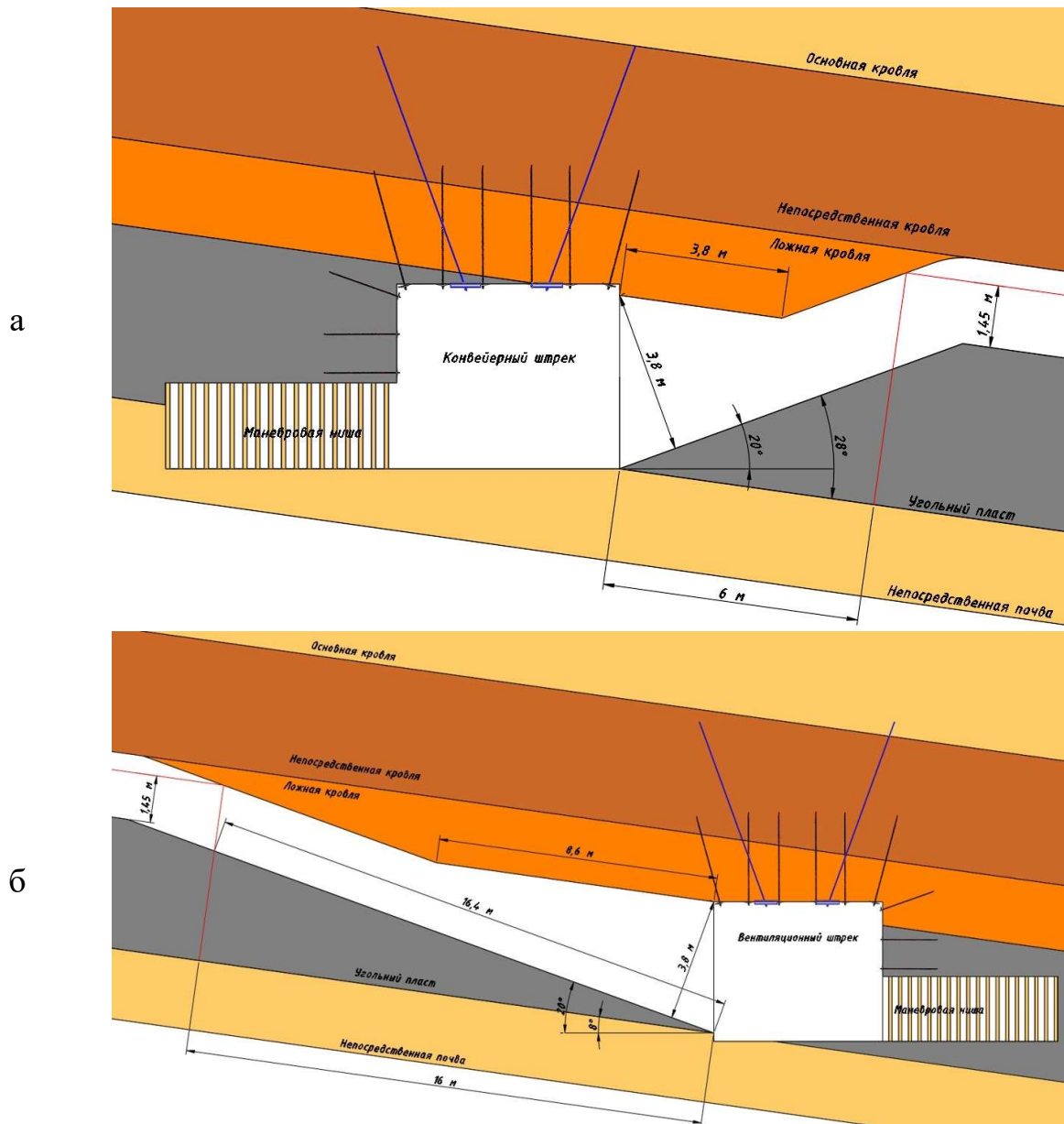


Рисунок 4.3 – Схемы опасных участков на концевых участках демонтажной камеры после подрывки: а – на сопряжении с конвейерным штреком; б – на сопряжении с вентиляционным штреком

Ввиду того, что на представленных участках закладочный массив утрачивает свою защитную функцию, как уже указывалось выше, проведение выработки на данных участках на рассчитанную ширину теряет целесообразность. На данных участках следует уменьшить ширину проводимой выработки на величину заделки закладочного массива  $x_3$  (4 м). Такая ширина (6,5 м) позволит провести крепление концевых участков демонтажной камеры. Вид в плане проводимой выработки представлен на рисунке 4.4.

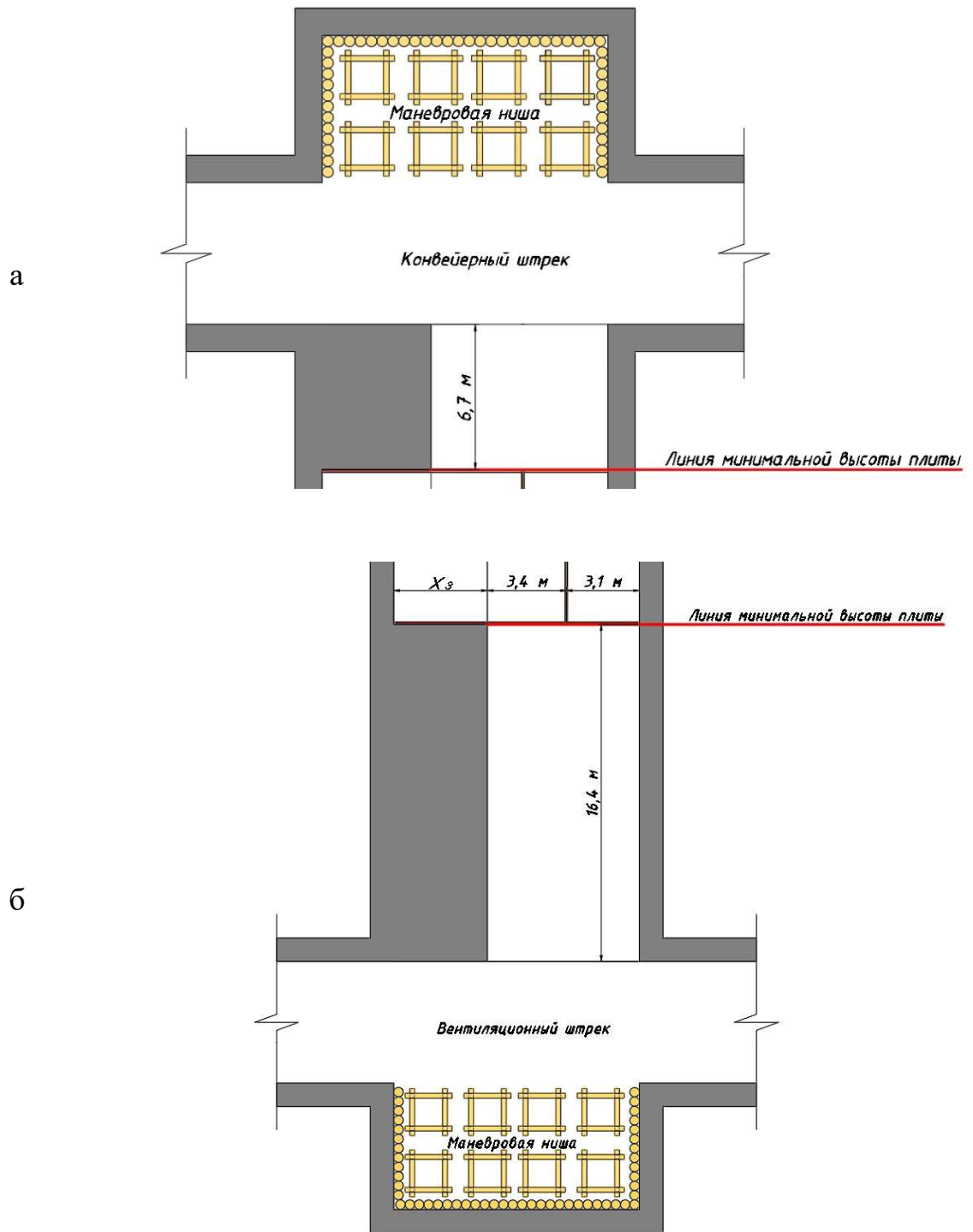


Рисунок 4.4 – Схемы концевых участков демонтажной камеры, вид в плане:

а – на сопряжении с конвейерным штреком; б – на сопряжении с  
вентиляционным штреком

#### 4.1.2 Расчет анкерного крепления горной выработки

Проведение и крепление подобных широких горных выработок регламентируется [58].

Проведение горной выработки будет осуществляться по III схеме (поэтапное проведение). На первом этапе проведение и крепление горной выработки осуществляется на всю длину выработки с шириной одного хода. На последующих этапах выработка расширяется до проектного сечения.

Исходные данные, необходимые для расчета анкерного крепления, представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Исходные данные

№	Показатель	Значение
1	Технологическая схема проведения широкой горной выработки	III
2	Расчетная ширина В проводимой выработки, м.	10,5
3	Расчетная ширина высота h, м.	2
4	Расчетная глубина расположения горных выработок от поверхности H, м.	210
5	Тип кровли по обрушаемости	IV
6	Класс устойчивости пород непосредственной кровли горных выработок.	I
7	Несущая способность анкеров 1-го уровня, кН.	126
8	Несущая способность анкеров глубокого заложения, кН.	210

Для определения параметров анкерного крепления, в первую очередь, необходимо определить расчетное сопротивление пород одноосному сжатию в массиве  $R_c$ , МПа. Расчетное сопротивление пород необходимо определять для кровли и пород боков проводимой горной выработки отдельно, как усредненное значение по залегающим литологическим разностям по формулам (4.4) и (4.5):

$$\text{Для пород кровли} \quad R_c = \frac{(R_{c1}m_1 + R_{c2}m_2 + \dots + R_{cn}m_n)k_c k_{\text{вл}}}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \quad (4.4)$$

$$\text{Для пород боков} \quad R_c = \frac{(R_{c1}m_1 + R_{c2}m_2 + \dots + R_{cn}m_n)k_c k_{\text{вл}}}{h}, \quad (4.5)$$

где  $R_c \dots R_{cn}$  – сопротивление сжатию слоев пород, МПа;  $m_1, \dots, m_n$  – мощности слоев пород, залегающих в кровле или в боках горной выработки, м;  $k_c$  – коэффициент, учитывающий нарушенность массива пород поверхностями без сцепления либо с малой связностью. Коэффициент  $k_c$  при

отсутствии результатов по бурению с отбором керна принимается равным 0,9 для I и II типов кровли, 0,6 для III типа и 0,7 – 0,8 для IV типа кровли;  $k_{вл}$  – коэффициент снижения сопротивления пород сжатию за счет воздействия влаги, указанный, принимается в зависимости от прочности пород и учитывается только в случае длительного обводнения пород в горных выработках (более 6 месяцев), для остальных условий  $k_{вл} = 1$ .

Исходные значения для определения расчетного сопротивления пород одноосному сжатию:

Для пород кровли: средние значения  $R_c = 19 \text{ МПа}$ ,  $t = 3,8 \text{ м}$ ,  $k_c = 0,6$ ,  $k_{вл} = 1$ .

Для пород боков: средние значения  $R_c = 14 \text{ МПа}$ ,  $t = 2,0 \text{ м}$ ,  $k_c = 0,6$ ,  $k_{вл} = 1$ .

Исходя из представленных исходных данных, получаем:

$$\text{Для пород кровли} \quad R_c = \frac{(19 \cdot 3,8)0,6 \cdot 1}{3,8} = 11,4 \text{ МПа}$$

$$\text{Для пород боков} \quad R_c = \frac{(14 \cdot 2)0,6 \cdot 1}{2} = 8,4 \text{ МПа}$$

Определение расчетного сопротивления одноосному сжатию необходимо для расчета смещений пород кровли  $U_o$ . Величину расчетных смещений пород кровли  $U_o$  широких горных выработок, проводимых и поддерживаемых в продолжение всего срока службы вне влияния очистных работ или отделенных от них целиком шириной не менее 0,1Н определяют по формуле (4.6):

$$U_o = U_T k_\alpha k_B k_{III} k_a, \quad (4.6)$$

где  $U_T$  – типовые смещения кровли в горных выработках с анкерной крепью;  $k_\alpha$  – коэффициент, учитывающий направление проходки горных выработок, принимаемый равным 1,0 при проведении их по простиранию пород и равным 0,7 при проведении в крест простирания. При проведении горных выработок под углом к простиранию значение  $k_\alpha = 0,7 - 1,0$ ;  $k_B$  – коэффициент, учитывающий влияние смежных параллельных горных

выработок;  $k_{III}$  – коэффициент, учитывающий отличие ширины проводимой горной выработки от  $B = 5$  м;  $k_a$  – коэффициент, учитывающий степень связывания и упрочнения пород за счет принимаемой длины закрепления стержня анкера в скважине (шпуре) скрепляющим составом: при длине закрепления 0,5 м  $k_a = 1,0$ ; при длине 1,0 м  $k_a = 0,85$ ; по всей скважине (шпуре)  $k_a = 0,75$ .

Показатель типовых смещений  $U_T$  определяется по номограмме, представленной на рисунке 4.5 и зависит от глубины расположения горной выработки  $H$  и расчетного сопротивления пород в кровле одноосному сжатию  $R_c$ . На номограмме смещения указаны для условий, при  $B = 5$  м,  $k_\alpha = 1$ ,  $k_{III} = 1$ ,  $k_B = 1$ ,  $k_a = 1$ .

Коэффициент  $k_{III}$  определяется по формуле (4.7):

$$k_{III} = 0,25(B - 1), \quad (4.7)$$

$$k_{III} = 0,25(10,5 - 1) = 2,37$$

В представленных условиях, необходимые данные для расчета смещений пород кровли указаны в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Исходные данные для расчета смещений пород кровли

Показатель	Значение
$U_T$	75
$k_\alpha$	1
$k_B$	1
$k_{III}$	2,37
$k_a$	0,75

Исходя из рассчитанных данных, получаем:

$$U_o = 75 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 2,37 \cdot 0,75 = 133,31 \text{ мм}$$

По данным расчета смещений кровли определяется категория интенсивности проявления горного давления в проводимой выработке по таблице 4.3.

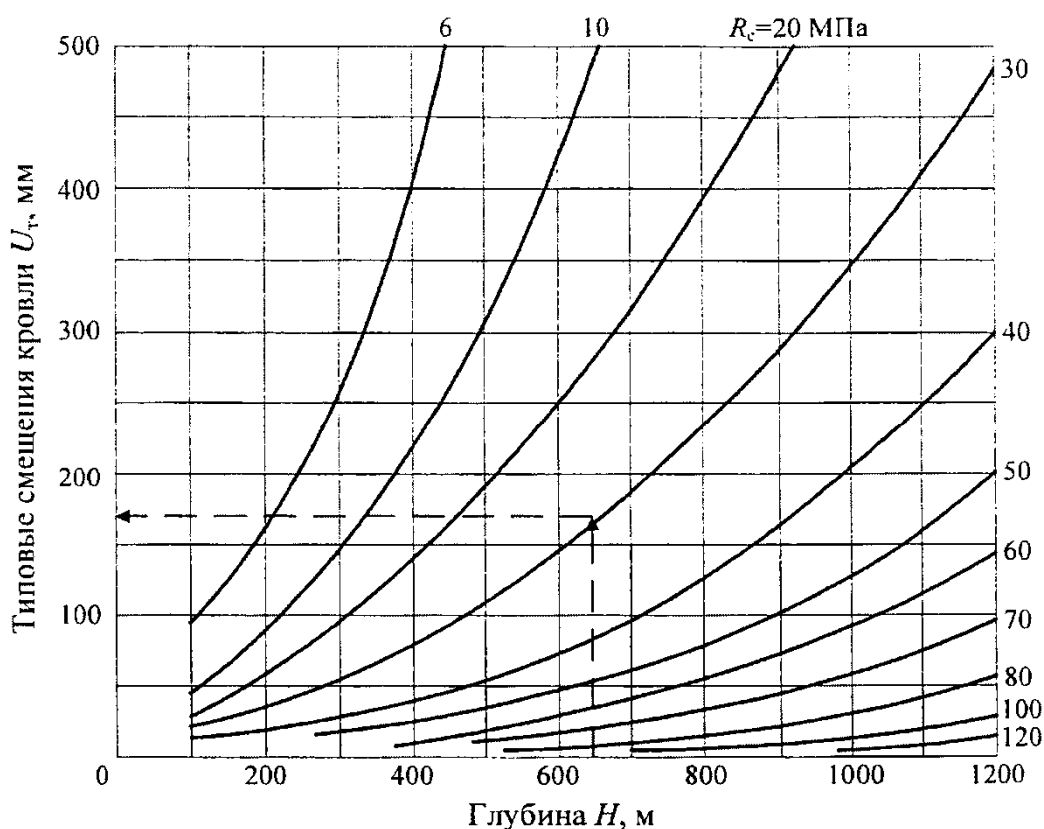


Рисунок 4.5 – Типовые смещения кровли  $U_T$  в массиве при ширине горной выработки  $B = 5$  м и расчетном сопротивлении пород кровли одноосному сжатию  $R_c$ , МПа

Таблица 4.3 – Категории интенсивности проявлений горного давления в горных выработках

Категория интенсивности проявления горного давления	Условия поддержания горных выработок по интенсивности проявления горного давления	Расчетные смещения пород кровли горных выработок, мм
I	Небольшое горное давление	До 50
II	Горное давление средней интенсивности	От 50 до 200
III	Интенсивное горное давление	Свыше 200

Значение  $U_o = 133,31$  мм указывает на II категорию интенсивности проявления горного давления, при которой необходима установка анкерной крепи в два уровня.

#### *Расчет анкерной крепи первого уровня*

Для определения параметров анкерного крепления широкой горной

выработки, после всех подготовительных расчетов, в первую очередь, необходимо определить расчетное удельное давление пород кровли на анкерную крепь  $P_{на}$ , кН/м<sup>2</sup>, создаваемое весом пород непосредственной кровли горной выработки. Параметр  $P_{на}$  определяется по формуле (4.8):

$$P_{на.а} = l_{акт} k_n \gamma, \quad (4.8)$$

где  $l_{акт}$  - активная длина анкера первого уровня (без выступающей части), м, определяемая по формуле (4.9):

$$l_{акт} = l_a - l_в, \quad (4.9)$$

где  $l_a$  - длина анкера, м. Величина  $l_a$  принимается не менее 2,4 м;

$l_в$  - выступающая внутрь горной выработки часть анкера, принимаемая не более 0,2 м;

$k_n$  - коэффициент пригрузки от вышележащих пород, равный 1,2 - 1,5 м;

$\gamma$  - объемный вес пород кровли, кН/м<sup>3</sup>.

Установка анкеров первого уровня производится непосредственно у забоя вслед за обнажением кровли проводимого цикла:

$$l_{акт} = 2,4 - 0,2 = 2,2 \text{ м}$$

$$P_{на.а} = 2,2 \cdot 1,5 \cdot 22,83 = 75,34 \frac{\text{кН}}{\text{м}^2}$$

Необходимая плотность установки анкерной крепи первого уровня  $\Pi_{на.а}$  определяется по формуле (4.10):

$$\Pi_{на.а} = \frac{P_{на.а}}{N_a}, \quad (4.10)$$

где  $N_a$  - несущая способность анкера, кН.

Для обеспечения устойчивости кровли плотность установки анкеров первого уровня  $\Pi_{на.а}$  не должна быть меньше минимально допустимой  $\Pi_{min}$ , которая составляет при неустойчивых породах 1 анк/м<sup>2</sup>.

Подставляем известные значения в формулу (4.10) получаем:

$$\Pi_{на.а} = \frac{75,34}{126} = 0,59 \text{ анк/м}^2$$



Исходя из вышеописанного условия, принимаем  $\Pi_{н.а} = \Pi_{min} = 1 \text{ анк/м}^2$ .

Количество анкеров первого уровня в ряду  $n_{р.н}$  зависит от ширины горной выработки, и принимается равным от 10 до 11 анкера в ряду при  $10 < B < 11$ .

Расстояние между рядами анкеров первого уровня заложения  $C_{к.н}$  определяется по формуле (4.11):

$$C_{к.н} = \frac{n_{р.н} N_a}{P_{н.а} B}, \quad (4.11)$$

$$C_{к.н} = \frac{11 \cdot 126}{75,34 \cdot 10,5} = 1,75 \text{ м}$$

При этом, расчетное расстояние между рядами анкеров первого уровня не должно превышать значения по условию устойчивости контура кровли  $C_{к.н min}$ , которое вычисляется по формуле (4.12):

$$C_{к.н min} = \frac{n_{р.н}}{\Pi_{min} \cdot B}, \quad (4.12)$$

где  $\Pi_{min}$  - минимально допустимая плотность анкеров.

$$C_{к.н min} = \frac{11}{1 \cdot 10,5} = 1,05 \text{ м}$$

Исходя из полученных значений, принимаем  $C_{к.н} = 1 \text{ м}$ .

Крайние анкера первого уровня располагают с отклонением от нормали к слоистости или горизонтальной поверхности на  $15 - 20^\circ$  в сторону боков горной выработки, на расстоянии от них не более 0,3 м.

Расстояние между анкерами первого уровня заложения в рядах  $C_{р.к.н}$  определяется по формуле (4.16):

$$C_{р.к.н} = \frac{B - 0,6}{n_{р.н} - 1}, \quad (4.13)$$

$$C_{р.к.н} = \frac{10,5 - 0,6}{11 - 1} = 1,00 \text{ м}$$

Возведенное сопротивление  $P_{в.н}$  определяется по формуле (4.14):

$$P_{в.н} = \frac{n_{р.н} N_a}{C_{к.н} B}. \quad (4.14)$$

$$P_{в.н} = \frac{11 \cdot 126}{1 \cdot 10,5} = 132 \text{ кН/м}^2$$

*Определение параметров анкерной крепи боков горной выработки*

Необходимость крепления боков проводимой горной выработки устанавливается исходя из сравнения прочности боковых пород на сжатие  $R_{сж}$  с возможным на них горным давлением.

Условие устойчивости боков горной выработки представлено в формуле (4.15):

$$R_{сж} \geq k\gamma H, \quad (4.15)$$

где  $k$  - коэффициент концентрации давления для горных выработок, пройденных в массиве угля вне зоны опорного давления или при ширине целика более 0,1Н м, но не менее 30 м,  $k = 1,1 - 1,2$ .

$\gamma$  - объемный вес пород кровли, принимается 0,025, МН/м<sup>3</sup>.

$$R_{сж} \geq 1,1 \cdot 0,025 \cdot 210$$

$$R_{сж} \geq 5,775$$

При расчетном сопротивлении боков проводимой выработки  $R_{сж} = 9$  условие устойчивости выполняется. Следовательно, крепление боков выработки не требуется.

*Определение высоты свода естественного равновесия*

Высота свода естественного равновесия пород над горной выработкой определяется по формуле (4.16):

$$h_{св} = k_{св} B_p, \quad (4.16)$$

где  $k_{св}$  - коэффициент свода, определяемый по таблице 4.4;  $B_p$  - расчетная ширина горной выработки, с учетом возможного разрушения (отжима угля) боков, определяемая по формуле (4.17):

$$B_p = B + 2B_p, \quad (4.17)$$

где  $B_p$  – величина возможного разрушения боков горной выработки. При соблюдении условия в формуле 4.13 (условие, при котором крепление боков выработки не требуется)  $B_p = 0$ .

Таблица 4.4 – Значения коэффициента свода естественного равновесия

Прочность пород на одноосное сжатие $R_c$ , МПа		10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	150	200
$k_{св}$	в горной выработке, пройденной в массиве	0,68	0,64	0,6	0,56	0,52	0,48	0,44	0,40	0,36	0,32	0,28	0,24
	в зоне влияния опорного давления	0,85	0,8	0,75	0,7	0,65	0,6	0,55	0,50	0,45	0,40	0,35	0,30

Получаем:

$$B_p = 10,5 + 2 \cdot 0 = 10,5 \text{ м}$$

$$h_{св} = 0,68 \cdot 10,5 = 7,14 \text{ м}$$

*Расчет параметров анкеров глубокого заложения*

Ожидаемое давление пород свода естественного равновесия на один погонный метр горной выработки со стороны кровли, закрепленной анкерами глубокого заложения  $P_{св}$ , определяется по формуле (4.18):

$$P_{св} = \frac{2}{3} B_p h_{св} \gamma, \quad (4.18)$$

$$P_{св} = \frac{2}{3} 10,5 \cdot 7,14 \cdot 22,83 = 1141,04 \text{ кН/м}$$

Расчетное удельное давление пород свода естественного равновесия на анкера глубокого заложения  $P_{св,y}$ , кН/м<sup>2</sup>, определяется по формуле (4.19):

$$P_{св,y} = \frac{P_{св}}{B}, \quad (4.19)$$

$$P_{св,y} = \frac{1141,04}{10,5} = 108,67 \text{ кН/м}^2$$

Ожидаемое удельное давление пород свода естественного равновесия на анкера глубокого заложения  $P_{в,к,y}$ , кН/м<sup>2</sup>, определяется по формуле (4.20),

которая представляет собой формулу (4.19) за вычетом доли возведенного сопротивления анкеров первого уровня:

$$P_{в.к.у} = \frac{2B_p}{3B} h_{св} \gamma - k_{р.в.н} \frac{n_{р.н} N_a}{C_{к.н.В}}, \quad (4.20)$$

где  $k_{р.в.н}$  - коэффициент разгрузки анкеров глубокого заложения за счет анкеров первого уровня, определяется по формуле (4.21):

$$k_{р.в.н} = \frac{l_{акт}}{h_{св}}. \quad (4.21)$$

$$k_{р.в.н} = \frac{2,2}{7,14} = 0,31$$

$$P_{в.к.у} = \frac{2 \cdot 10,5}{3 \cdot 10,5} 7,14 \cdot 22,83 - 0,31 \frac{11 \cdot 126}{1 \cdot 10,5} = 108,67 - 40,92 = 67,75 \text{ кН/м}^2$$

Длина анкера глубокого заложения (канатного анкера) определяется по формуле (4.22):

$$l_{к.а} = h_{св} + l_3 + l_в, \quad (4.22)$$

$$l_{к.а} = 7,14 + 1 + 0,2 = 8,34 \text{ м}$$

где  $l_3$  - длина закрепления анкера глубокого заложения выше контура свода естественного равновесия, принимается 0,8 - 1,0 м;  $l_в$  - выступающая внутрь горной выработки часть анкера, принимаемая 0,15 - 0,2 м.

Полученная длина анкера округляется до 0,5 м в большую сторону:

$$l_{к.а} = 8,5 \text{ м}$$

Анкеры глубокого заложения устанавливаются между рядами анкеров первого уровня. Количество анкеров глубокого заложения  $n_{р.в.к}$  в ряду принимается в зависимости от ширины горной выработки в следующей зависимости, не менее  $9 < B \leq 12$  м – 5 - 6 анкеров глубокого заложения. Принимается 5 анкеров глубокого заложения,  $n_{р.в.к} = 5$ .

Установка анкеров глубокого заложения при среднеустойчивой непосредственной кровле проводится на расстоянии не более 20 м от забоя проводимой выработки. При мощности непосредственной кровли, превышающей активную длину анкеров первого уровня, анкеры глубокого

заложения устанавливаются на расстоянии не более 10 м от забоя.

Плотность установки анкеров глубокого заложения  $\Pi_{в.к}$  определяется по формуле (4.23):

$$\Pi_{в.к} = \frac{P_{в.к.у}}{N_{к.а}}, \quad (4.23)$$

где  $N_{к.а}$  – несущая способность анкера глубокого заложения, кН.

$$\Pi_{в.к} = \frac{67,75}{210} = 0,32 \text{ анк/м}^2$$

Расстояние между рядами анкеров глубокого заложения  $C_{в.к}$  и анкеров первого уровня  $C_{к.н}$  одинаково, так как анкера глубокого заложения устанавливают между рядами анкеров первого уровня.

Количество анкеров глубокого заложения в ряду  $n_{р.в.к}$  проверяется по формуле (4.24):

$$n_{р.в.к} = B \Pi_{в.к} C_{в.к}, \quad (4.24)$$

$$n_{р.в.к} = 10,5 \cdot 0,32 \cdot 1$$

$$n_{р.в.к} = 3,36 = 4$$

Принято наибольшее количество  $n_{р.в.к} = 5$ .

Расстояние между анкерами глубокого заложения в рядах  $C_{р.в.к}$  определяется по формуле (4.25):

$$C_{р.в.к} = \frac{B - 2,0}{n_{р.в.к}}, \quad (4.25)$$

где 2,0 - суммарное расстояние от крайних анкеров глубокого заложения до боков камеры, м.

$$C_{р.в.к} = \frac{10,5 - 2,0}{5 - 1} = 2,13 \text{ м}$$

Возведенное сопротивление анкеров глубокого заложения  $P_{В.В.К}$ , кН/м<sup>2</sup>, определяется по формуле (4.26):

$$P_{В.В.К} = \frac{n_{р.в.к} N_{к.а}}{C_{В.К} B}, \quad (4.26)$$

$$P_{B.B.K} = \frac{5 \cdot 210}{1 \cdot 10,5} = 100 \text{ кН/м}^2$$

Общее сопротивление анкеров первого уровня и анкеров глубокого заложения определяется по формуле (4.27):

$$P_{\text{сум}} = k_{p.v.n} P_{v.n} + P_{v.v.k}, \quad (4.27)$$

$$P_{\text{сум}} = 0,31 \cdot 132 + 100 = 140,92 \text{ кН/м}^2$$

Выполняется проверка надежности установленной анкерной крепи по условию: суммарное сопротивление крепи  $P_{\text{сум}}$  больше удельного давления пород свода  $P_{св.у}$ ;

$$P_{св.у} = \frac{1141,04}{10,5} = 108,67 \text{ кН/м}^2$$

Условие выполняется.

Для предотвращения обрушения скрепленных анкерами первого уровня пород, их удельное давление  $P_{o.n}$ ,  $\text{кН/м}^2$ , определяемое по формуле (4.28), должно быть меньше возведенного сопротивления канатных анкеров  $P_{B.B.K}$ .

$$P_{o.n} = l_{\text{акт}} \gamma, \quad (4.28)$$

$$P_{o.n} = 2,2 \cdot 22,83 = 50,23 \text{ кН/м}^2$$

$$P_{B.B.K} = 100 \text{ кН/м}^2$$

где  $l_{\text{акт}}$  – активная длина анкеров (первого уровня), м.

Во всех случаях при одноуровневой или двухуровневой схеме крепления кровли широких горных выработок (линейная часть) при их ширине более 9 м под верхняками анкерной крепи первого уровня следует устанавливать стойки усиления в один ряд. При высоте выработки более 3,5 м допускается крепить по двухуровневой схеме без стоек усиления с обязательным расположением датчиков контроля деформационного состояния пород кровли (реперы глубинные с контролем не менее трех уровней) через 35 – 40 м.

Таким образом, анкерное крепление проводимой по породам ложной кровли выработки имеет параметры, представленные в таблице 4.5. Сечение проводимой выработки представлено на рисунке 4.6.

Таблица 4.5 – Параметры анкерного крепления проводимой выработки

Показатель	Анкеры I уровня	Анкеры II уровня
Несущая способность анкера, кН	126	210
Длина анкера, м	2,4	8,5
Кол-во анкеров в ряду, шт	11	5
Плотность установки анкеров, анк/м <sup>2</sup>	0,59	0,32
Расстояние между рядами, м	1	1

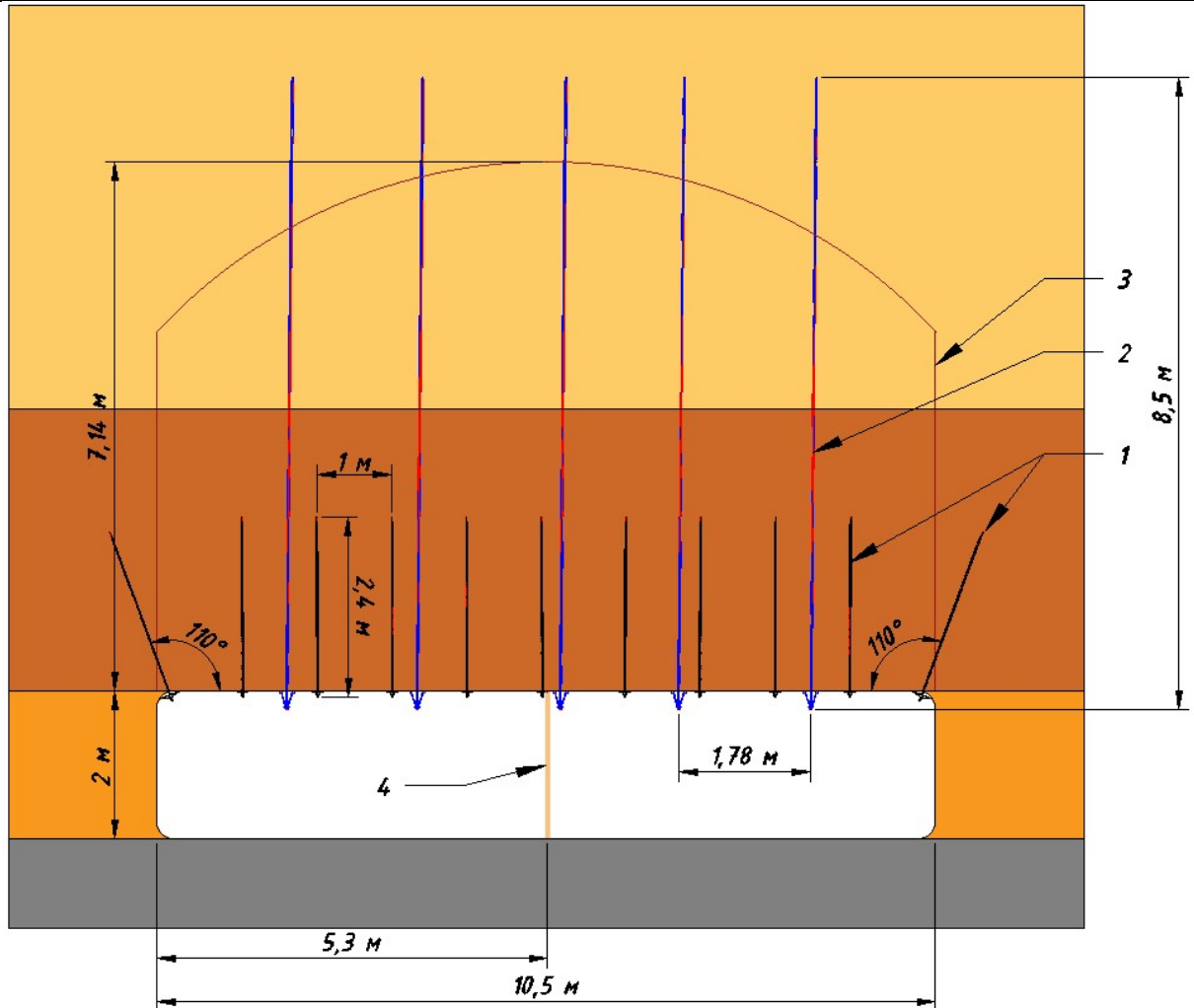


Рисунок 4.6 – Поперечное сечение проводимой выработки: 1 – анкерная крепь 1-го уровня; 2 – анкерная крепь 2-го уровня; 3 – зона свода естественного равновесия; 4 – стойки усиления

Изначально при расчете параметров анкеров глубокого заложения их расчетное количество составляло 3 шт. При этом, для последующего формирования демонтажной камеры и безаварийного использования, в зоне демонтажной дорожки необходимо расположить 2 анкера глубокого заложения, которые располагаются в зоне рассчитанного первого анкера [23, 46]. Остальные анкеры глубокого заложения остаются в своих расчетных

позициях. Результаты расчета крепи на концевых участках демонтируемой камеры представлены в таблице 4.6 и рисунке 4.7.

Таблица 4.6 – Параметры анкерного крепления проводимой выработки

Показатель	Анкеры I уровня	Анкеры II уровня
Несущая способность анкера, кН	126	210
Длина анкера, м	2,4	6,5
Кол-во анкеров в ряду, шт	7	4
Плотность установки анкеров, анк/м <sup>2</sup>	0,55	0,29
Расстояние между рядами, м	1	1

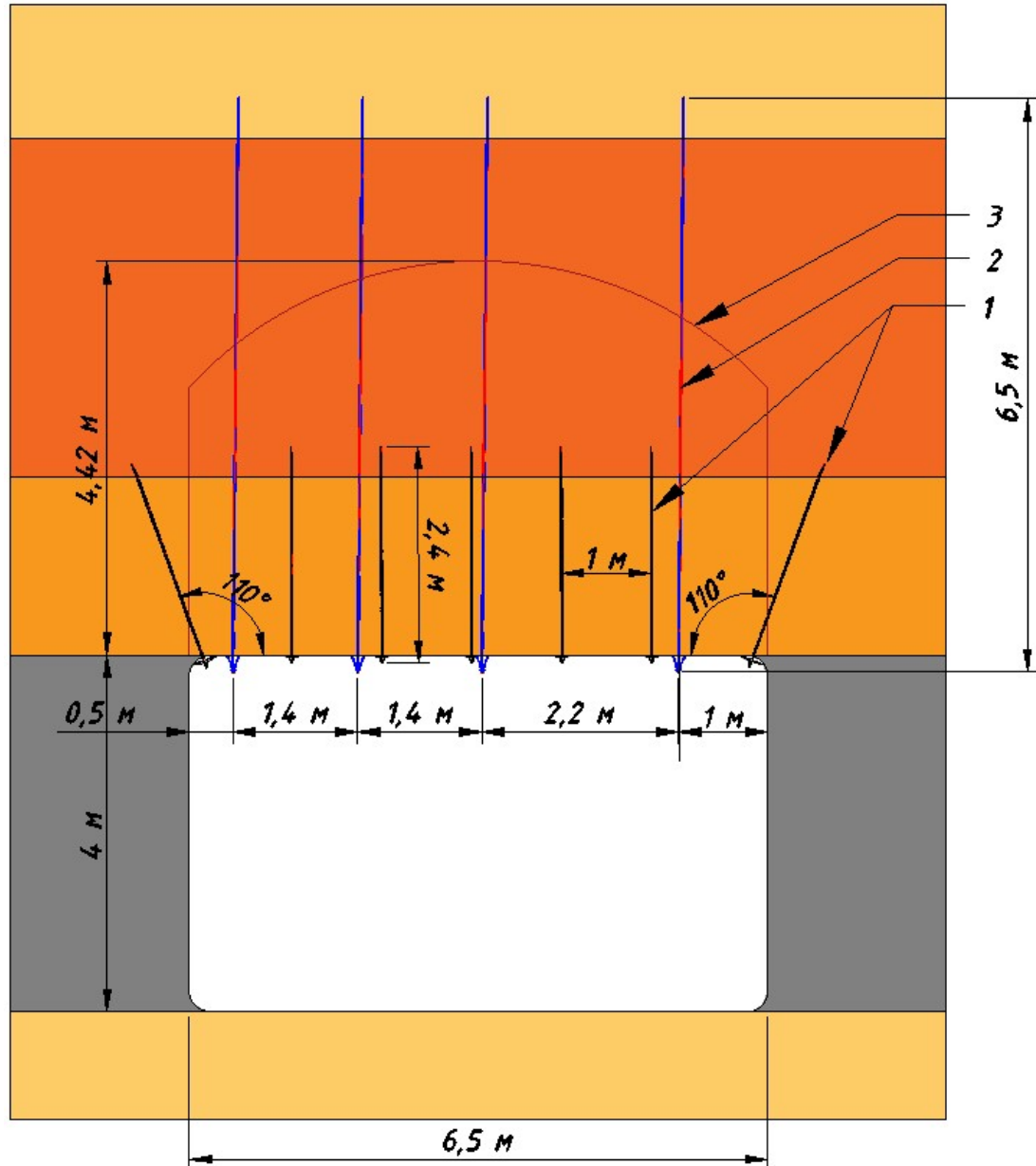


Рисунок 4.7 – Поперечное сечение проводимой выработки на концевых участках: 1 – анкерная крепь 1-го уровня; 2 – анкерная крепь 2-го уровня; 3 – зона свода естественного равновесия



### 4.1.3 Проветривание проводимой горной выработки

Пласт 69 в основном находится в зоне газового выветривания. Поверхность зоны газа метана находится на глубине 400 м и составляет 3 м<sup>3</sup>/т. Место формирования демонтажной камеры находится на глубине 210 м, тем самым не попадает в зону распространения газа метана.

Горная выработка проводится в две заходки: первая заходка выполняется на всю длину горной выработки, последующая расширяет горную выработку до проектного сечения. После проведения выработки на всю длину станет возможным проветривать выработку за счет общешахтной депрессии из подготовительной выработки смежного выемочного столба при реализации прямого взаимного направления свежей и исходящей струй воздуха по выемочному столбу, с которого планируется направлять свежий воздух.

Так как выработка проводится в две заходки необходимо рассчитать параметры проветривания дважды. Расчет необходимых параметров для проветривания проводимой полевой выработки осуществлен в программе DV02 каф. РМПИ Санкт-Петербургского горного университета. При этом, поскольку при проведении второй заходки проветривание будет осуществляться за счет направления свежей струи со смежного выемочного столба без необходимости в работе вентилятора местного проветривания, утечками воздуха в вентиляционном трубопроводе следует пренебречь. Исходные данные и результаты расчетов приведены на рисунках 4.8 и 4.9.

САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ  
КАФЕДРЫ РМПИ, БП  
РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПРОВЕТРИВАНИЯ ПРОВОДИМОЙ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ  
ВЫРАБОТКИ (программа dv02. v9)

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

ГОРНАЯ ВЫРАБОТКА – Полевая выработка	
1. ГОРНАЯ ВЫРАБОТКА: 1-ПРОВОДИТСЯ ПО УГОЛЬНОМУ ПЛАСТУ, 2-ПРОВОДИТСЯ ПО НЕГАЗОНОСНЫМ ПОРОДАМ .....	2
22. СХЕМА ПРОВЕТРИВАНИЯ: 1-ОДИНОЧНАЯ ВЫРАБОТКА, 2-ПАРАЛ- ЛЕЛЬНЫЕ ВЫРАБ. С ОДНОВРЕМ. ПРОХОДКОЙ, 3-ПАРАЛЛ.ВЫРАБ. С ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОЙ ПРОХОДКОЙ, 4-С ПОМОЩЬЮ СКВОЗНОЙ ПАРАЛ- ЛЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ, 5-ПРОВЕТРИВАНИЕ С ПОМОЩЬЮ СКВАЖИН ..	1
23. СПОСОБ ПРОВЕТРИВАНИЯ: 1-НАГНЕТАТЕЛЬНЫЙ, 2-ВСАСЫВАЮЩИЙ, 3-НАГНЕТАТЕЛЬНЫЙ С ПЫЛЕОТСАСЫВАЮЩЕЙ УСТАНОВКОЙ .....	1
24. ПРОЕКТНАЯ ДЛИНА ВЫРАБОТКИ, М .....	301.
25. ДЛИНА ТУПИКОВОЙ ЧАСТИ ВЫРАБОТКИ, М .....	301.
28. ПЛОЩАДЬ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ВЫРАБОТКИ В СВЕТУ, М2 .....	8.90
30. РАССТОЯНИЕ ОТ КОНЦА ТРУБОПРОВОДА ДО ЗАБОЯ ВЫРАБОТКИ, М	5.00
31. РАССТОЯНИЕ ОТ ВМП ДО ИСХОДЯЩЕЙ СТРУИ ВОЗДУХА, М .....	10.00
32. СПОСОБ ПРОХОДКИ ВЫРАБОТКИ: 1-БВР, 2-ПРОЧИМИ СПОСОБАМИ ..	2
36. ПОДВИГАНИЕ ЗАБОЯ ВЫРАБОТКИ ЗА ЦИКЛ, М (НЕ МЕНЕЕ 1 М)	1.00
37. ПРОЕКТНАЯ СКОРОСТЬ ПРОХОДКИ ВЫРАБОТКИ, М/СУТКИ .....	10.00
39. ВЕНТ. ТРУБОПРОВОД: 1- ГИБКИЙ, 2- ЖЕСТКИЙ, 3- КОМБИНИРОВАННЫЙ	1
40. ЧИСЛО СТАВОВ ТРУБ ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫРАБОТКИ .....	1.00
41. ДИАМЕТР ТРУБОПРОВОДА, М .....	.80
42. ЧИСЛО ПОВОРОТОВ ТРУБОПРОВОДА .....	1.00
51. МАКС. ЧИСЛО ЛЮДЕЙ, ОДНОВРЕМЕННО НАХОДЯЩИХСЯ В ЗАБОЕ ....	7.00
52. ПОКАЗАТЕЛЬ ДЛИТЕЛЬНОСТИ РАБОТЫ ЛЮДЕЙ В ПРИЗАБОЙНОМ ПР-ВЕ: 0-ПРИ КРАТКОВРЕМЕН., 1-ПРИ ДЛИТЕЛЬНОМ ПРЕБЫВАНИИ	1
53. МАКС. ДОП. СКОРОСТЬ ДВИЖ. ВОЗДУХА В ПРИЗАБ. ПР-ВЕ, М/С	4.00
54. МИНИМАЛЬНО ДОПУСТИМАЯ СКОРОСТЬ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА В ПРИЗАБОЙНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПО УСЛОВИЯМ ТЕМПЕРАТУРЫ, М/С	.50
55. МИНИМ. ДОП. СКОРОСТЬ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА В ВЫРАБОТКЕ, М/С	.25
56. СЕЧЕНИЕ В СВЕТУ ВЫРАБОТКИ, В КОТОРОЙ УСТАНОВЛЕН ВМП, М2	21.00

ВЫХОДНЫЕ ПАРАМЕТРЫ:

РАСХОД ВОЗДУХА В ПРИЗАБ. ПР-ВЕ ПО МИНИМ. СКОР. ВОЗД., М3/С	2.22
РАСХОД ВОЗД. В ПРИЗАБ. ПР-ВЕ ПО ТЕМПЕРАТУРН. ФАКТОРУ, М3/С	1.48
РАСХОД ВОЗДУХА В ПРИЗАБОЙНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПО ЛЮДЯМ, М3/С ..	.70
ПРИНЯТЫЙ К РАСЧЕТУ РАСХОД ВОЗДУХА В ПРИЗАБ. ПР-ВЕ, М3/С ...	2.22
КОЭФФИЦИЕНТ УТЕЧЕК ВОЗДУХА В ВЕНТИЛЯЦИОННОМ ТРУБОПРОВОДЕ ..	1.10
РАСХОД ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТР. ТУПИКОВОЙ ЧАСТИ ВЫРАБОТКИ, М3/С	2.44
НЕОБХОДИМАЯ ПОДАЧА ОДНОГО ВЕНТИЛЯТОРА, М3/С .....	2.44
НЕОБХОДИМОЕ ДАВЛЕНИЕ ОДНОГО ВЕНТИЛЯТОРА, ДАПА .....	28.
РАСХОД ВОЗДУХА В МЕСТЕ УСТАНОВКИ ВЕНТИЛЯТОРА (-ОВ), М3/С ...	5.59

Расчет выполнил Носов А.А.

Рисунок 4.8 – Расчет параметров проветривания проводимой выработке на первом этапе ее проведения

САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ  
КАФЕДРЫ РМПИ, БП  
РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПРОВЕТРИВАНИЯ ПРОВОДИМОЙ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ  
ВЫРАБОТКИ (программа dv02. v9)

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

ГОРНАЯ ВЫРАБОТКА – Полевая выработка	
1. ГОРНАЯ ВЫРАБОТКА: 1-ПРОВОДИТСЯ ПО УГОЛЬНОМУ ПЛАСТУ, 2-ПРОВОДИТСЯ ПО НЕГАЗОНОСНЫМ ПОРОДАМ .....	2
22. СХЕМА ПРОВЕТРИВАНИЯ: 1-ОДИНОЧНАЯ ВЫРАБОТКА, 2-ПАРАЛ- ЛЕЛЬНЫЕ ВЫРАБ. С ОДНОВРЕМ. ПРОХОДКОЙ, 3-ПАРАЛЛ.ВЫРАБ. С ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОЙ ПРОХОДКОЙ, 4-С ПОМОЩЬЮ СКВОЗНОЙ ПАРАЛ- ЛЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ, 5-ПРОВЕТРИВАНИЕ С ПОМОЩЬЮ СКВАЖИН ..	1
23. СПОСОБ ПРОВЕТРИВАНИЯ: 1-НАГНЕТАТЕЛЬНЫЙ, 2-ВСАСЫВАЮЩИЙ, 3-НАГНЕТАТЕЛЬНЫЙ С ПЫЛЕОТСАСЫВАЮЩЕЙ УСТАНОВКОЙ .....	1
24. ПРОЕКТНАЯ ДЛИНА ВЫРАБОТКИ, М .....	301.
25. ДЛИНА ТУПИКОВОЙ ЧАСТИ ВЫРАБОТКИ, М .....	301.
28. ПЛОЩАДЬ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ВЫРАБОТКИ В СВЕТУ, М2 .....	21.00
30. РАССТОЯНИЕ ОТ КОНЦА ТРУБОПРОВОДА ДО ЗАВОЯ ВЫРАБОТКИ, М	5.00
31. РАССТОЯНИЕ ОТ ВМП ДО ИСХОДЯЩЕЙ СТРУИ ВОЗДУХА, М .....	10.00
32. СПОСОБ ПРОХОДКИ ВЫРАБОТКИ: 1-БВР, 2-ПРОЧИМИ СПОСОБАМИ ..	2
36. ПОДВИГАНИЕ ЗАВОЯ ВЫРАБОТКИ ЗА ЦИКЛ, М (НЕ МЕНЕЕ 1 М)	1.00
37. ПРОЕКТНАЯ СКОРОСТЬ ПРОХОДКИ ВЫРАБОТКИ, М/СУТКИ .....	10.00
39. ВЕНТ. ТРУБОПРОВОД: 1- ГИБКИЙ, 2- ЖЕСТКИЙ, 3- КОМБИНИРОВАННЫЙ	1
40. ЧИСЛО СТАВОВ ТРУБ ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫРАБОТКИ .....	1.00
41. ДИАМЕТР ТРУБОПРОВОДА, М .....	.80
42. ЧИСЛО ПОВОРОТОВ ТРУБОПРОВОДА .....	1.00
51. МАКС. ЧИСЛО ЛЮДЕЙ, ОДНОВРЕМЕННО НАХОДЯЩИХСЯ В ЗАБОЕ ....	7.00
52. ПОКАЗАТЕЛЬ ДЛИТЕЛЬНОСТИ РАБОТЫ ЛЮДЕЙ В ПРИЗАБОЙНОМ ПР-ВЕ: 0-ПРИ КРАТКОВРЕМЕН., 1-ПРИ ДЛИТЕЛЬНОМ ПРЕБЫВАНИИ	1
53. МАКС. ДОП. СКОРОСТЬ ДВИЖ. ВОЗДУХА В ПРИЗАБ. ПР-ВЕ, М/С	4.00
54. МИНИМАЛЬНО ДОПУСТИМАЯ СКОРОСТЬ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА В ПРИЗАБОЙНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПО УСЛОВИЯМ ТЕМПЕРАТУРЫ, М/С	.50
55. МИНИМ. ДОП. СКОРОСТЬ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА В ВЫРАБОТКЕ, М/С	.25
56. СЕЧЕНИЕ В СВЕТУ ВЫРАБОТКИ, В КОТОРОЙ УСТАНОВЛЕН ВМП, М2	21.00

ВЫХОДНЫЕ ПАРАМЕТРЫ:

РАСХОД ВОЗДУХА В ПРИЗАБ. ПР-ВЕ ПО МИНИМ. СКОР. ВОЗД., М3/С	5.25
РАСХОД ВОЗД. В ПРИЗАБ. ПР-ВЕ ПО ТЕМПЕРАТУРН. ФАКТОРУ, М3/С	3.50
РАСХОД ВОЗДУХА В ПРИЗАБОЙНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПО ЛЮДЯМ, М3/С ..	.70
ПРИНЯТЫЙ К РАСЧЕТУ РАСХОД ВОЗДУХА В ПРИЗАБ. ПР-ВЕ, М3/С ...	5.25
КОЭФФИЦИЕНТ УТЕЧЕК ВОЗДУХА В ВЕНТИЛЯЦИОННОМ ТРУБОПРОВОДЕ ..	1.13
РАСХОД ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТР. ТУПИКОВОЙ ЧАСТИ ВЫРАБОТКИ, М3/С	5.91
НЕОБХОДИМАЯ ПОДАЧА ОДНОГО ВЕНТИЛЯТОРА, М3/С .....	5.91
НЕОБХОДИМОЕ ДАВЛЕНИЕ ОДНОГО ВЕНТИЛЯТОРА, ДАПА .....	158.
РАСХОД ВОЗДУХА В МЕСТЕ УСТАНОВКИ ВЕНТИЛЯТОРА (-ОВ), М3/С ...	9.29

Расчет выполнил Носов А.А.

Рисунок 4.9 – Расчет параметров проветривания проводимой выработке на  
втором этапе проведения

Схемы проветривания выработки на разных этапах ее проведения представлены на рисунках 4.10 и 4.11.

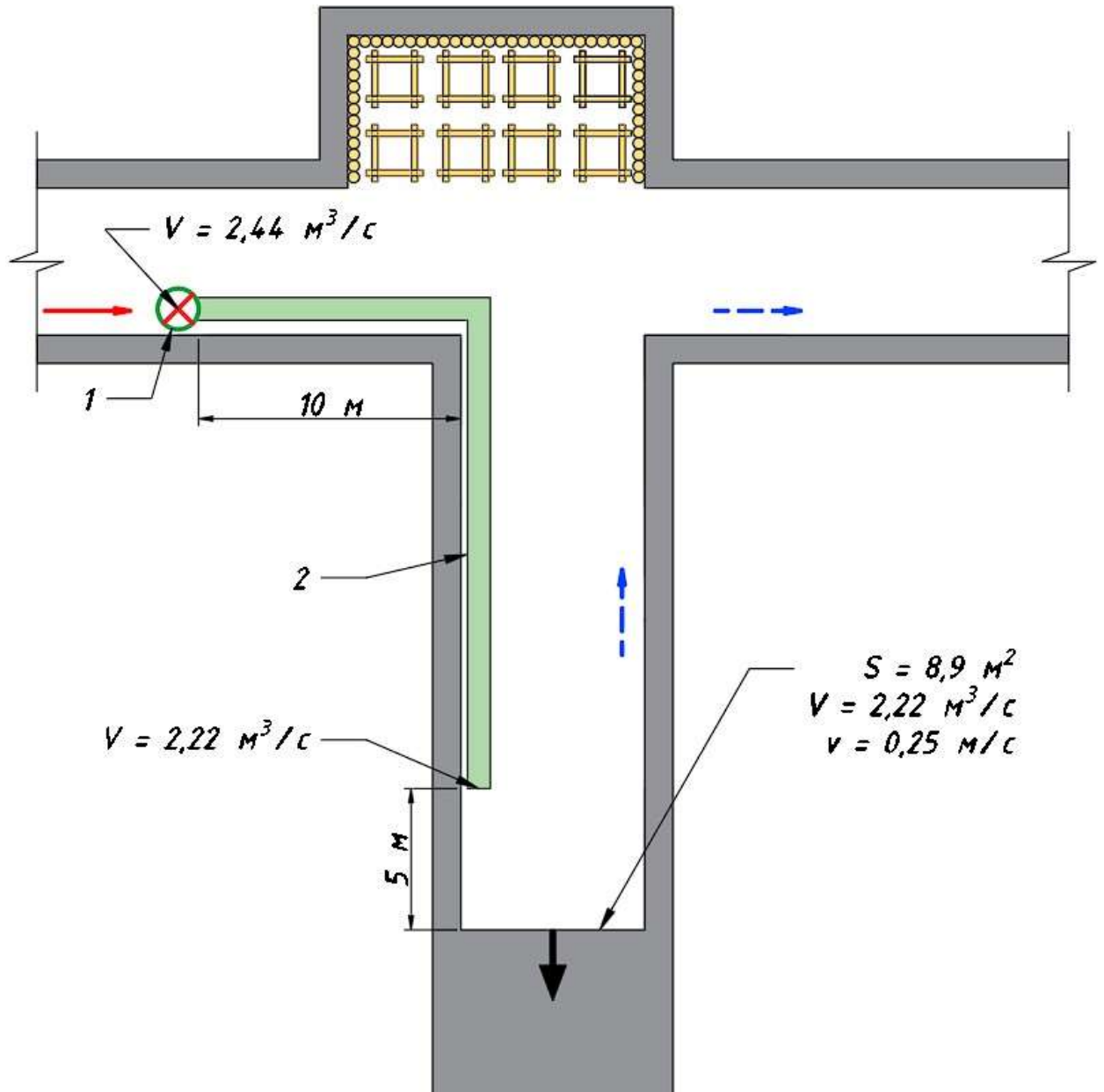


Рисунок 4.10 – Схема проветривания проводимой выработки на первом этапе проведения: 1 – вентилятор местного проветривания; 2 – вентиляционный трубопровод

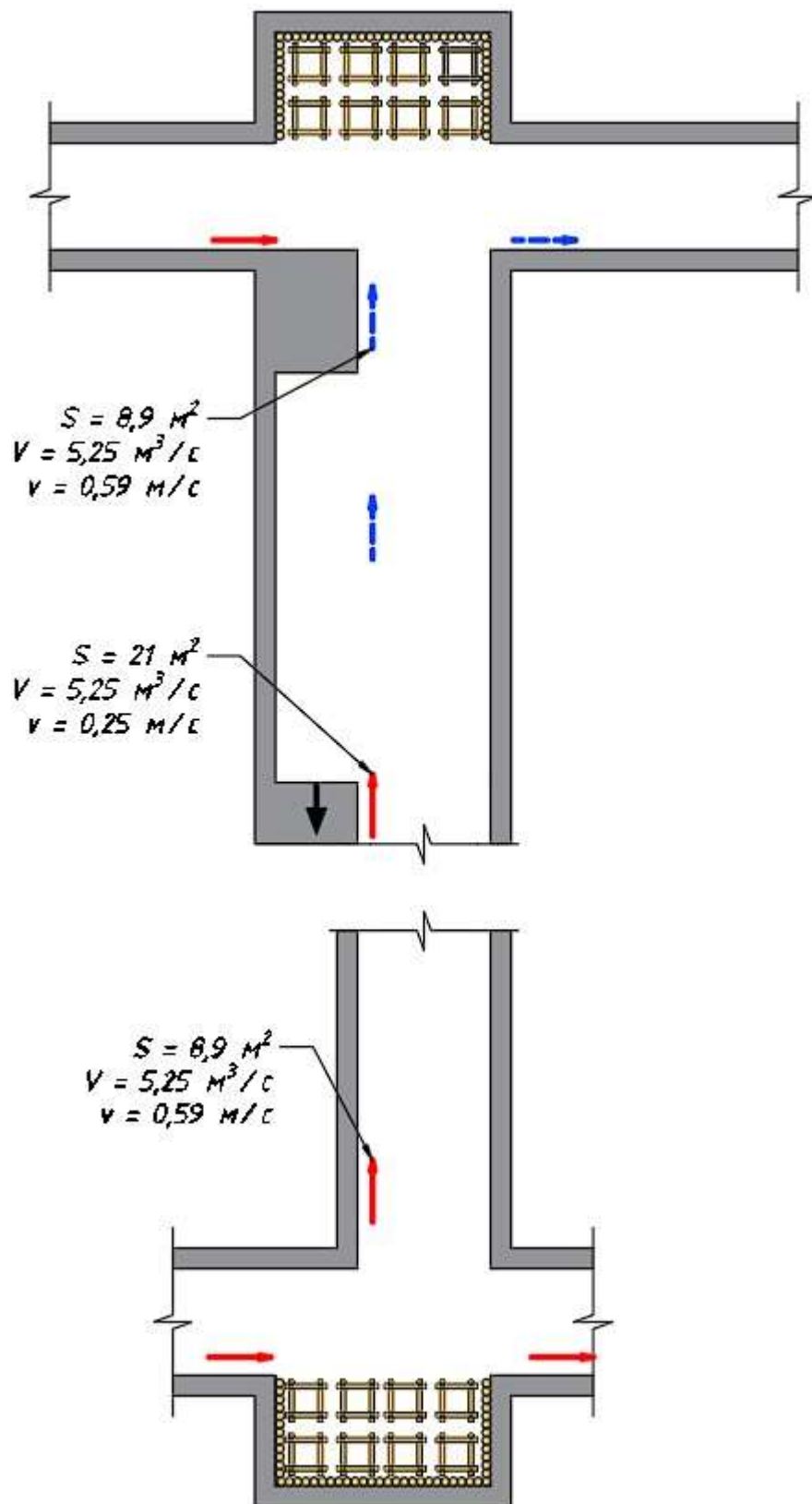


Рисунок 4.11 – Схема проветривания проводимой выработки на втором этапе проведения

#### 4.1.4 Характеристика типов закладочных массивов

Ко всем существующим технологиям формирования закладочного массива можно применить два способа их группирования. В первом способе, отличительным фактором будет изменение физико-механических свойств получаемого закладочного массива. Во втором – способ транспортирования материалов в закладочный массив. Так, по первому способу группирования – твердеющая и «бесцементная». По второму – способы гидравлической и сухой закладки, а именно [5]:

1. Самотечный (перемещение закладочного материала в массив под действием собственного веса);
2. Машинный или механический (при помощи различных механизмов);
3. Пневматический (перемещение материала в закладочный массив посредством работы струи сжатого воздуха).

Известные способы возведения закладочных массивов представлены в таблице 4.7.

Таблица 4.7 – Краткая характеристика способов возведения закладки

	Механическая закладка	Пневматическая закладка	Гидравлическая закладка	Твердеющая закладка
Описание способа	Размещение закладочного материала в выработанном пространстве с помощью скреперов или метателей	Увлажненный закладочный материал подается в закладочную машину, которая воздушной струей по трубопроводу перемещает его к месту закладочных работ	Измельченный материал подается в виде водяной пульпы с земной поверхности. Закладка размещается в выработанном пространстве, после чего вода дренируется на нижние горизонты и используется повторно	Закладочная смесь подается к местам ведения закладочных работ. После затвердевания образуется сплошной массив
Материал	Пустая порода от проходки выработок или отвалов. Размер куска не более 150 – 200 мм	Низкообразивная неслипающаяся измельченная порода. Например, пустая порода, хвосты, шлак. Размер частиц 5 – 60 мм (до 1/3 от диаметра трубопровода), содержание глины <10 – 15%	Крупный песок или хвосты обогащения без илистых включений. Соотношение воды к твердой фазе в пульпе от 1:0,75 до 1:1,5	Смесь воды, заполнителя (как правило пустая порода) и вяжущего (цемент или некоторые шлаки)

## Продолжение таблицы 4.7

	Механическая закладка	Пневматическая закладка	Гидравлическая закладка	Твердеющая закладка
Транспортирование	Используется транспортная система рудника (конвейера, электровозы, автосамосвалы и др.)	Материал транспортируется до участков обычным способом, далее – по трубам с помощью сжатого воздуха (не более чем на 300 м)	Приготовление пульпы на поверхности. Затем – транспортирование по трубопроводам, чаще всего под действием силы тяжести	Как правило смесь готовится на поверхности, после чего транспортируется по трубопроводам до места закладки под действием силы тяжести и/или с помощью специальных насосов
Коэффициент усадки	20 – 20%	10 – 15%	5 – 10%	Минимальный (<5%)
Преимущества и недостатки	Требует крупногабаритного оборудования, что ограничивает области применения. Загружает транспортную инфраструктуру рудника из-за чего чаще всего работает в смены, когда не ведется добыча. Относительно слабая и неплотная закладка	Образуется относительно плотный массив. Достаточно большая нагрузка на транспортную систему рудника. Наибольшие капитальные и эксплуатационные затраты. Необходимость контроля уровня шума и пыления	Достаточно гибкий метод для контроля сдвижений вышележащей толщи и эндогенных пожаров. При слоевой системе создается хорошие условия для движения техники по закладочному массиву (при соблюдении качества материалов и работ). Требуется поверхностный закладочный комплекс. Не эффективная при малых углах падения	Возможна минимизация потерь для высокоценных руд. Минимизация рисков горных ударов, выбросов и пожаров. Наибольшая эффективность с точки зрения сохранения земной поверхности. Наиболее дорогой закладочный комплекс и материал

#### 4.1.5 Виды закладочных материалов

В состав закладочной смеси входят группы материалов, которые можно разделить по их назначению в составе. Классификация материалов для закладочных смесей (таблица 4.8) основана именно на этом подходе и представлен Д.М. Бронниковым в [5].

Таблица 4.8 – Классификация материалов по их назначению в закладочной смеси.

Назначение	Вид
Вяжущие	Цемент, молотые металлургические шлаки, зола, цемент в смеси с наполнителем (глина, шлам), содовые отходы, природные материалы (ангидрид, гипс, цеолит и др.)
Активатор	Цемент, известь, щелочные отходы производства и др.
Заполнитель	Шахтная и отвальная порода, отходы обогащения, гранулированные и отвальные шлаки, природные пески, гравий
Пластификатор	Глина, содержащаяся в природном песке, шламы обогащения, химические реагенты
Несущая среда и реагент процесса твердения	Вода рудничная (шахтная), из отходов обогащения, техническая, пожарно-питьевая, рН=4-10

В условиях угольных шахт Российской Федерации следует рассмотреть основные материалы закладочных массивов отдельно.

#### *Вяжущие вещества*

Основным представителем вяжущих веществ является цемент. Согласно [11], цемент подразделяется на типы, подтипы и классы.

Типы цемента по вещественному составу:

1. ЦЕМ 0 – бездобавочный портландцемент;
2. ЦЕМ I – портландцемент;
3. ЦЕМ II – портландцемент с минеральными добавками;
4. ЦЕМ III – шлакопортландцемент;
5. ЦЕМ IV – пуццолановый цемент;
6. ЦЕМ V – композиционный цемент.

По содержанию портландцементного клинкера и добавок цементы типов ЦЕМ II, ЦЕМ IV – ЦЕМ V в зависимости от содержания добавок подразделяют на подтипы А и В (за исключением цемента ЦЕМ II с добавкой



микрокремнезема), а цемент типа III — на А, В и С подразделяют на подтипы А, В и С. Детально вещественный состав цемента приведен в [11].

Разделение цемента на классы зависит от его прочностных свойств на сжатие в возрасте 28 суток и на подклассы в возрасте 2 (7) суток.

Классы цемента (возраст 28 суток):

1. 32,5;
2. 42,5;
3. 52,5;

Подклассы цемента (возраст цемента 2 (7) суток):

1. Н – нормальнотвердеющие;
2. Б – быстротвердеющие;
3. М – медленнотвердеющие.

Регламентируются не только прочность на сжатие различных классов цемента, но и его равномерность изменения объема. Данные параметры представлены в таблице 4.9.

Стоит отметить, что во время смешивания цемента с водой происходит процесс гидролиза с последующим схватыванием и твердением смеси. Данный процесс обусловлен разложением клинкера с присоединением воды, что ведет к образованию силикатов и алюминатов кальция. Схватывание и твердение смеси происходит с выделением тепла в размере 170 – 840 кДж/кг [5].

Зачастую один тип вяжущего материала смешивают с другим. При этом активность получаемой смеси меняется, обычно в меньшую сторону. Это позволяет добиться больших объемов смеси вяжущего вещества с незначительными затратами дорогого в использовании цемента. Применение тех или иных вяжущих веществ в смеси также влияет и на его транспортабельность. Примешивание к цементу глины целесообразно лишь в случаях большей активности получаемой смеси в отличии от необходимой. В других случаях, применение глины считается неоправданным, так как глина – вредная примесь и значительно снижает показатели прочности смеси.

Таблица 4.9 – Требования к физико-механическим показателям цементов [11]

Класс, подкласс прочности цемента	Прочность на сжатие, МПа, в возрасте				Начало схватывания, мин, не ранее	Равномерность изменения объема (расширение), мм, не более
	2 суток, не менее	7 суток, не менее	28 суток			
			Не менее	Не более		
32,5М	-	12	32,5	52,5	75	10
32,5Н	-	16				
32,5Б	10	-				
42,5М	-	16	42,5	62,5	60	
42,5Н	10	-				
42,5Б	20	-				
52,5М	10	-	52,5	-	45	
52,5Н	20	-				
52,5Б	30	-				

Впервые, закладочный массив на основе цемента (в качестве вяжущего вещества) был применен на шахтах Кузбасса [36]. С тех пор, получил наибольшее распространение в мире. Минусом закладочного массива на основе цемента является его дороговизна. Расходы на цемент в стоимости закладочных смесей составляют 40 – 70% [36].

*Остальные виды наиболее распространенных вяжущих веществ*

Известны случаи, когда для удешевления закладочных работ строились заводы по производству цемента. В РФ таким ярким примером является «Норильский Никель», а за пределами страны, свинцово-цинковый рудник «Фанькоу» (Китай) [36]. В связи с этим, были разработаны различные закладочные смеси в состав которых входят отличные от цемента вяжущие вещества. Основной целью их создания было получение закладочной смеси с относительно недорогим и активным вяжущим веществом, который можно получить в местах расположения горнодобывающих предприятий.

В работе [36], отмечается, что в виде основной замены цементу относятся различные шлаки. Это связано в первую очередь с тем, что шлаки являются отходами металлургических производств. Так, в работе [38] указываются места, в которых данный тип вяжущего вещества получил наибольшее распространение:

1. Северо-Уральский бокситовый рудник – цемент и гранулированный шлак Серовского металлургического завода;
2. Гайский рудник;
3. Узельгинский;
4. Рудники «Норильский Никель»;
5. Рудник «Тюрингии» (Германия);
6. «Маунт-Айза» (Австралия);

Также, ставится вопрос использования золы в качестве вяжущего компонента закладочной смеси. Но, в окрестностях горнодобывающих предприятиях, зола образуется за счет котельных, работающих на твердом топливе. Объем золы, получаемой от котельных, недостаточен для частичной замены цементных смесей. Транспортировка золы является нецелесообразным. Помимо вышеперечисленного, зола отличается малой активностью.

Известен опыт применения различных закладочных смесей, в которых использован ангидрит в качестве вяжущего вещества. Технология изготовления закладочных смесей на основе ангидрида была разработана и внедрена на подземных рудниках «Норильский Никель». В работе [42] описываются три вида закладочных смесей, изготавливаемых на местах. При этом, только один из них не имеет в своем составе ангидрита. В представленных смесях активатором твердения выступают портландцемент и шлаки местных предприятий.

Из практики закладочных работ известно использование бесцементных закладочных смесей только на Миргалимсаиском месторождении, где в

качестве вяжущего вещества применялись обожженные хвосты обогащения [37, 38].

Каждая обогатительная фабрика проектируется для определенного месторождения, и, следовательно, хвосты каждой обогатительной фабрики будут различаться по химическому и минералогическому составу. По этой причине лишь на одном руднике, а не повсеместно, из хвостов обогащения получено вяжущее, заменяющее цемент [38].

#### *Заполнители*

При формировании закладочной смеси, важную роль играют заполнители, т.к. они представляют собой до 95% от всего объема смеси (таблица 4.10). Заполнитель обеспечивает жесткость конструкции и уменьшает ее дальнейшую осадку. Применяя различные заполнители и изменяя их модуль крупности, можно повышать и плотность получаемого закладочного массива.

Таблица 4.10 – Классификация песков по зерновому составу

Песок	Модуль крупности	Полный остаток на сите с отверстием 0,63 мм, %
Крупный	3,5-2,5	50-75
Средний	2,4-2,0	35-50
Мелкий	1,9-2,0	20-35
Очень мелкий	1,4-1,1	7-20
Тонкий	<1,1	<7

На практике, в качестве заполнителя в закладочных смесях получили наибольшее распространение такие материалы как: дробленые породы вскрыши, ХОФ (хвосты обогатительных фабрик), пустые породы с проходческих работ и отсева дробильно-сортировочных фабрик и т.п.

Применение отвальных пород в качестве заполнителя устанавливается при помощи исследования пород на прочность, размягчение и наличие различных вредных примесей.

Также, содержание в отвальных породах компонентов, склонных к самовозгоранию, не является ограничением на их использование. Данное

заклучение является закономерным в связи с низкой газопроницаемостью закладочной смеси.

При этом, автор [37] отмечает, что отвальные породы не нашли широкого распространения ввиду сложности придания получаемым смесям на основе отвальных пород транспортабельных свойств, снижения водоотделения и расслаиваемости получаемого твердого массива. Для решения данной проблемы в закладочные смеси вводятся пластичные глины, хвосты обогащения, пески и т.п. Это увеличивает энергозатраты и транспортные расходы.

Зернистые материалы, такие как песок, являются наиболее распространенными материалами для закладочных работ.

Известен опыт применения хвостов обогатительной фабрики в 1970 году на руднике в городе Гай в качестве материала для твердеющей закладки. Объем закладочного массива составил 7 тысяч м<sup>3</sup>. При этом, последующие испытания закладочного материала показали его хорошую прочность, не уступающую закладочным массивам с применением песка в качестве заполнителя [5].

#### *Применяемые смеси*

Исходя из работы [37], в которой представлены типы закладочных смесей, используемых в РФ и ближнем зарубежье на предприятиях угольной промышленности, наибольшее распространение получила твердеющая закладка с применяемыми хвостами в качестве заполнителя. Состав закладочных смесей подбирается таким образом, чтобы обеспечивалась необходимая прочность закладки, ее экономичность и транспортабельность самотеком по трубам на значительные расстояния по горизонтали за счет статического напора или с использованием сжатого воздуха [37].

Достаточно полно описаны материалы и состав смесей, применяющихся на рудниках АО «Норильский Никель». Так, в качестве вяжущего материала используются: цементы марок М300, М400 и М500 (классы цемента 32,5, 42,5 и 52,5), ангидрит, нефелиновый шлам и клинкер. В качестве заполнителя в

закладочных смесях используются: гранулированный шлак, породная часть хвостов обогащения руд, щебень и порода с проходки горных выработок.

АО «Норильский Никель» также регламентирует удельный и насыпной вес материалов (таблица 4.11) [41].

Таблица 4.11 – Удельный и насыпной вес материалов [41]

Наименование материала	Удельный вес, т/м <sup>3</sup>	Объемный насыпной вес, т/м <sup>3</sup>
Цемент	3,05 – 3,15	1,1 – 1,3
Ангидрит	2,8 – 2,9	1,7 – 1,9
Гранулированный шлак	3,3 – 3,5	1,65 – 1,95
Порода	2,6 – 2,7	1,7 – 1,8
Щебень	2,7	1,5 – 1,6
Клинкер	3,1 – 3,2	1,45 – 1,55
Породные хвосты	2,7 – 3,3	1,7 – 2,1

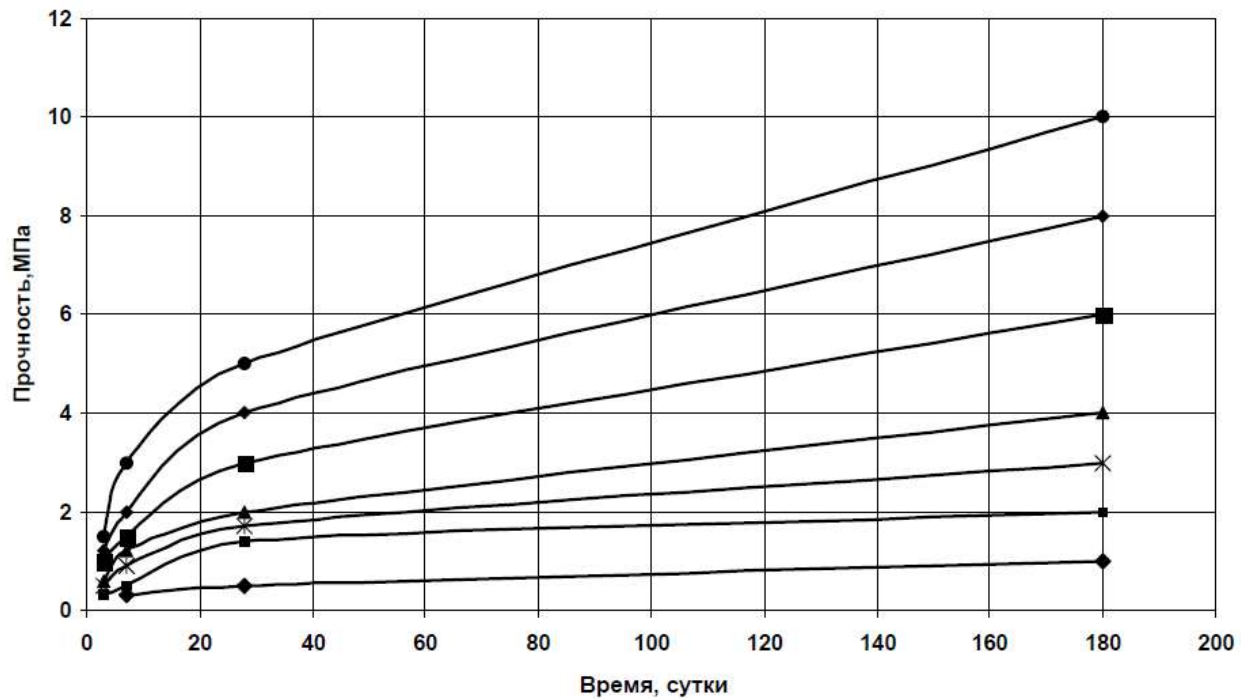
В компании применяется 3 вида твердеющих смесей для закладочных работ, а именно:

- АШЦ – на основе ангидрита, гранулированного шлака и цемента;
- АШЦЩ – на основе ангидрита, гранулированного шлака, цемента и щебня;
- ШЦЩ – на основе шлака, цемента и щебня.

При этом, стоит отметить, что компания также делит все получаемые смеси на марки прочности: М10, М20, М30, М40, М60, М80, М100. Графики прочностных характеристик получаемых смесей и их точные составы представлены на рисунках 4.12 – 4.14 и таблицах 4.12 – 4.14 [41].

Таблица 4.12 – Состав ангидрито-шлако-цементных смесей (АШЦ) [41]

№ п/п	Марка состава	Расход материалов, кг/м <sup>3</sup>				Плотность смеси, т/м <sup>3</sup>	Контрольная характеристика прочности, МПа			
		Цемент	Ангидрит	Шлак	Вода, л		3 суток	7 суток	28 суток	180 суток
1	M10	20-30	600-800	600-900	500 – 550	1,2-1,7	-	0,3	0,5	0,8-1,0
2	M20	35-45	600-800	600-900	500 – 550	1,2-1,7	0,2-0,3	0,4-0,5	1,2-1,4	1,8-2,0
3	M30	45-55	600-800	600-900	500 – 550	1,2-1,7	0,4-0,5	0,7-0,9	1,4-1,7	2,6-3,0
4	M40	50-70	600-800	600-900	500 – 550	1,2-1,7	0,5-0,6	0,9-1,2	1,6-2,0	3,5-4,0
5	M60	70-90	600-800	600-900	500 – 550	1,2-1,7	0,8-1,0	1,2-1,5	2,5-3,0	5,0-6,0
6	M80	90-110	600-800	600-900	500 – 550	1,2-1,7	1,0-1,2	1,5-2,0	3,5-4,0	7,0-8,0
7	M100	140-160	600-800	600-900	500 – 550	1,2-1,7	1,2-1,5	2,5-3,0	4,0-5,0	9,0-10,0



—●— АШЦ M10 —■— АШЦ M20 —\*— АШЦ M30 —▲— АШЦ M40 —■— АШЦ M60 —◆— АШЦ M80 —●— АШЦ M100

Рисунок 4.12 – Кинетика твердения составов АШЦ [41]

Таблица 4.13 – Ангидрито-шлако-цементные составы со щебнем (АШЩЦ)

[41]

№ п/п	Марка состава	Расход материалов, кг/м <sup>3</sup>					Плотность смеси, т/м <sup>3</sup>	Контрольная характеристика прочности, МПа			
		Цемент	Ангидрит	Шлак	Щебень	Вода, л		3 суток	7 суток	28 суток	180 суток
1	M10	40-60	300-500	300-500	550-650	500 - 550	1,2-1,7	-	0,3	0,5	0,8-1,0
2	M20	60-80	300-500	300-500	600-620	500 - 550	1,2-1,7	0,3-0,4	0,7-0,9	1,2-1,4	1,8-2,0
3	M30	75-85	300-400	450-550	550-650	500 - 550	1,2-1,7	0,4-0,5	0,8-1,0	1,25-1,65	2,5-3,0
4	M40	90-110	300-500	300-500	500-600	500 - 550	1,2-1,7	0,5-0,8	0,9-1,2	1,5-2,0	3,5-4,0
5	M60	140-160	300-500	300-500	450-550	500 - 550	1,2-1,7	0,8-1,2	1,2-1,5	2,5-3,0	5,0-6,0
6	M80	190-210	300-500	300-500	400-500	500 - 550	1,2-1,7	1,2-1,5	1,5-2,0	3,5-4,0	7,0-8,0
7	M100	220-240	300-500	300-500	400-500	500 - 550	1,2-1,7	1,5-1,8	2,5-3,0	4,5-5,0	9,0-10,0

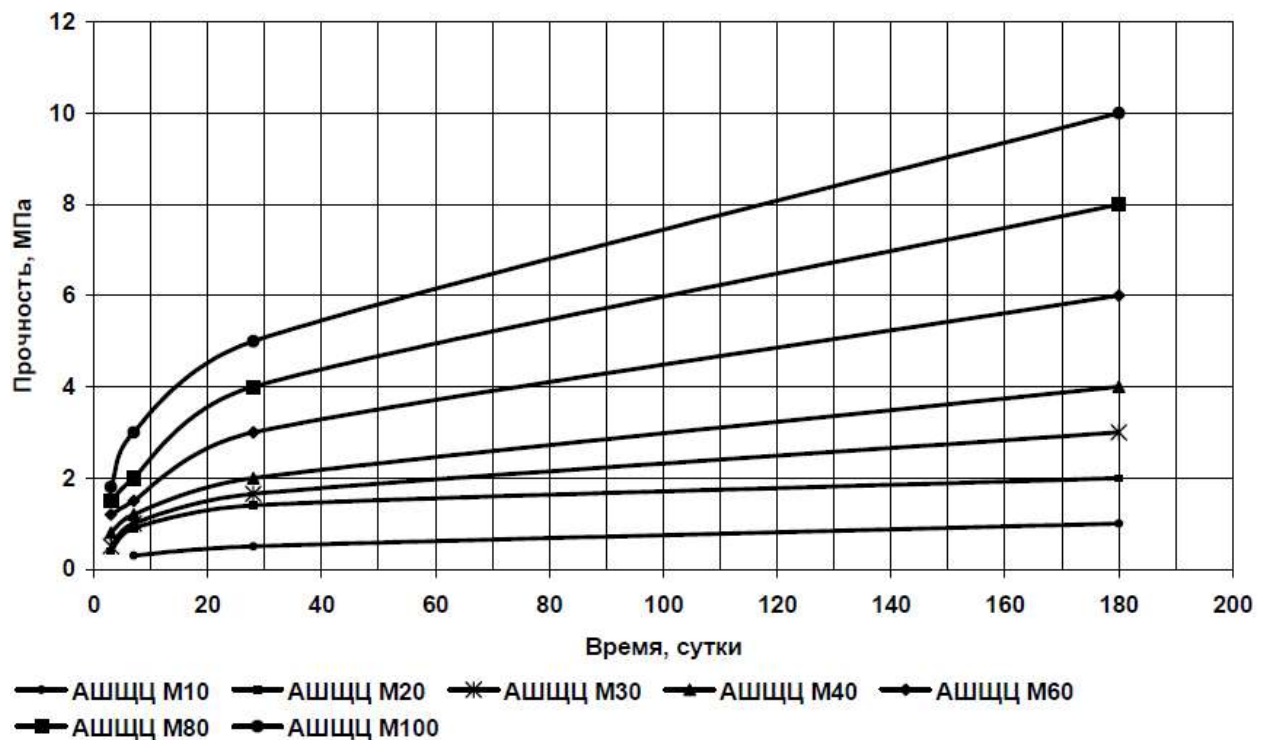


Рисунок 4.13 – Кинетика твердения составов АШЩЦ [41]



Таблица 4.14 – Цементные составы со щебнем (ШЩЦ) [41]

№ п/п	Марка состава	Расход материалов, кг/м <sup>3</sup>				Плотность смеси, т/м <sup>3</sup>	Контрольная характеристика прочности, МПа			
		Цемент	Шлак	Щебень	Вода, л		3 суток	7 суток	28 суток	180 суток
1	M10	110-130	600-700	550-600	500 - 550	1,3-1,4	-	0,3	0,5	0,8-1,0
2	M20	140-160	600-700	500-600	500 - 550	1,2-1,7	0,3-0,4	0,7-0,9	1,2-1,4	1,8-2,0
3	M30	160-190	600-700	450-550	500 - 550	1,2-1,7	0,4-0,5	0,8-1,1	1,4-1,7	2,4-3,0
4	M40	190-210	600-700	450-500	500 - 550	1,2-1,7	0,5-0,6	0,9-1,2	1,6-2,0	3,5-4,0
5	M60	240-260	600-700	400-500	500 - 550	1,2-1,7	0,8-1,0	1,2-1,5	2,5-3,0	5,0-6,0
6	M80	310-320	600-700	350-450	500 - 550	1,2-1,7	1,0-1,2	1,5-2,0	3,5-4,0	7,0-8,0
7	M100	340-360	600-700	350-450	500 - 550	1,2-1,7	1,2-1,5	2,5-3,0	4,0-5,0	9,0-10,0

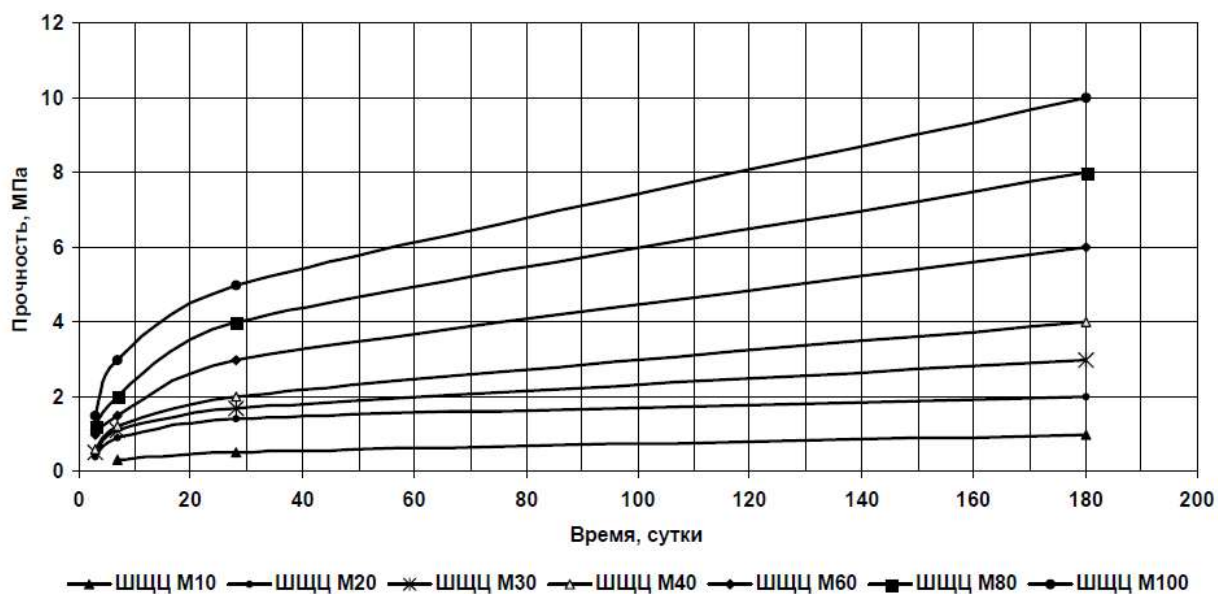


Рисунок 4.14 – Кинетика твердения составов ШЩЦ [41]

#### 4.1.6 Приготовление литой закладочной смеси

Закладочный массив, возводимый в породах кровли демонтажной камеры, с целью получения значительных крепостных свойств следует возводить по двухкомпонентной схеме (по сухому компоненту) на основе бетона. В начале создания смеси, с целью получения высоких качественных показателей, ее компоненты должны пройти этап подготовки. Так, процесс подготовки и создания смеси представлен на рисунке 4.15.

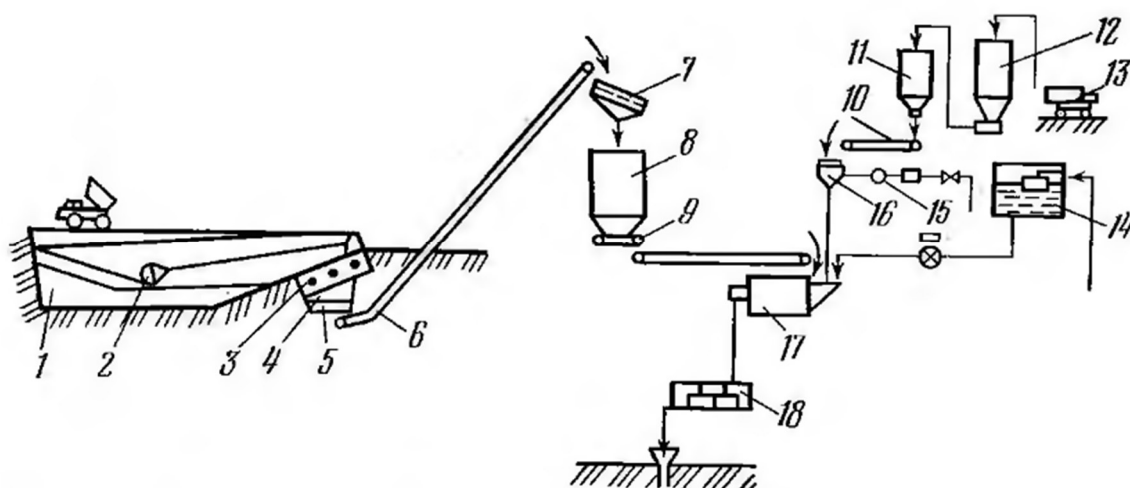


Рисунок 4.15 – Схема приготовления цементной закладки: 1 – склад заполнителя; 2 – скрепер; 3 – колосниковый грохот; 4 – бункер; 5 – питатель; 6 – ленточный конвейер; 7 – виброгрохот; 8 – расходный бункер заполнителя; 9 – питатель; 10 – питатель цемента; 11 – расходный силос цемента; 12 – приемная силоса цемента; 13 – цементовоз; 14 – бак с постоянным уровнем воды; 15 – расходомер воды; 16 – затворитель цемента; 17 – барабанный смеситель; 18 – уравнильный смеситель [5]

Исходя из указанной схемы можно определить необходимое оборудование и проследить процесс приготовления смеси и каждого компонента закладочного материала в отдельности. Ветвь приготовления смеси по цементу выглядит следующим образом: из цементовоза 13 в приемную силоса цемента 12, далее в расходный силос цемента 11, из которого через питатель 10 цемент попадает в затворитель цемента 16, где цемент перемешивается с затворителем (водой) и попадает в барабанный смеситель 17 и в уравнильный смеситель 18. По заполнителю: из самосвала заполнитель поступает в заранее подготовленный склад 1, в пределах которого заполнитель перемещают при помощи скрепера 2 до грохота 3 с дальнейшим его (заполнителя) попаданием в бункер 4 и питатель 5. Далее по ленточному конвейеру 6 заполнитель попадает в виброгрохот 7 и расходный бункер 8. Через питатель 9 заполнитель смешивается со смесью воды и цемента в барабанном смесителе 17. Готовая смесь закладочного материала из уравнильного смесителя подается в шахту через систему труб. Наличие

вибрационного грохота обусловлено необходимостью отделения крупных фракций заполнителя. Закладочный комплекс, работающей по схеме, изображенной на рисунке 4.15, имеет производительность 75 – 150 м<sup>3</sup>/ч [5].

Расположение оборудования, работающего по указанной схеме, в пределах шахтного поля зависит от многих факторов: состояния дневной поверхности, состояния инфраструктуры, глубины ведения горных работ, длины транспортировки смеси и т.д. Исходя из общего объема закладочного массива, громоздкости оборудования, необходимости постоянного подвоза сухих компонентов смеси рекомендуется установка оборудования на главной промплощадке в окрестности главного наклонного ствола.

Ввиду небольшой глубины ведения работ, необходимо рассмотреть схему расположения оборудования непосредственно над местом ведения закладочных работ на дневной поверхности с транспортированием смеси через скважины. Этот метод требует постоянного перемещения всего оборудования по дневной поверхности из-за осадки пород вследствие ведения горных работ, строительства бетонных дорог вне подготовленной промплощадки, применения буровых агрегатов. Следовательно, принятое решение, а именно, расположение закладочного комплекса на промплощадке в окрестности главного наклонного ствола, является обоснованным.

#### *Расчет состава смеси закладочного массива*

Ввиду необходимости получения подвижной смеси следует принять заполнитель с размерами частиц до 20 мм.

Количество компонентов в составе закладочной смеси рассчитывается по системе двух уравнений (4.29):

$$\begin{cases} \frac{Q_{\text{ц}}}{\rho_{\text{ц}}} + \frac{Q_{\text{з}}}{\rho_{\text{з}}} + B = 1 \\ B = 1,65\text{НГ}Q_{\text{ц}} + b_{\text{з}}Q_{\text{з}} \end{cases} \quad (4.29)$$

где  $Q_{\text{ц}}$ ,  $Q_{\text{з}}$  и  $B$  – расход цемента, заполнителя и воды, т/м<sup>3</sup>;  $\rho_{\text{ц}}$ ,  $\rho_{\text{з}}$  – плотность цемента и заполнителя т/м<sup>3</sup>; НГ – нормальная густота цементного теста, доли единицы;  $b_{\text{з}}$  – водоудерживающая способность заполнителя, т/т.

Объем пульпы вычисляется по формуле (4.30):

$$V = \frac{Q_{\text{ц}}}{\rho_{\text{ц}}} + \frac{\alpha_{\text{т.ф}} Q_{\text{з}}}{\rho_{\text{т.ф}}} + 1,65 H \Gamma Q_{\text{ц}} + \alpha_{\text{т.ф}} V_{\text{т.ф}} Q_{\text{з}}, \quad (4.30)$$

где  $\alpha_{\text{т.ф}}$  – содержание фракций, доли единицы;  $\rho_{\text{т.ф}}$  – плотность фракции заполнителя, т/м<sup>3</sup>;  $V_{\text{т.ф}}$  – водоудерживающая способность фракции заполнителя, т/т.

Исходя из проведенного ранее моделирования, в котором рассматривался в качестве закладочного материала бетон класса В27,5, получаем:

Расчет по системе уравнений (4.29):

$$\begin{cases} \frac{0,33}{2,5} + \frac{1,8}{2,6} + 0,17 = 1 \\ 1,65 \cdot 0,29 \cdot 0,33 + 0,47 \cdot 1,8 = 1 \end{cases}$$

Объем пульпы (4.30):

$$V_{\text{п}} = \frac{0,33}{2,5} + \frac{78 \cdot 1,8}{2,6} + 1,65 \cdot 0,33 + 78 \cdot 0,47 \cdot 1,9$$

$$V_{\text{п}} = 125 \text{ литров}$$

Система уравнений сошлась. Принятое количество компонентов в составе закладочного материала указано в таблице 4.15.

Таблица 4.15 – Расход компонентов для приготовления 1 м<sup>3</sup> смеси

Показатель	Значение
$Q_{\text{ц}}$ – расход цемента, т.	0,33 тонн
$Q_{\text{з}}$ – расход заполнителя, т.	1,8 тонн
$V$ – расход воды, т.	0,15 тонн

Основное оборудование для приготовления закладочной смеси выбрано с учетом рекомендаций, указанных в [5] и представлено в таблице 4.16.

Таблица 4.16 – Основное оборудование закладочного комплекса

Тип оборудования	Наименование
Двухвальный бетоносмеситель	БП-2Г-2250
Ленточный конвейер	ЛК-18-0,8
Эстакада	Э4-106Л
Дозирующий комплекс	ДКМ-60
Блок дозаторов	БД-90
Компрессор	Abac B 7000/500 FT10
Пульт управления с моноблоком	ПА-3.0 SCADA-5.0

#### 4.1.7 Расчет трубопроводного транспорта закладочной смеси в самотечном режиме

На рисунке 4.16 представлена схема расположения трубопровода, предназначенного для транспортирования закладочной смеси по горным выработкам к месту ведения закладочных работ. Ввиду того, что горные выработки расположены под различными углами, каждый из представленных на рисунке 4.16 сегментов трубопровода необходимо рассчитать отдельно. Необходимо отметить то, что последний участок трубопровода, расположенный в месте будущей демонтажной камеры, направлен вверх.

Исходные данные для расчета трубопроводного транспорта приведены в таблице 4.17.

Таблица 4.17 – Исходные данные к расчету трубопровода

Показатель	Значение
$Q_{з.у}$ – производительность закладочной установки, м <sup>3</sup> /ч	50
$v$ – скорость в самотечном режиме, м/с	0,4
$\tau_0$ – статистическое напряжение сдвига, Па	50
$\mu_{см}$ – вязкость смеси, Па·с	0,2

В качестве примера расчета представлен сегмент 1-2. Результаты расчетов сегментов трубопровода в самотечном режиме представлены в таблице 4.18.

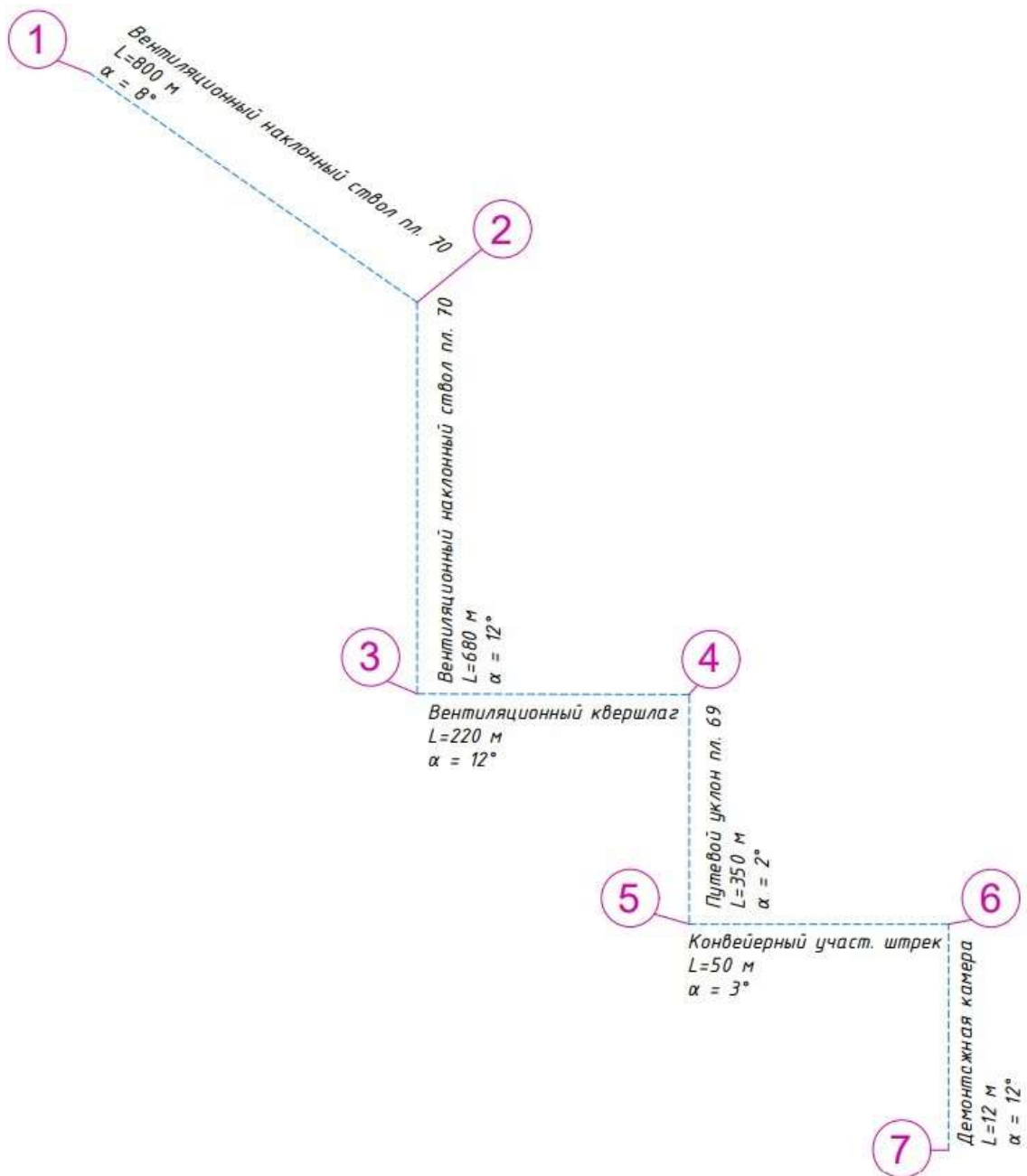


Рисунок 4.16 – Схема расположения закладочного трубопровода

Закладочная смесь к месту возведения искусственного массива подается самотеком по трубопроводному ставу. Для определения основных параметров такого трубопровода необходим их расчет, который произведен по методике [5].

Расчет диаметра трубопровода производится по формуле (4.31):

$$D = \sqrt{\frac{Q_{з.у}}{900\pi v}}, \quad (4.31)$$

где  $Q_{з.у}$  – производительность закладочной установки, м<sup>3</sup>/ч.

Скорость движения смеси принимают из условия устойчивости ее к расслоению и пропускной способности трубопровода. Оптимальные скорости при самотечном режиме 0,5 – 0,7 м/с, в отдельных случаях до 1,5–2 м/с.

$$D = \sqrt{\frac{50}{900 \cdot 3,14 \cdot 0,4}}$$

$$D = 210 \text{ мм}$$

Принимается трубопровод с внутренним диаметром 219 мм.

Удельные потери давления  $\Delta P_t$  рассчитываются по формуле (4.32):

$$\Delta P_t = \frac{16 \tau_0}{3 D} + \frac{32 \mu_{см}}{D^2}, \quad (4.32)$$

где  $\tau_0$  – статистическое напряжение сдвига, Па;  $D$  – диаметр трубопровода, м;  $\mu_{см}$  – вязкость смеси, Па·с;  $\rho$  – плотность смеси, кг/м<sup>3</sup>.

$$\Delta P_t = \frac{16 \cdot 50}{3 \cdot 0,219} + \frac{32 \cdot 0,2}{0,219^2}$$

$$\Delta P_t = 1,35 \text{ кПа/м}$$

Предельная длина горизонтального самотечного участка  $L_{max}$  (м) определяется из условия обеспечения заданной производительности (4.33):

$$L_{max} = \frac{9,8 \rho H}{\Delta P_t} - \left( \frac{H}{\sin \alpha} + \sum_1^n n_k l_k \right), \quad (4.33)$$

где  $\rho$  – плотность закладочной смеси, кг/м<sup>3</sup>;  $H$  – высота наполнения вертикального или наклонного става труб, которая принимается обычно в пределах 0,7–0,8 всей высоты става, м;  $\Delta P_t$  – удельные потери давления при движении смеси по трубопроводу с учетом повышения ее вязкости, Па/м;  $\alpha$  – угол наклона трубопровода к горизонту, градус;  $\sum_1^n n_k l_k$  – суммарная эквивалентная длина колен и поворотов, размещенных по всей длине закладочного трубопровода.

Эквивалентная длина  $l_3$  для колена с углом поворота 90° и радиусом закругления 2 м равна 12 м, а с радиусом закругления 1 м – 20 м. для колена с углом поворота меньше 90° эквивалентную длину определяют из соотношения (4.34):

$$l_{\text{эсп}} = l_{90^\circ} \alpha_k / 90^\circ, \quad (4.34)$$

где  $\alpha_k$  – угол поворота трубопровода в колене, градус.

$$l_{\text{эсп}} = 12 \cdot 225^\circ / 90^\circ$$

$$l_{\text{эсп}} = 30 \text{ м}$$

$$L_{\text{max}} = \frac{9,8 \cdot 2,35 \cdot 90}{1,35} - \left( \frac{90}{\sin 8} + 30 \right)$$

$$L_{\text{max}} = 858,67 \text{ м}$$

*Расчет параметров транспортирования закладочной смеси по трубам в самотечно-пневматическом режиме*

Для расчета длины горизонтального (самотечного) участка необходимо воспользоваться формулой 4.37.

Расстояние от вертикального или наклонного става до рабочей пневмоврезки (4.35):

$$L_c = L_{\text{max}} - \frac{P_0}{\Delta P_{\text{п.тр}}}, \quad (4.35)$$

где  $P_0$  – давление сжатого воздуха, Па;  $\Delta P_{\text{п.тр}}$  – удельные потери давления на участке пневмотранспорта, Па/м.

Максимальная длина участка пневмотранспорта (4.36):

$$L_{\text{п}}^{\text{max}} = \frac{v_{\text{п.тр}}}{v_c} \frac{P_0}{\Delta P_{\text{п.тр}}}, \quad (4.36)$$

где  $v_{\text{п.тр}}$  и  $v_c$  – скорость движения смеси на участках пневмотранспорта и самотека соответственно, м/с.

Суммарная длина  $L_{\text{п}}$  порций закладочной смеси, движущейся на участке пневмотранспорта, определяется из соотношений (4.37-40):

$$L_{\text{п}} = \frac{P}{\Delta P_{\text{п.тр}}}, \quad (4.37)$$

$$\Delta P_{\text{п.тр}} = \Delta P_{\tau t} + \Delta P_{vt} \frac{v_{\text{п.тр}}}{v_c}, \quad (4.38)$$

$$\Delta P_{\tau t} = \Delta P_{\tau_0} \left( 1 + 0,0055 \frac{a}{W^{0,33}} T \right), \quad (4.39)$$



$$\Delta P_{vt} = \Delta P_{v_c} \left( 1 + 0,0055 \frac{a^{0,25}}{W^{0,33}} T \right), \quad (4.40)$$

где  $\Delta P_{\tau_0}$  – удельные потери давления, связанные со статическим напряжением сдвига, для свежеприготовленной смеси, Па/м;  $\Delta P_{v_c}$  – удельные потери давления, связанные с вязкостью для свежеприготовленной смеси, при ее движении со скоростью на самотечном участке, Па/м;  $\Delta P_{\tau t}$  и  $\Delta P_{vt}$  – то же, но в конце самотечного участка, Па/м;  $T$  – время движения смеси по самотечному участку, мин.

Величина  $\Delta P_{\tau_0}$  определяется по величине изменения удельных потерь давления той или иной смеси. Значение  $\Delta P_{v_c}$  равна разности между изменением удельных потерь давления при той или иной скорости и значением  $\Delta P_{\tau_0}$ .

Скорость движения смеси на участке пневмотранспорта (4.41):

$$v_{п.тр} = \frac{v_c L_{п} \Delta P_{\tau t}}{P_0 - \Delta P_{vt} L_{п}}, \quad (4.41)$$

Эффективность подачи закладки зависит от реологических параметров смеси и правильного выбора скорости ее движения на участке самотека.

Количество сжатого воздуха, необходимо для обеспечения заданной пропускной способности трубопровода (4.42):

$$Q_{в} = \frac{\Delta P_{п.тр} L_{п} Q_{з.у}}{\rho_{в} \frac{RT_0}{m} \ln \frac{P_0}{P_{к}}}, \quad (4.42)$$

где  $Q_{з.у}$  – производительность закладочной установки в единицу времени, м<sup>3</sup>/с;  $\rho_{в}$  – плотность воздуха при рабочем давлении, кг/м<sup>3</sup>;  $R$  – газовая постоянная, равна  $8,31 \cdot 10^3$  Дж/(кмоль·градус);  $T_0$  – абсолютная температура, К;  $m$  – масса 1 кмоль;  $P_0$  и  $P_{к}$  – начальное и конечное давление воздуха, Па.

Расход сжатого воздуха на транспортирование 1 м<sup>3</sup> закладочной смеси, приведенного к нормальным условиям (4.43):

$$Q_{н} = \frac{Q_{в} P_0}{Q_{з.у} P_{к}}, \quad (4.43)$$

Результаты расчета приведены в таблице 4.18.

Таблица 4.18 – Результаты расчета сегментов закладочного трубопровода

Сегмент	Режим	Значение $L_{max}$
1-2	Самотечный	858
2-3	Самотечный	1459
3-4	Самотечный	452

Через каждые 50 метров на пневмоучастке устанавливаются аварийные пневмоэжекторы, которые включаются последовательно, начиная от конца пневмоучастка, при закупорке труб. На рисунке 4.17 показан пневмоэжектор, оборудованный обратным клапаном. Обратный клапан предотвращает попадание закладочной смеси в сеть со сжатым воздухом.

В сеть трубопровода, с целью контроля давления, монтируются манометры и специальные ревизии, которые контролируют движение закладочного материала. Ревизии служат для аварийного выпуска закладочной смеси из трубопровода и его очистки водой или сжатым воздухом.

Применение труб из полиэтилена рекомендуется применять на последнем участке закладочного трубопровода, который располагается непосредственно в месте ведения закладочных работ. Трубопровод из полиэстера характеризуется меньшей стоимостью и высокой износостойкостью. Типоразмер такого трубопровода представлен в таблице 4.19. Соединения таких труб между собой и с другими трубами производится путем склейки.

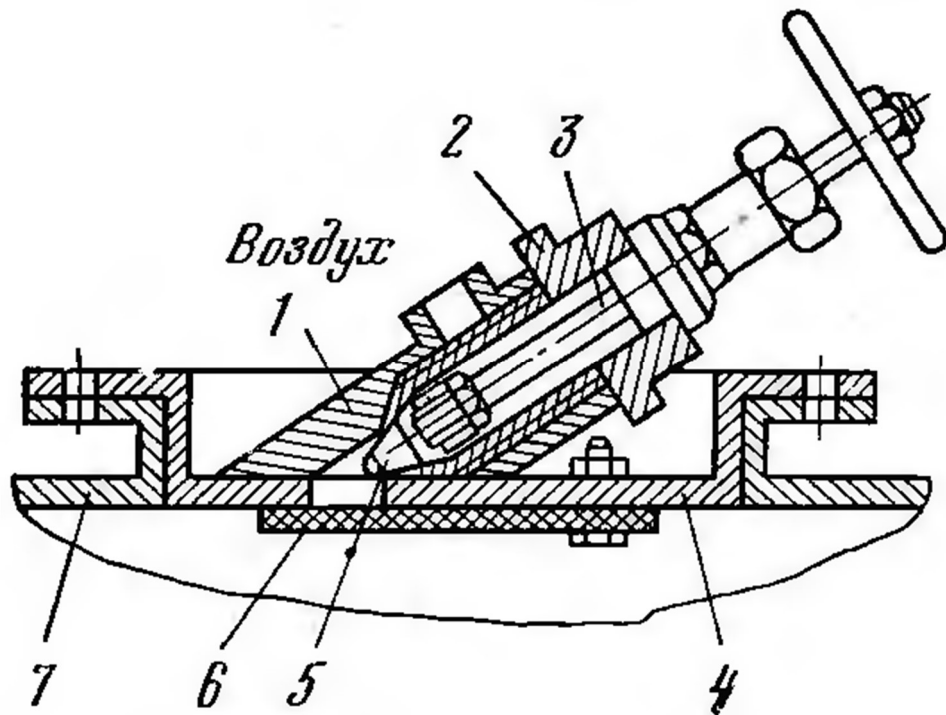


Рисунок 4.17 – Пневмоэжектор с обратным клапаном для подачи сжатого воздуха в закладочный трубопровод: 1 – патрубок; 2 – конус эжектора; 3 – шток; 4 – стальная пластина; 5 – запорное устройство; 6 – резина; 7 – трубопровод [5]

Таблица 4.19 – Толщина стенок труб из полиэстера [5]

Наружный диаметр, мм	Низкое давление				Высокое давление			
	Л	СЛ	С	Т	Л	СЛ	С	Т
90	2,2	3,5	5,1	8,2	4,3	6,7	9,7	15
110	2,7	4,3	6,3	10	5,3	8,2	11,8	18,4
125	3,1	4,9	7,1	11,4	6	9,3	13,4	20,9
140	3,5	5,4	8,0	12,8	6,7	10,4	–	–
160	3,9	6,2	9,1	14,6	7,7	11,9	–	–
180	4,4	7	10,2	16,4	–	–	–	–
200	4,9	7,7	11,4	18,2	–	–	–	–
225	5,5	8,7	12,8	20,5	–	–	–	–
250	6,1	9,7	14,2	22,8	–	–	–	–
280	6,9	10,8	15,9	25,5	–	–	–	–

С целью лучшего управления ведением закладочных работ предполагается разделить закладочный трубопровод на две ветви, которые предназначены для возведения закладочного массива в различных линиях блоков закладочного массива: со стороны угольного пласта и со стороны

выработанного пространства. Также, ветви закладочного трубопровода следует сооружать из труб на основе полиэстера (рисунок 4.18). Применение труб из полиэстера позволит вести блочную закладку путем обрезки части труб, которые находятся в уже заложенном блоке.

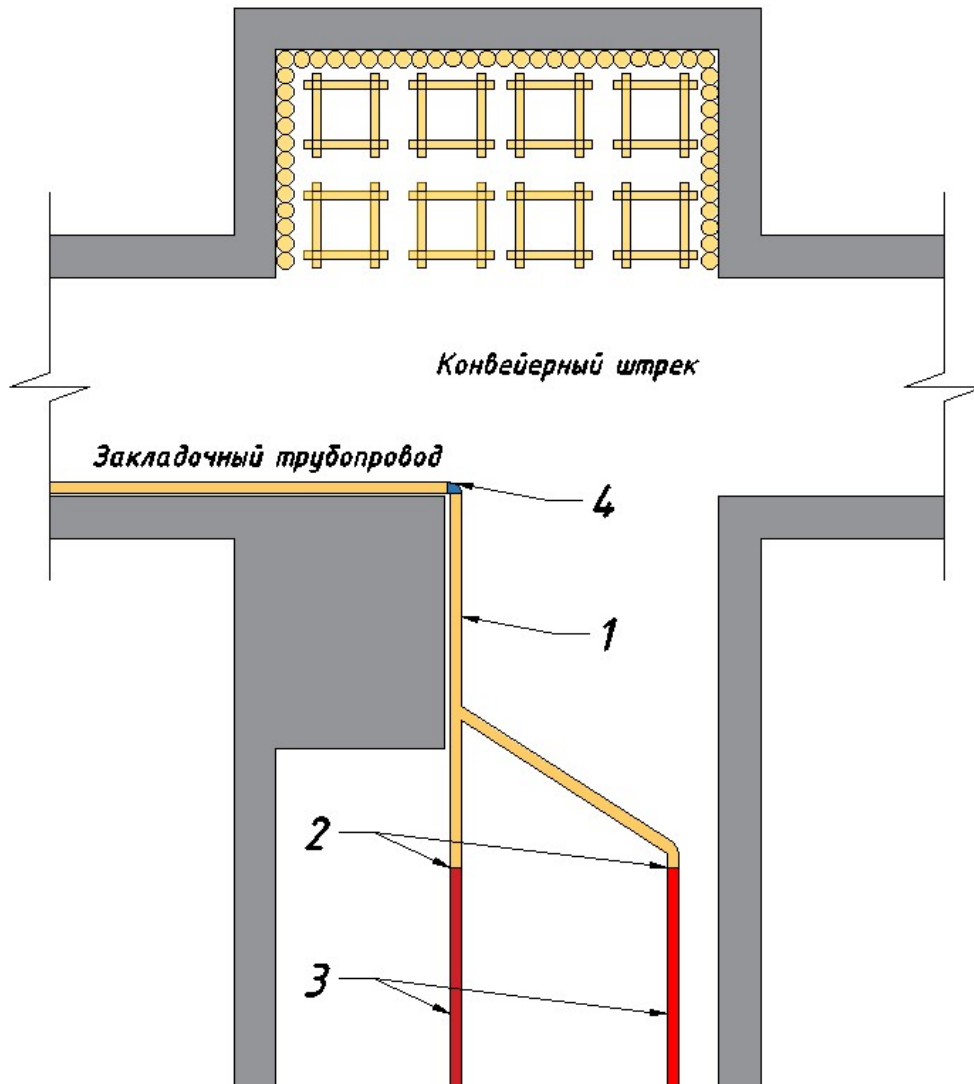


Рисунок 4.18 – Схема разветвления закладочного трубопровода: 1 – ветвь основного трубопровода; 2 – места соединения трубопроводов; 3 – ветвь трубопровода из полиэстера; 4 – расположение аварийного сброса закладочной смеси

#### 4.1.8 Изоляция закладываемого пространства

С целью предотвращения попадания закладочной смеси в сеть горных выработок возводятся изолирующие перемычки. Применяют различные виды

изолирующих перемычек: деревянные, пневматические, бетонные и железобетонные [5].

Железобетонные перемычки рассчитываются как плиты, защемленные по контуру (рис. 4.19); бетонные – как плиты, свободно опертые по контуру (рис. 4.20) [5].

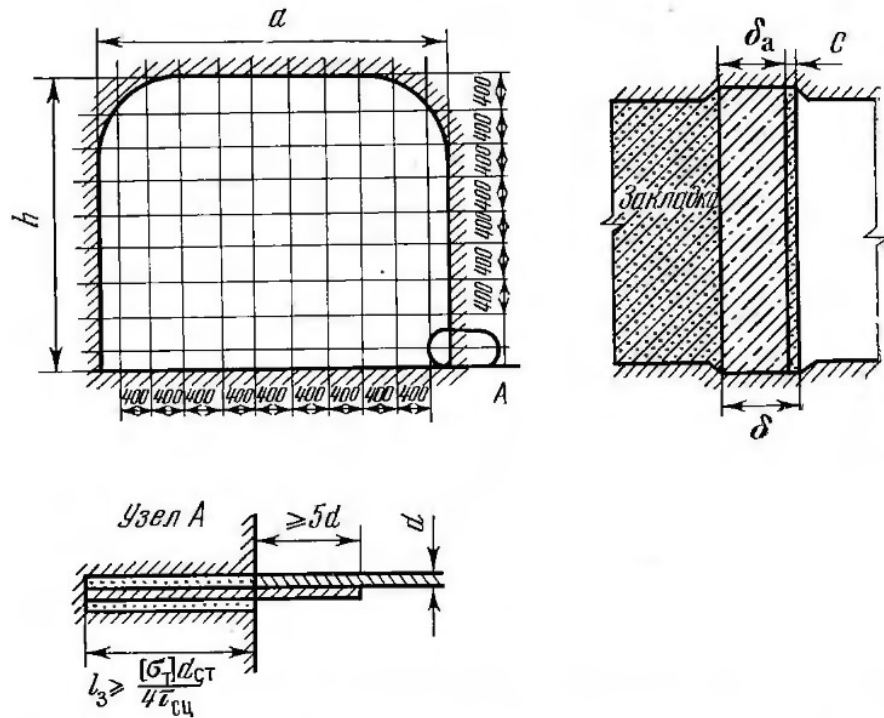


Рисунок 4.19 – Конструкция железобетонной перемычки, защемленной по контуру [5]

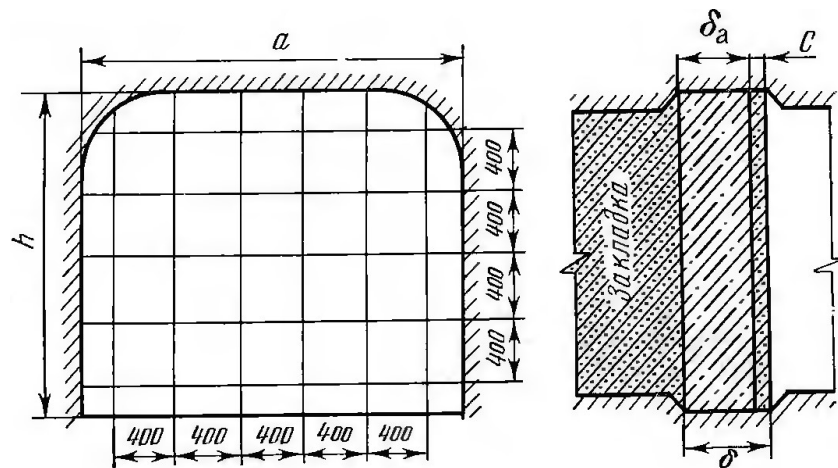


Рисунок 4.20 – Конструкция железобетонной перемычки, свободно опертой по контуру [5]

Давление, оказываемое на перемычку (4.44):

$$P = p_{\text{п}} H_{\text{п}} \quad (4.44)$$

где  $p_{\text{п}}$  – давление, создаваемое столбом пульпы высотой 1 м, МПа;  $H_{\text{п}}$  – разность отметок между горизонтом установки переемычки и уровнем пульпы после остановки закладочных работ, м.

Для того, чтобы очистной комбайн в последствии смог разрушить возведенную изолирующую переемычку без потери скорости подвигания забоя применение железных элементов является нежелательным.

Бетонные изолирующие переемычки, рассчитываются следующим образом [5].

Максимальные изгибающие моменты по сечениям (4.45 и 4.46):

$$M_1 = \frac{Pa^2}{Y_1}, \quad (4.45)$$

$$M_2 = \frac{Ph^2}{Y_2}, \quad (4.46)$$

где  $a$  – ширина переемычки, м;  $h$  – высота переемычки, м;  $Y$  – табличный коэффициент (таблица 4.20).

Расчетный момент сопротивления переемычки (4.47):

$$W = \frac{Mk'}{m\sigma_{\text{рас}}}, \quad (4.47)$$

где  $k'$  – коэффициент перегрузки,  $k' = 1,2$ ;  $m$  – коэффициент условий работы,  $m=0,2$ ;  $\sigma_{\text{рас}}$  – расчетный предел прочности бетона на растяжение,  $\sigma_{\text{рас}} = 3,5$  МПа.

Толщина бетонной переемычки (4.48):

$$\delta = \sqrt{\frac{6W}{t}}, \quad (4.48)$$

где  $t = h$  при определении  $W$  по  $M_1$ ;  $t = a$  при определении  $W$  по  $M_2$ .

Формирование закладочного массива, согласно принятой технологии, ведется поблочно. Это подразумевает разделение закладочного материала опалубкой, которая способствует снижению воздействия закладочного

массива на изолирующие перемычки. Исходя из этого, столб пульпы, действующей на нижнюю перемычку, будет равняться разнице высот между уровнем основанием изолирующей перемычки и установившейся высотой закладочного массива в первом закладываемом блоке. Расположение изолирующих перемычек представлено на рисунке 4.21.

Таблица 4.20 – Значения коэффициентов  $Y_1$  и  $Y_2$  [5]

$\lambda = h/a$	Перемычка защемлена по контуру		Перемычка свободно оперта по контуру	
	$Y_1$	$Y_2$	$Y_1$	$Y_2$
0,5	436,53	27,28	167,17	10,57
0,6	229,50	29,74	94,94	12,30
0,7	139,24	33,43	61,60	14,79
0,8	94,51	38,71	43,97	18,01
0,9	70,10	46,00	34,26	22,36
1,0	55,74	55,74	27,43	27,43
1,1	46,77	68,48	22,79	33,37
1,2	40,90	84,80	19,45	40,34
1,3	36,89	105,38	17,02	48,60
1,4	34,08	130,92	15,22	58,45
1,5	32,04	162,22	13,87	70,22
1,6	30,54	200,13	12,88	84,43

Принимая величину заделки перемычки в породах равным 0,2 м и высоту перемычки с учетом заделки 4,5 м, рассчитываем ширину изолирующей перемычки на сопряжении с вентиляционным штреком:

$$P = p_n H_n = 0,23 \cdot 6,73 = 1,55 \text{ МПа}$$

$$M_1 = \frac{Pa^2}{Y_1} = \frac{1,55 \cdot 6,9^2}{94,94} = 0,78 \text{ МНм}$$

$$M_2 = \frac{Ph^2}{Y_2} = \frac{1,55 \cdot 4,5^2}{12,3} = 2,55 \text{ МНм}$$

При определении по  $M_1$ :

$$W = \frac{M_1 k'}{m \sigma_{\text{рас}}} = \frac{0,78 \cdot 1,2}{0,2 \cdot 3,5} = 1,33$$

$$\delta = \sqrt{\frac{6W}{h}} = \sqrt{\frac{6 \cdot 1,33}{4,5}} = 1,33 \text{ м}$$

При определении по  $M_2$ :

$$W = \frac{M_2 k'}{m \sigma_{\text{рас}}} = \frac{2,55 \cdot 1,2}{0,2 \cdot 1,1} = 4,37$$

$$\delta = \sqrt{\frac{6W}{a}} = \sqrt{\frac{6 \cdot 4,37}{6,9}} = 1,95 \text{ м}$$

Принимаем бóльшую из величин  $\delta = 1,95 \text{ м}$ .

Проведем расчет ширины изолирующей перемычки, расположенной на сопряжении с конвейерным штреком:

$$P = p_{\text{п}} H_{\text{п}} = 0,23 \cdot 5,1 = 1,17 \text{ МПа}$$

$$M_1 = \frac{P a^2}{Y_1} = \frac{1,17 \cdot 6,9^2}{94,94} = 0,59 \text{ МНм}$$

$$M_2 = \frac{P h^2}{Y_2} = \frac{1,17 \cdot 4,5^2}{12,3} = 1,93 \text{ МНм}$$

При определении по  $M_1$ :

$$W = \frac{M_1 k'}{m \sigma_{\text{рас}}} = \frac{0,59 \cdot 1,2}{0,2 \cdot 3,5} = 1,01$$

$$\delta = \sqrt{\frac{6W}{h}} = \sqrt{\frac{6 \cdot 3,11}{4,5}} = 1,16 \text{ м}$$

При определении по  $M_2$ :

$$W = \frac{M_2 k'}{m \sigma_{\text{рас}}} = \frac{1,93 \cdot 1,2}{0,2 \cdot 3,5} = 3,31$$

$$\delta = \sqrt{\frac{6W}{a}} = \sqrt{\frac{6 \cdot 3,31}{6,9}} = 1,69 \text{ м}$$

Для изолирующей перемычки на сопряжении с конвейерным штреком ширина изолирующей перемычки равняется  $\delta = 1,69 \text{ м}$ .



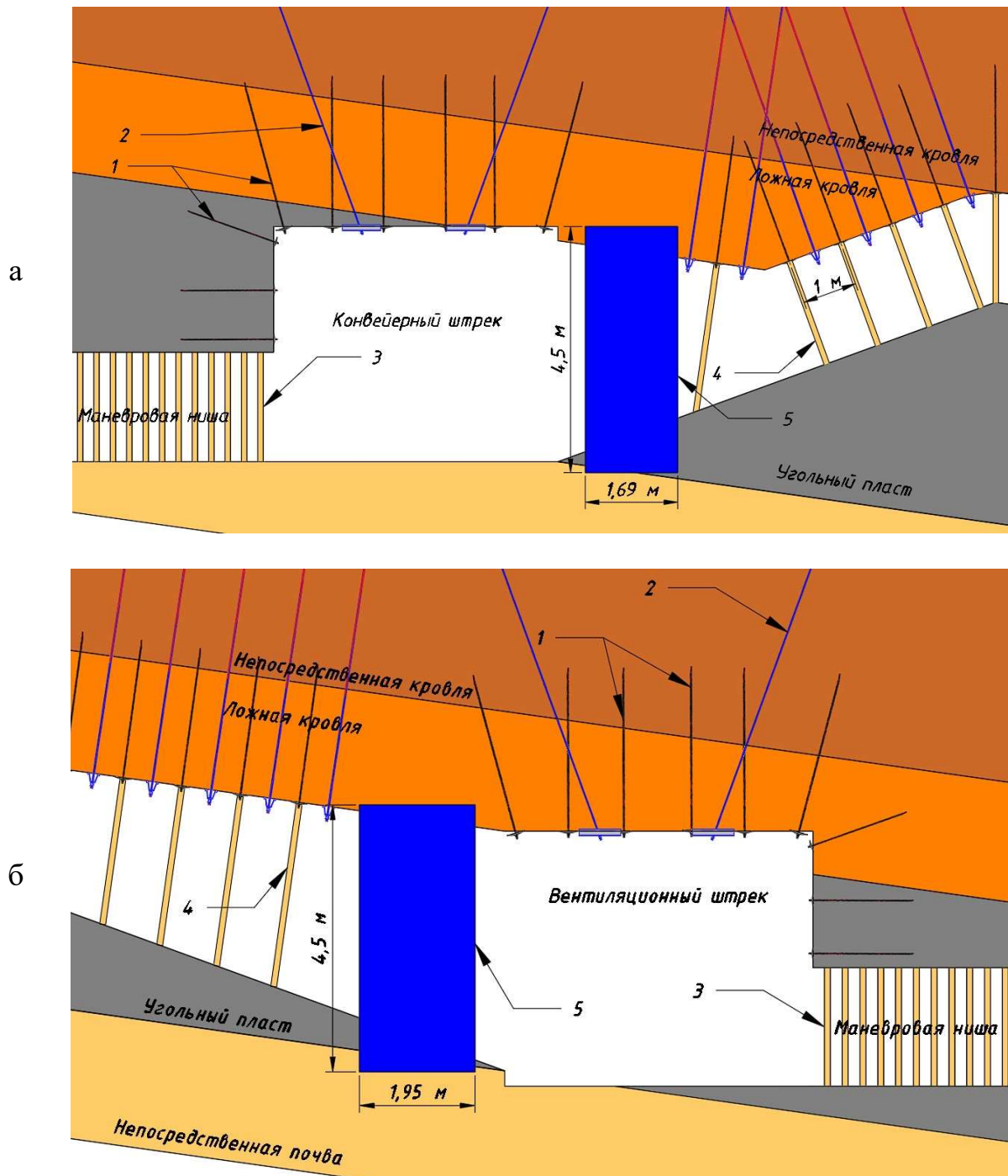


Рисунок 4.21 – Расположение изолирующих перемычек на сопряжениях: а – сопряжение с конвейерным штреком; б – сопряжении с вентиляционным штреком; 1 – анкерная крепь 1-го уровня; 2 – анкерная крепь глубокого залегания; 3 – стойки усиления маневровой ниши; 4 – стойки усиления проводимой выработки; 5 – изолирующая перемычка

#### 4.1.9 Определение параметров межблоковой опалубки

Для осуществления предлагаемой технологии формирования закладочного массива, как было сказано выше, закладочный массив

формируется поэтапно и разделяется на блоки. Разделение закладочного массива предлагается осуществлять неразборной деревянной опалубкой. Деревянная опалубка должна предохранять горнорабочих от разлива закладочного материала.

Возведение закладочного массива по длине проводимой выработки подразумевается осуществлять в обратном порядке (от нижней границы к верхней). Это позволит снизить нагрузку на деревянную опалубку, что в свою очередь позволит значительно повысить безопасность ведения закладочных работ.

Для расчета деревянной опалубки, из-за вопроса безопасности горнорабочих, необходимо воспользоваться методикой расчета деревянных изолирующих перемычек [5].

Максимальный изгибающий момент для стойки (4.49):

$$M = \frac{ql^2}{8}, \quad (4.49)$$

где  $q$  – равномерное распределенная нагрузка, Н/м;  $l$  – длина стойки, м.

Величина равномерно распределенной нагрузки (4.50):

$$q = \frac{p_{\Pi} H_{\Pi}}{2}, \quad (4.50)$$

Необходимый момент сопротивления (4.51):

$$W = \frac{M}{\sigma_{\text{из}}}, \quad (4.51)$$

где  $\sigma_{\text{из}}$  – расчетное сопротивление материала стойки на изгиб,  $\sigma_{\text{из}} = 35$  МПа.

Необходимое число стоек на 1 м ширины перемычки (4.52):

$$n = \frac{W}{W_1}, \quad (4.52)$$

где  $W_1$  – момент сопротивления деревянной стойки (4.53):

$$W_1 = 0,1d^3, \quad (4.53)$$

где  $d^3$  – диаметр круглой стойки, 20 см.

Для сооружения деревянных перемычек (опалубки) применяют доски, представленные в таблице 4.21.

Таблица 4.21 – Максимальный пролет для досок [5]

Толщина доски, мм	Высота перемычки, м					
	2	2,5	3	3,5	4	4,5
40	1,0	0,9	0,82	0,76	0,71	0,67
50	1,26	1,12	1,03	0,95	0,89	0,84

Исходя из того, что формирование закладочного массива ведется в восходящем порядке, высота уровня закладочного материала при заливке очередного блока не будет превышать высоту расположения закладочного трубопровода. Данная величина определяется графически (рисунок 4.22) и составляет 1,57 м.

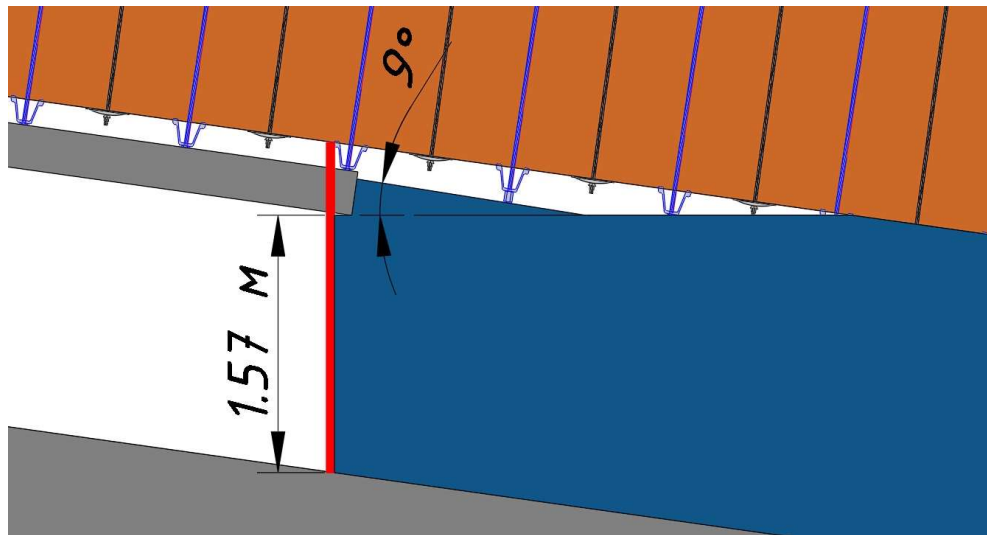


Рисунок 4.22 – Определение высоты закладочного материала, воздействующего на опалубку

Исходя из уже известных параметров необходимо произвести расчет величины равномерно распределенной нагрузки по формуле (4.50):

$$q = \frac{0,23 \cdot 1,57}{2}$$

$$q = 0,18 \text{ МПа}$$

Далее, необходимо рассчитать значение максимального изгибающего момента (4.49):

$$M = \frac{0,18 \cdot 2^2}{8} = 0,09$$

Зная значение изгибающего момента следует рассчитать необходимый момент сопротивления (4.51):

$$W = \frac{0,09}{35} = 2,57 \cdot 10^{-3}$$

Для дальнейшего расчета необходимого количества стоек на 1 м ширины опалубки необходимо вычислить значение момент сопротивления деревянной стойки по формуле (4.53):

$$W_1 = 0,1 \cdot 0,2^3 = 12,5$$

Из полученных значений рассчитываем необходимое количество стоек на 1 м ширины опалубки (4.52):

$$n = \frac{2,57 \cdot 10^{-3}}{12,5} = 2,1 \cdot 10^{-4}$$

Графическое отображение параметров межблоковой опалубки представлено на рисунке 4.23.

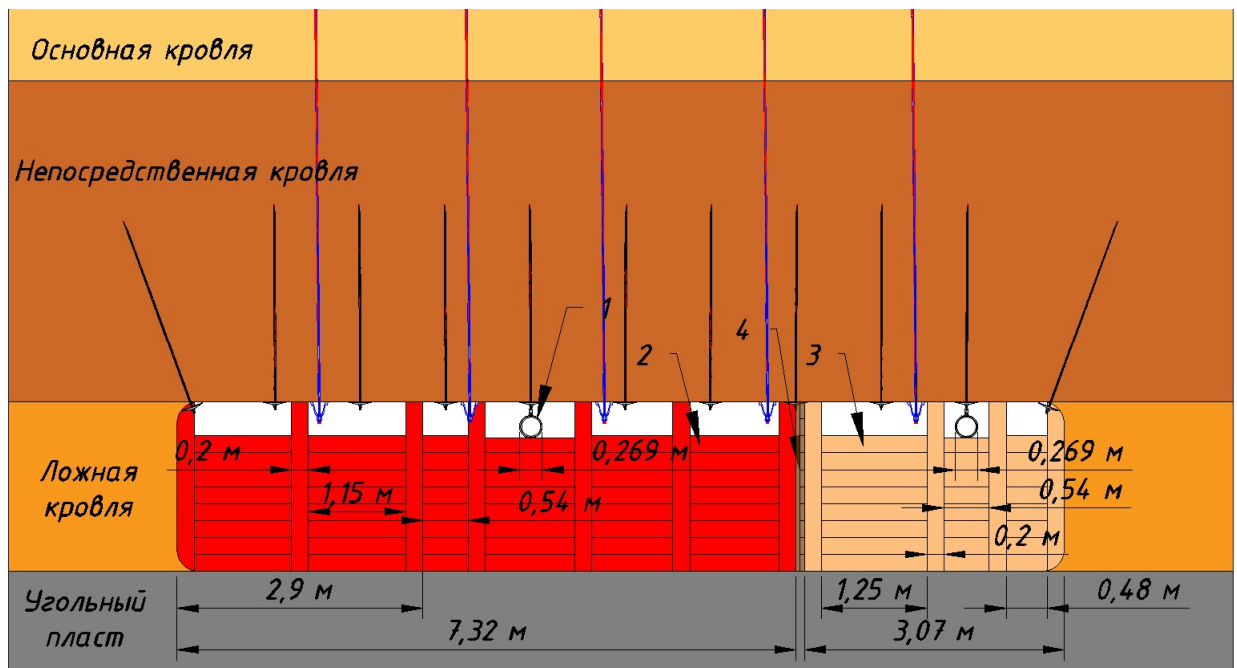


Рисунок 4.23 – Параметры возводимой опалубки: 1 – закладочный трубопровод; 2 – межблоковая опалубка на границе с угольным пластом; 3 – межблоковая опалубка на границе с выработанным пространством; 4 – опалубка, разделяющая закладочный массив по длине

## 4.2 Порядок и организация работ по демонтажу оборудования очистного механизированного комплекса

### 4.2.1 Формирование демонтажной камеры

После выполнения подготовительных этапов, целью которых являлось создание искусственной плиты, дальнейшее формирование демонтажной камеры осуществляется за счет последовательной отработки пласта угля очистным комбайном. Формирование демонтажной камеры очистным забоем начинается не раньше, чем закладочный массив наберет необходимые прочностные свойства, а именно, не раньше, чем через 28 суток. Плановая отработка пласта угля происходит до момента завода механизированной крепи под искусственную плиту на величину 4,1 м, что представлено на рисунке 4.24.

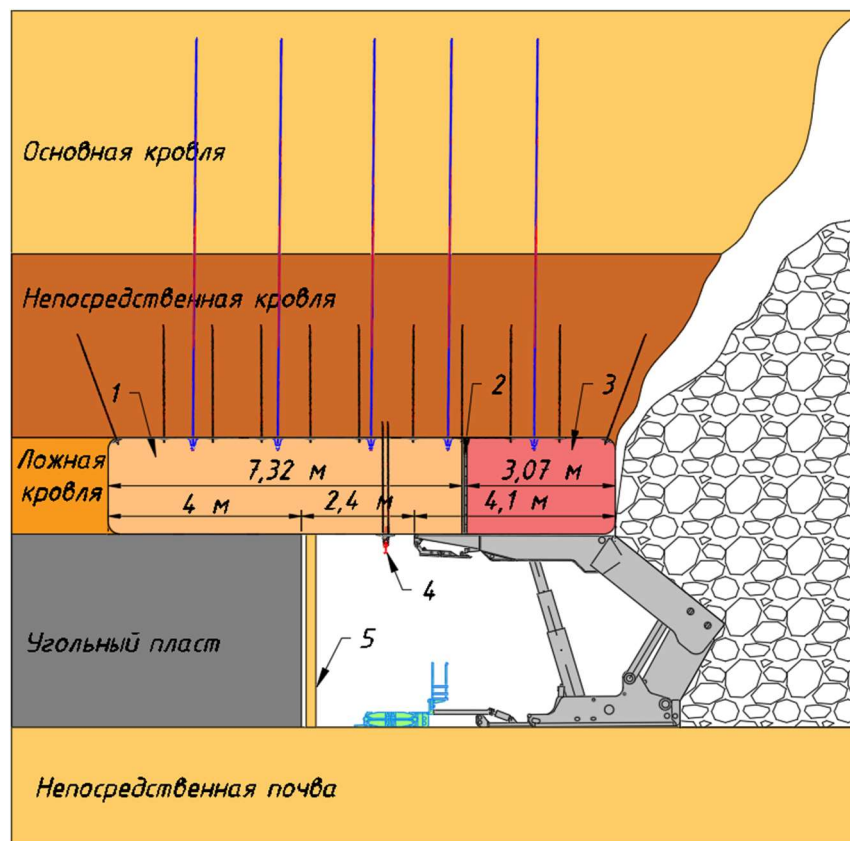


Рисунок 4.24 – Заводка механизированного комплекса под заранее сформированный закладочный массив: 1 – блок закладочного массива со стороны пласта угля; 2 – элементы продольной опалубки; 3 – блок закладочного массива со стороны выработанного пространства

В дальнейшем происходит расширение демонтажной камеры до необходимых размеров, формируя пространство демонтажной дорожки. Формирование демонтажной дорожки происходит путем расцепки гидравлических домкратов механизированной крепи со ставом лавного конвейера после очередного подвигания последнего. После чего между гидравлическими домкратами секций механизированной крепи и ставом лавного конвейера вставляются секции спец профиля длина которых равна ширине захвата очистного комбайна. Расширение демонтажной камеры происходит до отработки трех полос угля (2,4 м), после чего необходимая ширина демонтажной дорожки будет достигнута (рис. 4.25).

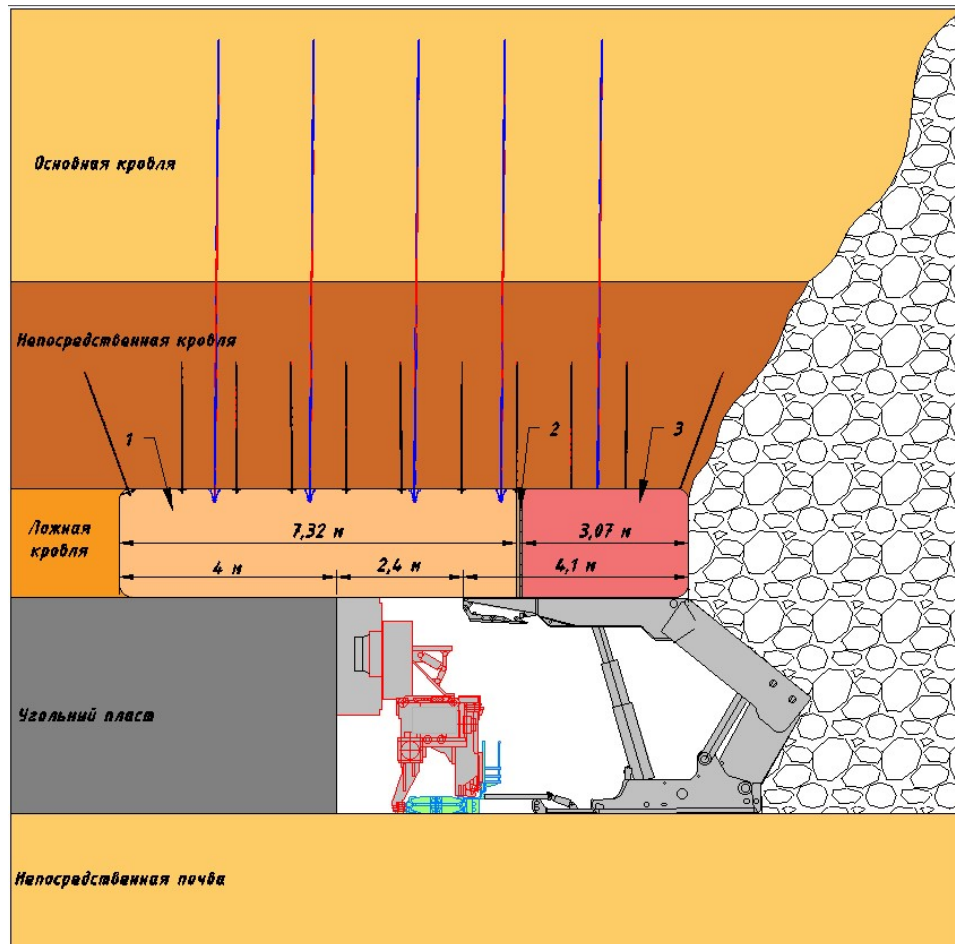


Рисунок 4.25 – Формирование демонтажной дорожки: 1 – блок закладочного массива со стороны пласта угля; 2 – элементы продольной опалубки; 3 – блок закладочного массива со стороны выработанного пространства



После того как необходимая ширина демонтажной дорожки достигнута, следует выполнить заключительный этап формирования демонтажной камеры, именно: провести дополнительное крепление груди забоя демонтажной камеры стойками органной крепи в один ряд и смонтировать монорельсовую дорогу, по которой будет происходить вывод оборудования из демонтажной камеры (рисунок 4.26).

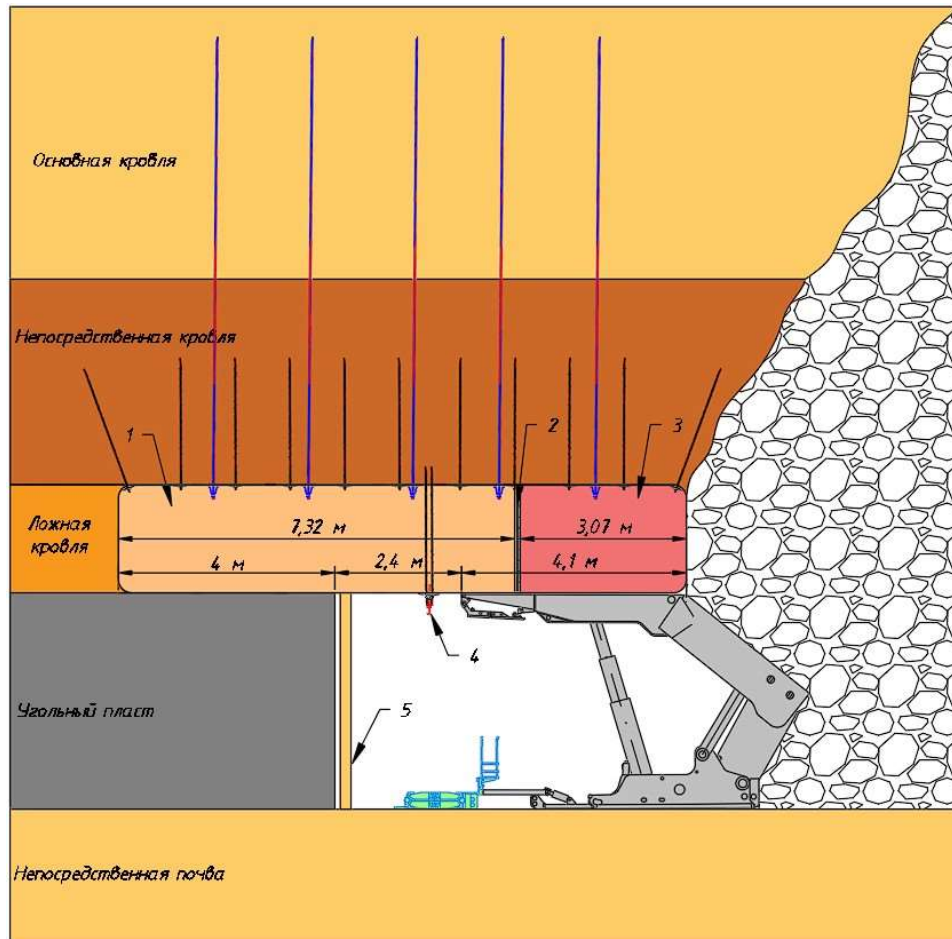


Рисунок 4.26 – Сформированная демонтажная камера: 1 – блок закладочного массива со стороны пласта угля; 2 – элементы продольной опалубки; 3 – блок закладочного массива со стороны выработанного пространства; 4 – монорельсовая дорожка; 5 – стойка органной крепи со стороны груди забоя

После всех вышеописанных мероприятий демонтажная камера является сформированной и готовой к ведению демонтажных работ.

#### 4.2.2 Порядок демонтажа очистного механизированного комплекса

Демонтаж очистного механизированного комплекса, согласно предлагаемой технологии, осуществляется в следующем порядке:

1. Демонтаж обратного привода лавного конвейера;
2. Скребковая цепь лавного конвейера;
3. Демонтаж очистного комбайна;
4. Демонтаж решетчатого става лавного конвейера;
5. Демонтаж головного привода лавного конвейера;
6. Демонтаж энергопоезда, скребкового перегружателя и дробилки;
7. Демонтаж секций механизированной крепи.

##### *Демонтаж обратного привода лавного конвейера*

Убедившись, что на лавном конвейере нет людей, по команде горного мастера, после подачи звукового сигнала на первой скорости включается лавный конвейер и работает до момента, пока в районе транспортного штрека не появится участок цепи с соединительным звеном. После этого лавный конвейер останавливается, а пускатель блокируется.

Производят демонтаж болтовых соединений приводного блока. К перекрытию секций механизированной крепи монтируют монтажный блок с помощью цепи 18\*64 и соединительного звена. Канат лебедки при слабой, продевают в монтажный блок и конец каната с петлей крепят к рым-болтам приводного блока отрезками цепи и скобы типа «С». Включением лебедки стягивают приводной блок с вала блок звезды верхнего модуля. После чего ослабевают канат и выключают лебедку. Лебедку отцепляют от приводного блока.

Далее демонтируются болтовые соединения и соединительные звенья переходного рештака и вспомогательного модуля от плиты. Канат лебедки при слабой продевают в монтажный блок и конец каната с петлей крепят к рым-болтам верхнего модуля отрезками цепи и скобы типа «С» и демонтируют оборудование. Отцепляют канат лебедки.



Для выдачи элементов лавного конвейера из демонтажной камеры используют подвесной дизельный локомотив.

#### *Демонтаж скребковой цепи лавного конвейера*

К перекрытию секции крепи монтируют монтажный блок с помощью отрезка цепи и соединительного звена. Канат лебедки пропускают через монтажный блок с помощью скобы типа «С», крепят за свободный конец выдаваемой с конвейера скребковой цепи и включением лебедки цепь доставляется и укладывается в предназначенную для перевозки площадку. Для удобства транспортирования цепь лавного конвейера разделяется на отрезки по 20 м.

#### *Демонтаж очистного комбайна*

В работах по демонтажу очистного комбайна занято звено, состоящее из восьми рабочих (МГВМ, ГРОЗ) под руководством механика выемочного участка. Рабочие, ведущие демонтаж комбайна должны выполнять работы в соответствии с руководством эксплуатации комбайна и должны находиться:

- При демонтаже шнеков и поворотных редукторов – вне зоны возможного падения грузов, т.е. выше демонтируемого элемента и вне зоны натяжения каната лебедки;
- При выкладке костров из бруса под корпусом комбайна – со стороны секций механизированной крепи.

Последовательность ведения демонтажа комбайна:

- Правый исполнительный орган;
- Правый поворотный редуктор с электродвигателем;
- Левый исполнительный орган;
- Левый поворотный редуктор с электродвигателем;
- Корпус комбайна.

Демонтаж очистного комбайна производится в верхней части демонтажной камеры на расстоянии 10-15 м от сопряжения с вентиляционным штреком.

*Демонтаж исполнительного органа.*

Вначале, под исполнительным органом выкладывается костер из деревянного бруса. Канат лебедки пропускается через отводный монтажный блок, закрепленный при помощи отрезка цепи и соединительного звена за перекрытие секции крепи, и закрепляется при помощи отрезка цепи и скобы типа «С» за рым-болт на исполнительном органе. Снимается крышка шнека и откручиваются все болтовые соединения.

Включением лебедки стягивают правый исполнительный орган с увлекателя правого поворотного редуктора. Лебедка выключается и отцепляется от исполнительного органа.

Демонтаж второго исполнительного органа осуществляется аналогично.

*Демонтаж поворотного редуктора с электродвигателем.*

Под поворотным редуктором выкладывается костер из деревянного бруса. Отключается система орошения и охлаждения. Канат лебедки пропускается через отводной монтажный блок, закрепленный при помощи цепи и соединительного звена за перекрытие секции крепи, и закрепляется при помощи отрезка цепи и скобы за транспортные кольца на корпусе поворотного редуктора. Демонтируется крепление цапфы.

Включением лебедки демонтируют поворотный редуктор с электродвигателем. Лебедка выключается и отцепляется от поворотного редуктора.

Демонтаж второго поворотного редуктора осуществляется аналогично.

*Демонтаж корпуса комбайна.*

Под корпусом очистного комбайна выкладывается костер из деревянного бруса. Канат лебедки пропускается через отводной монтажный блок, закрепленный при помощи отрезка цепи и соединительного звена за перекрытие секции крепи, и закрепляется при помощи отрезка цепи и скобы за транспортные кольца на корпусе комбайна.

Включением лебедки демонтируют корпус комбайна. Лебедка выключается и отцепляется от корпуса очистного комбайна.

### *Демонтаж решетчатого става лавного конвейера*

Демонтаж решетчатого става лавного конвейера производится с помощью лебедки ЛШП–150У. Рабочие очищают элементы крепления навесного оборудования от угля и штыба. Вручную демонтируются единицы навесного оборудования, укладываются на конвейерный став и крепятся к нему вязальной проволокой диаметром 5-6 мм. Рассоединяются линейные рештаки в замках. По мере демонтажа, демонтажную лебедку перемещают по ставу конвейера и крепят согласно паспорту. Малогабаритные элементы, т.е. болты и гайки укладываются в ящик или устанавливаются обратно в предназначенные конструкцией отверстия.

Для выдачи пакетов секций лавного конвейера из демонтажной камеры используется подвесной дизельный локомотив.

### *Демонтаж головного привода лавного конвейера*

Откручиваются гайки болтов крепления приводного блока к раме привода. К грузовой балке с помощью отрезка цепи и соединительного звена монтируют монтажный блок. Канат лебедки продевают в монтажный блок и конец каната с петлей крепят к рым-болтам приводного блока отрезками цепи и скобы типа «С». Далее выбирают слабую каната, стягивают блок с вала, после чего опускают его на почву и отцепляют лебедку от блока.

Далее канат лебедки продевают в монтажный блок и конец лебедки с петлей крепят к рым-болтам стрелы привода отрезками цепи и скобы типа «С». Включением лебедки рабочие приподнимают стрелу привода на высоту, необходимую для разгрузки пальцев крепления стрелы к опорной плите скольжения и выбивают их. Выключают лебедку. Демонтируют опорную плиту скольжения. Рассоединяют раму привода от переходного рештака.

### **4.2.3 Демонтаж секций механизированной крепи**

Демонтаж секций механизированной крепи проводится в восходящем порядке, т.е. от вентиляционного штрека к конвейерному, при восходящей отработке выемочных столбов.

В начале ведения работ по демонтажу секций механизированной крепи, при помощи лебедки ЛПК-10Б из общего ряда извлекаются штрековые секции крепи. Транспортировка штрековых секций происходит через вентиляционный штрек при помощи монорельсового транспорта (рисунок 4.27). На месте демонтированных штрековых секций выкладываются деревянные костры.

Линейная секция механизированной крепи снимается с распора и извлекается из общего ряда при помощи лебедки ЛПК-10Б. Лебедка протягивается через полиспасть и крепится к основанию секции крепи. После того, как секция извлечена из общего ряда необходимо произвести ее разворот по направлению ведения демонтажных работ и перемещение под монорельсовую дорогу. Разворот осуществляется путем изменения места крепления полиспаста. В дальнейшем секция механизированной крепи транспортируется из демонтажной камеры по монорельсовой дороге после приведения ее в транспортное положение. По мере демонтажа секций механизированной крепи планомерно демонтируется монорельсовая дорога.

Крепление зоны обрушения осуществляется при помощи пилотной крепи, в качестве которых применяются две линейные секции механизированной крепи. Передвижка пилотных секций по мере демонтажа секций механизированной крепи осуществляется при помощи лебедки. С целью управления кровлей под закладочным массивом, расположенным со стороны выработанного пространства, после демонтажа соответствующей секции крепи выставляется ряд органной крепи, а за пилотной крепью, выкладываются деревянные костры (рисунок 4.28).

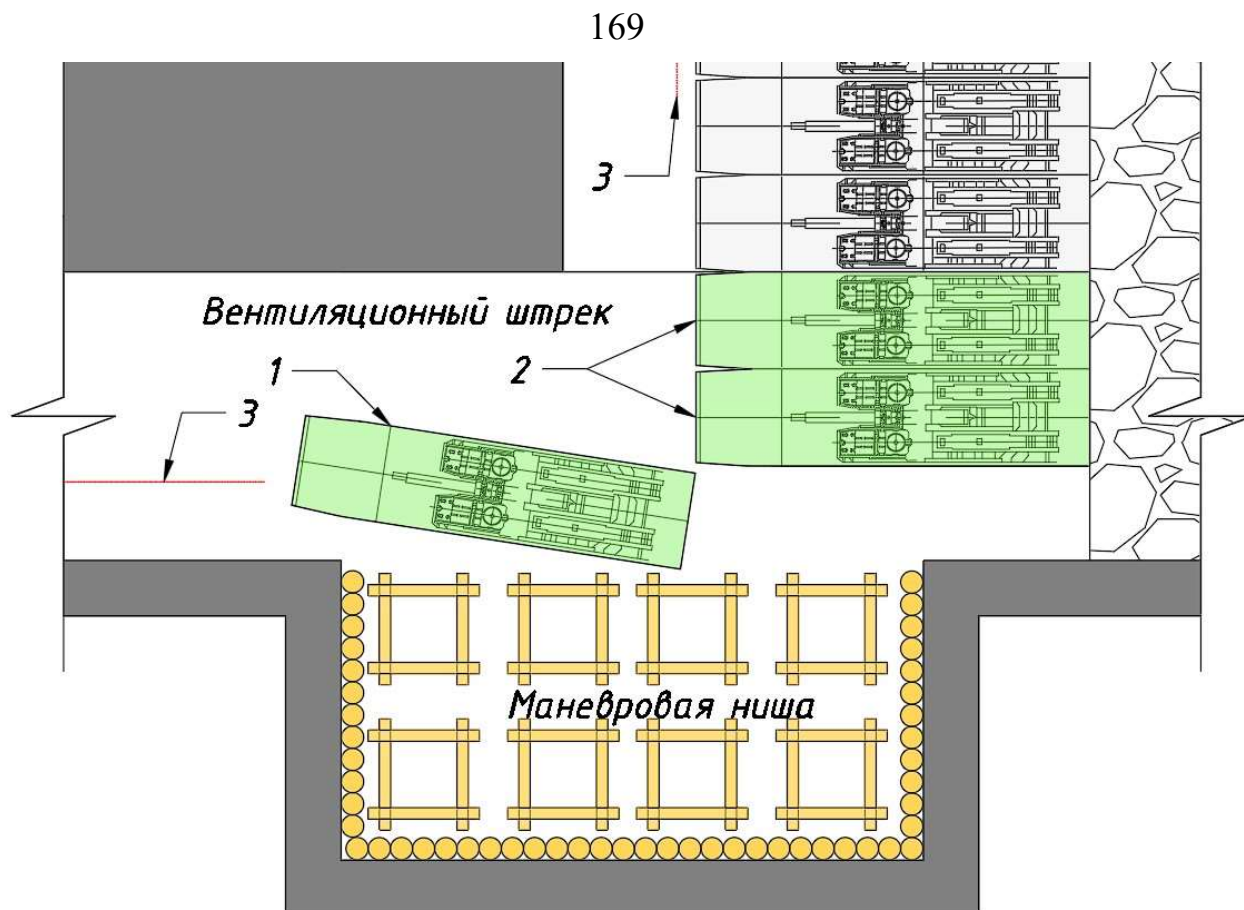


Рисунок 4.27 – Демонтаж штрековых секций механизированной крепи:

1 – демонтируемая секция; 2 – штрековые секции крепи; 3 – ось  
монорельсовой дорожки

Демонтаж крепи зоны обрушения (пилотных секций) осуществляется перед демонтажем штрековых секций, расположенных на «выходе» из демонтажной камеры. В свою очередь демонтаж штрековых секций осуществляется аналогично демонтажу штрековых секций на нижнем сопряжении.

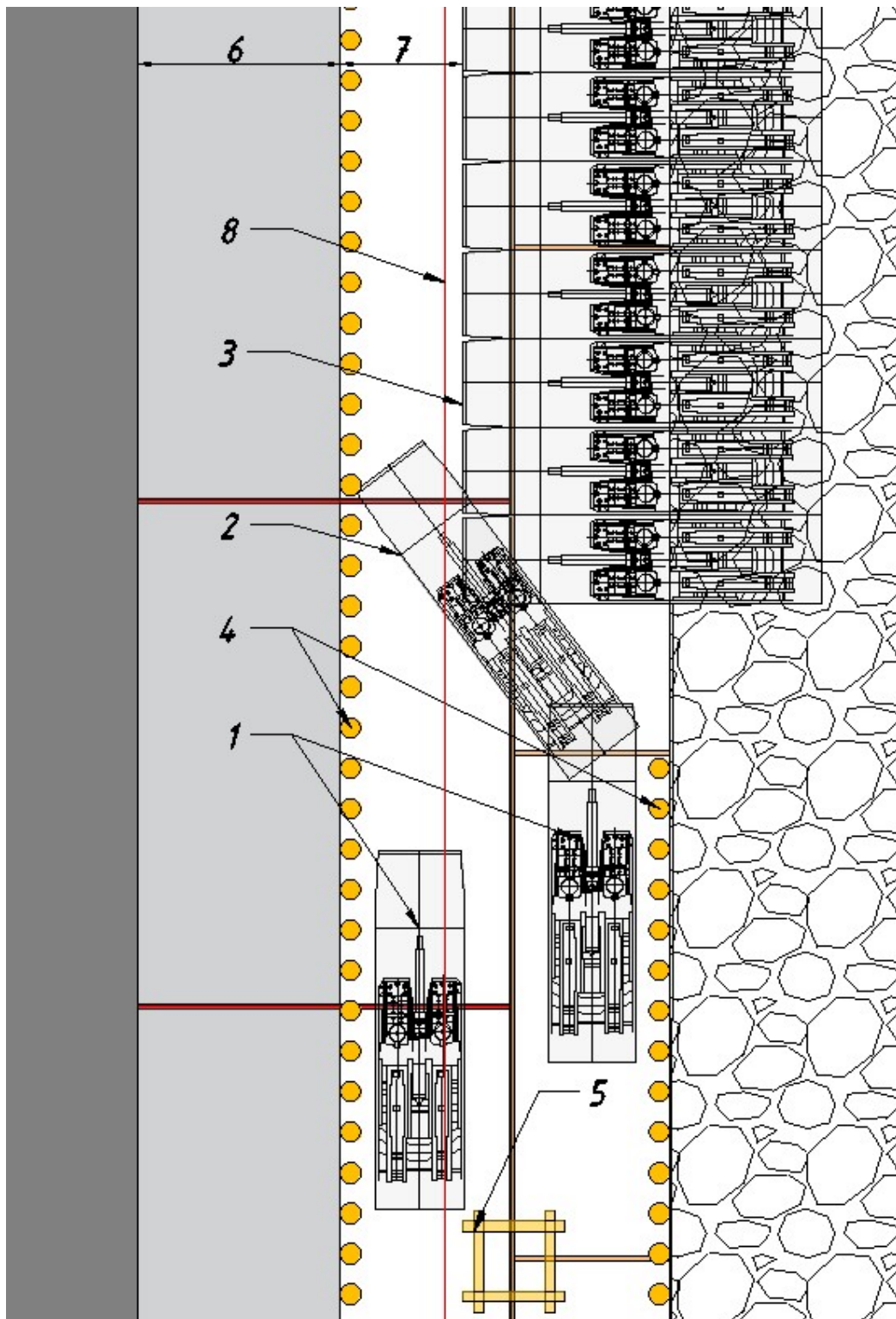


Рисунок 4.28 – Демонтаж линейной секции механизированной крепи:  
 1 – пилотные секции крепи; 2 – демонтируемая секция крепи; 3 – линейные секции механизированной крепи; 4 – деревянные стойки индивидуальной крепи; 5 – деревянный костер; 6 – ширина опережающей части закладочного массива (заделка); 7 – ширина монтажной дорожки; 8 – ось монорельсовой дорожки

Благодаря представленному способу управления кровлей в демонтажной камере проветривание осуществляется за счет общешахтной депрессии на протяжении всего срока демонтажных работ.

#### **4.2.4 Меры безопасности горнорабочих при ведении демонтажных работ**

Безопасность горнорабочих обеспечивается путем выполнения мер безопасности:

1. Все работы производятся бригадой рабочих, ознакомленных с паспортом под роспись и проинструктированных о порядке производства работ и мерах безопасности;

2. При коллективном выполнении работ один из членов бригады назначается старшим и руководит работами, согласовывает действия отдельных рабочих и не допускает присутствия посторонних лиц на месте работ;

3. Работы по демонтажу и доставке оборудования производятся после получения конкретного указания от лица технадзора в начале каждой смены на рабочем месте;

4. Кнопка подачи сигналов лебедчику должна находиться у старшего звена вне зоны действия каната и отводных грузовых блоков и должна обеспечивать отключение лебедки при подаче сигнала;

5. В случае возникновения непредвиденной ситуации рабочие должны прекратить работы, поставить в известность лицо сменного надзора, бригадира или звеньевое и продолжить работы только после получения от него конкретных указаний;

6. Все рабочие, занятые на погрузочных операциях, должны быть проинструктированы по безопасным методам работ;

7. Работы по демонтажу и доставке оборудования разрешается производить только исправным инструментом и оборудованием, при исправных средствах связи и сигнализации;

8. Места погрузочных работ должны содержаться в чистоте;

9. Тяговые канаты не должны иметь узлов и оборванных проволок более 10% на шаге свивки. Применять пряди от расплетенных канатов запрещается;

10. Во время демонтажа секций крепи в случае ухудшения положения кровли в демонтажной камере, работы должны быть приостановлены лицом сменного надзора. В случае невозможности продолжать работы, необходимо поставить в известность начальника участка или его заместителя. Дальнейшие работы по демонтажу производятся после принятия мер безопасности под руководством лица старшего участкового надзора;

11. Производство работ осуществляется при наличии газоаналитических приборов на месте производства работ;

12. Недопустимо производить отвод оборудования рудничными стойками, досками и другими подобными приспособлениями с упором в секции или грудь забоя. Отвод оборудования производить только через отводной блок;

13. Кнопочный пост управления должен обеспечивать местоположение лебедчика в безопасной зоне (вне зоны действия каната, грузовых и отводных блоков в случае их разрыва или обрыва цепных стропов);

14. Место нахождения лебедчика должно быть обеспечено защитным щитом (экраном), изготовленным из резинотканевой ленты, шириной не менее 1 м и длиной не менее 2 м, подвешенным за цепной строп к кровле выработки или за козырек секции крепи. Лебедчику запрещается выходить за защитный экран до команды звеньевое об окончании работ;

15. При монтаже (демонтаже) монтажных блоков, работы ведутся не менее чем 2-я горнорабочими;

16. Оборку кровли и бока выработки от отслоившихся кусков породы следует производить при помощи поддира длиной от 2 м. Оборку производить сбоку, с целью избегания скатывания по поддиру кусков породы;



17. При посадке крепи, производить осмотр кровли на наличие отслоившихся кусков породы. При наличии кусков отслоившихся кусков породы необходимо производить оборку при помощи поддира.

При ведении демонтажных работ запрещается:

1. Отправка секций крепи и узлов оборудования с места погрузки без проверки надежности его закрепления;
2. Подача сигналов из демонтажной камеры на лебедки без предварительного согласования характера операций;
3. Осуществление демонтажных работ без наличия кнопочного поста, позволяющего подавать сигналы лебедчику, находясь под защитой секций крепи или в безопасном месте;
4. Пропуск канатов по демонтажной камере в местах, не предусмотренных паспортом;
5. Включать лебедки без подачи сигналов;
6. Эксплуатация лебедок без исправного ограждения на вращающихся частях;
7. Работать канатом, заваленным породой;
8. Находиться в зоне возможного падения груза или на поднимаемом грузе;
9. Нахождение посторонних на погрузочной площадке во время погрузки оборудования и поднимать груз при неравномерном натяжении стропов;
10. Работать неисправными лебедками и неисправным вспомогательным оборудованием, оттягивать и направлять оборудование вручную;
11. При погрузочно-разгрузочных работах нахождение людей в зоне действия канатов при работе лебедок;
12. Использование элементов крепи сопряжения в качестве опоры для крепления отводных блоков;

13. Категорически запрещается использование не сертифицированных и не прошедших испытания грузовых блоков заводского исполнения;
14. Использование не сертифицированных канатов;
15. Работа по управлению лебедками лицами, не имеющими прав на управление ими и не получившими наряд-инструктаж на данную работу;
16. Применять для крепления канатов и строп несертифицированные разрезные звенья цепи;
17. Вести работы по демонтажу комплексов, если в лавах и на сопряжениях имеются пустоты над крепью или нарушены ее отдельные элементы. В таких местах работы разрешаются после надежного усиления крепи по специальным мероприятиям под руководством лица технического надзора;
18. Ведение демонтажных и наладочных работ по технологии, не предусмотренной паспортом;
19. Работа с неисправной сигнализацией или средствами связи. Эксплуатация электрооборудования, не отвечающего требованиям ПБ и ПТЭ;
20. Производить работы по освобождению расклинившегося оборудования при натянутом канате доставочной лебедки и находиться в зоне действия каната;
21. Отцеплять строп или канат до устойчивой укладки груза на место;
22. Нахождение людей, частей тела горнорабочего в опасных зонах, в которых существует возможность перемещения деталей монтируемого (демонтируемого) оборудования.

#### **4.3 Оценка экономической эффективности применения рекомендуемой технологии**

Экономической эффективностью предлагаемой технологии является увеличение годового времени очистных работ за счет уменьшения сроков ведения демонтажных работ связанных с исключением работ по креплению

формируемой демонтажной камеры из очистного забоя и ликвидации вывалов пород кровли.

#### **4.3.1 Календарный план выполнения работ**

Для оценки экономической эффективности предлагаемой технологии необходимо построить календарный план выполнения работ, который должен включать в себя основные операции по формированию демонтажной камеры (рисунок 4.29) и ведения демонтажных работ (рисунок 4.31). Так как ведение закладочных работ и работ по возведению опалубки сложно взаимосвязано между собой, календарные планы по этим видам работ указаны отдельно, без зависимости от других работ, на рисунке 4.30. Таким образом, наиболее длительным процессом является проведение горной выработки по породам кровли на который затрачивается 60 дней, а на ведение всех подготовительных работ по формированию демонтажной камеры необходимо затратить 84 дня.





№	Сутки	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26
1	Формирование демонтажной камеры																										
2	Демонтаж энергопоезда																										
3	Доставка и установка демонтажного оборудования																										
4	Демонтаж перегружателя и согласующего устройства																										
5	Демонтаж главной приводной станции лавного конвейера и крестовой рамы																										
6	Демонтаж тяговой цепи лавного конвейера																										
7	Демонтаж решетчатого става лавного конвейера																										
8	Демонтаж кабелей, трубопроводов и шлангов																										
9	Демонтаж очистного комбайна																										
10	Демонтаж вспомогательной приводной станции лавного конвейера																										
11	Демонтаж секций мех. крепи																										
12	Крепление демонтажной камеры																										

Рисунок 4.31 – Календарный план ведения демонтажных работ

### 4.3.2 Расчет трудоемкости работ

Оценка трудоемкости предлагаемой технологии демонтажа очистных механизированных комплексов производится по отличительным операциям, характеризующим формирование демонтажной камеры. Трудоемкость основных операций по формированию демонтажной камеры рассчитана по формуле (4.54) и представлена в таблице 4.22. Итоговая трудоемкость приведена к метру формируемой демонтажной камеры (4.54):

$$T_p = n_{\text{сут}} n_{\text{см}} n_{\text{чел}}, \quad (4.54)$$

где  $n_{\text{сут}}$  – количество суток затраченных на выполнение операции;  
 $n_{\text{см}}$  – количество смен в сутках, в которых выполняется операция;  
 $n_{\text{чел}}$  – количество человек, задействованных в выполнении операции в смену.  
 Таблица 4.22 – Трудоемкость основных операций по формированию демонтажной камеры по предлагаемой технологии

Операция	Трудоемкость, ч · см
Установка наземного оборудования	1080
Монтаж мет. трубопровода	240
Монтаж мет. тр. с пневмоэжекторами	96
Монтаж пластикового трубопровода	96
Формирование маневровых ниш	100
Проведение и крепление выработки	1440
Установка изолирующих перемычек	128
Установка опалубки	400
Ведение закладочных работ по блокам	400
Итого	3980

Для сравнения трудоемкости предлагаемой технологии с трудоемкостью наиболее эффективной и применяемой технологии демонтажа необходимо привести удельную трудоемкость, приведенную к одному метру демонтируемой лавы. Удельная трудоемкость, приведенная к одному метру демонтажной камеры, рассчитывается по формуле (4.55)

$$T_y = \frac{T_p}{L_{\text{л}}}, \quad (4.55)$$

где,  $T_p$  – трудоемкость работ, ч · см;  $L_{\text{л}}$  – длина лавы, подлежащей демонтажу, м.

$$Tr = 13,27 \frac{ч \cdot см}{м}$$

Для сравнения трудоемкости технологий принята технология формирования монтажной камеры с заводкой очистного механизированного комплекса под полимерное сетчатое перекрытие. Сравнение трудоемкости ведения монтажных работ осуществлялось с исключением аналогичных операций в обеих технологиях, а именно монтаж механизмов очистных механизированных комплексов. Сравнительная таблица представлена в таблице 4.23.

Таблица 4.23 – Сравнение трудоемкости технологий монтажа

Операция	Удельная трудоемкость, $\frac{ч \cdot см}{м}$	
	Предлагаемая технология	Традиционная технология
Формирование монтажной камеры	13,27	15,27
Ликвидация обрушений пород кровли	-	1,75
Итого	13,27	17,02

Исходя из проведенного сравнения трудоемкостей технологий, предлагаемая технология монтажа очистного механизированного комплекса обладает меньшей итоговой трудоемкостью. За счет использования закладочного массива над местом монтажа очистного механизированного комплекса, в общей трудоемкости для предлагаемой технологии исключаются работы по ликвидации обрушений пород кровли в пространство монтажной камеры.

### 4.3.3 Расчет экономической эффективности

Чистая прибыль от внедрения рекомендуемой технологии (4.56):

$$ЧП = Z_{доп.пром} \left( Ц - С - \frac{\Delta C_{доп}}{Z_{пром}} \right) (1 - Н), \quad (4.56)$$

где  $Z_{доп.пром}$  – дополнительные промышленные запасы, отрабатываемые при внедрении предлагаемой технологии за год, т;  $Ц$  – цена реализации готовой продукции, руб./т;  $С$  – себестоимость единицы готовой продукции,



руб./т;  $\Delta C_{\text{доп}}$  – увеличение стоимости реализуемой продукции за счет внедрения новых операций, руб;  $Z_{\text{пром}}$  – промышленные запасы обрабатываемые за год, т;  $H$  – ставка налога на прибыль.

Дополнительные промышленные запасы, обрабатываемые за год при внедрении предлагаемой технологии, рассчитываются по (4.57):

$$Z_{\text{доп.пром}} = A_{\text{ср.сут}}(n_{\text{ср}} - n_{\text{рек}}), \quad (4.57)$$

где  $A_{\text{ср.сут}}$  – среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут;  $n_{\text{ср}}$  – среднее число дней, требуемых на формирование демонтажной камеры и ликвидацию последствий вывалов пород кровли, сут;  $n_{\text{рек}}$  – количество дней, необходимых на формирование демонтажной камеры и ликвидацию последствий вывалов пород кровли по рекомендуемой технологии, сут. Исходя из данных, которые упоминались в предыдущих главах диссертационного исследования, среднее значение слагаемого  $(n_{\text{ср}} - n_{\text{рек}})$  равно 35 дням.

Промышленные запасы, обрабатываемые очистным механизированным комплексом за год (4.58):

$$Z_{\text{пром}} = 300 \cdot A_{\text{сут}}, \quad (4.58)$$

где  $A_{\text{сут}}$  – суточная нагрузка на очистной забой; 300 – число дней в году по добыче угля.

Расчет изменения стоимости продукции за счет дополнительных затрат на реализацию предлагаемой технологии ( $\Delta C_{\text{доп}}$ ) производится по (4.59):

$$\Delta C_{\text{доп}} = C_{\text{п.г.в}} + C_{\text{кр}} + C_{\text{ст.з.т.}} + C_{\text{из.п}} + C_{\text{оп}} + C_{\text{з.р.}} + C_{\text{об}} + A, \quad (4.59)$$

где  $C_{\text{п.г.в}}$  – затраты на проведение закладываемой горной выработки, руб.;  $C_{\text{кр}}$  – затраты на крепление проводимой выработки, руб.;  $C_{\text{ст.з.т.}}$  – затраты на монтаж става закладочного трубопровода, руб.;  $C_{\text{из.п}}$  – стоимость возведения изолирующих перемычек, руб.;  $C_{\text{оп}}$  – стоимость возведения опалубки, руб.;  $C_{\text{з.р.}}$  – стоимость ведения закладочных работ, руб.;  $C_{\text{об}}$  –

стоимость необходимого оборудования, руб.;  $A$  – амортизационные отчисления, руб.

Затраты на проведение закладываемой горной выработки (4.60):

$$C_{п.г.в} = C_{п.г.в.м}L_{г.в.} + C_{р.пр}t_{р.пр}n_{р.пр}, \quad (4.60)$$

где  $C_{п.г.в.м}$  – стоимость работы проходческого комбайна при проведении 1 м широкой горной выработки, руб./м;  $L_{г.в.}$  – длина проводимой горной выработки, м;  $C_{р.пр}$  – зарплата проходчика, руб./сут.;  $t_{р.пр}$  – время необходимое для полного проведения горной выработки, сут.;  $n_{р.пр}$  – количество задействованных в работах проходчиков, чел.

Затраты на крепление проводимой выработки (4.61):

$$C_{кр} = C_{анк.1}n_{анк.1} + C_{анк.гл}n_{анк.гл} + C_{ст.ус}n_{ст.ус} + C_{р.кр}t_{р.кр}n_{р.кр}, \quad (4.61)$$

где  $C_{анк.1}$  – стоимость одного анкера 1-го уровня заложения, руб./шт;  $n_{анк.1}$  – количество анкеров 1-го уровня заложения, шт;  $C_{анк.гл}$  – стоимость одного анкера глубокого заложения, руб./шт.;  $n_{анк.гл}$  – количество анкеров глубокого уровня заложения, шт;  $C_{ст.ус}$  – стоимость стоек усиления, руб./шт.;  $n_{ст.ус}$  – количество стоек усиления, шт.;  $C_{р.кр}$  – заработная плата крепильщика, руб./см;  $t_{р.кр}$  – время на крепление проводимой выработки, см.;  $n_{р.кр}$  – количество задействованных крепильщиков, чел.

Затраты на монтаж става закладочного трубопровода (4.62):

$$C_{ст.з.т.} = C_{с.м.тр}n_{с.м.тр} + C_{с.п.тр}n_{с.п.тр} + C_{с.пн.тр}n_{с.пн.тр} + C_{тр}t_{р.тр}n_{р.тр}, \quad (4.62)$$

где  $C_{с.м.тр}$  – стоимость погонного метра металлического става трубопровода, руб./м.;  $l_{с.м.тр}$  – длина става металлического трубопровода, секц.;  $C_{с.п.тр}$  – стоимость погонного метра пластикового става трубопровода, руб./м.;  $l_{с.п.тр}$  – длина става пластикового трубопровода, секц.;  $C_{с.пн.тр}$  – стоимость погонного метра става трубопровода с пневмоэжекторами, руб./м.;  $l_{с.пн.тр}$  – длина става трубопровода с пневмоэжекторами, секц.;  $C_{тр}$  – заработная плата рабочих, задействованных на монтаже става закладочного

трубопровода, руб./см.;  $t_{р.тр}$  – время необходимое на возведение закладочного трубопровода, см.;  $n_{р.тр}$  – количество рабочих задействованных на монтаже закладочного трубопровода, чел.

Стоимость возведения изолирующих перемычек (4.63):

$$C_{из.п} = V_{мат.из.п} C_{мат.из.п} + C_{р.из.п} t_{р.из.п} n_{р.из.п}, \quad (4.63)$$

где  $V_{мат.из.п}$  – объем бетона для установки изолирующих перемычек, м<sup>3</sup>;  $C_{мат.из.п}$  – стоимость материала для возведения изолирующих перемычек, руб./м<sup>3</sup>;  $C_{р.из.п}$  – заработная плата рабочих, задействованных на возведении изолирующих перемычек, руб./см.;  $t_{р.из.п}$  – время необходимое на возведение изолирующих перемычек, см.;  $n_{р.из.п}$  – число рабочих, задействованных при возведении изолирующих перемычек, чел.

Стоимость возведения деревянной опалубки (4.64):

$$C_{оп} = (V_{мат.поп.оп} + V_{мат.пр.оп}) C_{мат.оп} + C_{р.оп} t_{р.оп} n_{р.оп}, \quad (4.64)$$

где  $V_{мат.поп.оп}$  – объем бруса для изготовления поперечной опалубки на одно полное сечение, м<sup>3</sup>;  $V_{мат.пр.оп}$  – объем бруса для изготовления продольной опалубки, м<sup>3</sup>;  $C_{мат.оп}$  – стоимость деревянного бруса, руб./ м<sup>3</sup>;  $C_{р.оп}$  – заработная плата рабочих, задействованных на монтаже деревянной опалубки, руб./мес.;  $t_{р.оп}$  – время, необходимое на возведение опалубки, см.;  $n_{р.оп}$  – число рабочих, задействованных на монтаже деревянной опалубки, чел.

Стоимость ведения закладочных работ (4.65):

$$C_{з.р} = V_{з.мат} C_{з.мат} + C_{р.з.р} t_{р.з.р} n_{р.з.р}, \quad (4.65)$$

где  $V_{з.мат}$  – необходимый объем закладочного материала, м<sup>3</sup>;  $C_{з.мат}$  – стоимость закладочного материала, руб./м<sup>3</sup>;  $C_{р.з.р}$  – заработная плата рабочих, задействованных на закладочных работах, руб./мес;  $t_{р.з.р}$  – время, необходимое на ведение закладочных работ, см.;  $n_{р.з.р}$  – число рабочих, задействованных на возведении закладочного массива, чел.

Величина амортизационных отчислений получается в результате переноса стоимости на готовую продукцию и рассчитывается по (4.66):

$$A = C_{об}K, \quad (4.66)$$

где  $C_{об}$  – стоимость оборудования для приготовления закладочного материала, руб.;  $K$  – годовая норма амортизации, доли ед.

Исходные данные, необходимые для расчета экономической эффективности, представлены в таблице 4.24. Расчет выполнен для условий отработки пласта 69 шахты «Талдинская-Западная 2».

Таблица 4.24 – Исходные данные для расчета экономической эффективности предлагаемой технологии

Показатель	Условное обозначение	Значение
Среднесуточная нагрузка на очистной забой, т./сут.	$A_{ср.сут}$	20 000
Длина проводимой выработки, м.	$L_{г.в.}$	300
Цена реализации готовой продукции, руб./т.	$Ц$	4500
Себестоимость единицы готовой продукции, руб./т.	$С$	1200
Стоимость работы комбайна при проведении 1 м широкой горной выработки, руб./м.	$C_{п.г.в.м}$	220 000
Зарплатная плата проходчика, руб./мес.	$C_{р.пр}$	95 700
Число проходчиков, чел./сут	$n_{р.пр}$	3
Число анкеров 1-го уровня, шт	$n_{анк.1}$	3204
Число анкеров глубокого заложения, шт	$n_{анк.гл}$	1473
Число стоек усиления, шт.	$n_{ст.ус}$	294
Стоимость анкеров 1-го уровня, руб./шт.	$C_{анк.1}$	1500
Стоимость анкеров глубокого заложения, руб./шт.	$C_{анк.гл}$	3500
Стоимость стоек усиления, руб./м <sup>3</sup> .	$C_{ст.ус}$	840
Число рабочих, задействованных на креплении, чел	$n_{р.кр}$	3

Продолжение таблицы 4.24

Показатель	Условное обозначение	Значение
Заработная плата крепыльщика, руб./мес.	$C_{р.кр}$	95 700
Стоимость погонного метра металлического става закладочного трубопровода, руб./м.	$C_{с.м.тр}$	710
Длина металлического закладочного трубопровода, пог. м.	$l_{с.м.тр}$	1700
Стоимость погонного метра пластикового става закладочного трубопровода, руб./м.	$C_{с.п.тр}$	460
Длина пластикового закладочного трубопровода, пог. м.	$l_{с.п.тр}$	462
Стоимость погонного метра става закладочного трубопровода с пневмоэжекторами, руб./м.	$C_{с.пн.тр}$	950
Длина закладочного трубопровода с пневмоэжекторами, пог. м.	$l_{с.пн.тр}$	412
Число рабочих задействованных на монтаже закладочного трубопровода, чел.	$n_{р.тр}$	6
Заработная плата рабочих, задействованных на монтаже става закладочного трубопровода, руб./мес.	$C_{тр}$	95 700
Объем бетона для установки изолирующих перемычек, м <sup>3</sup> .	$V_{мат.из.п}$	106,5
Стоимость бетона для строительства изолирующих перемычек, руб./м <sup>3</sup>	$C_{мат.из.п}$	3135
Число рабочих, задействованных при возведении изолирующих перемычек, чел.	$n_{р.из.п}$	4
Заработная плата рабочих, задействованных на возведении изолирующих перемычек, руб./мес.	$C_{р.из.п}$	95 700
Объем бруса для изготовления поперечной опалубки, м <sup>3</sup> .	$V_{мат.поп.оп}$	27,6
Объем бруса для изготовления продольной опалубки, м <sup>3</sup> .	$V_{мат.пр.оп}$	57,2
Стоимость деревянного бруса, руб./ м <sup>3</sup> .	$C_{мат.оп}$	1140
Число рабочих, задействованных на монтаже деревянной опалубки, чел.	$n_{р.оп}$	10
Заработная плата рабочих, задействованных на монтаже деревянной опалубки, руб./мес.	$C_{р.оп}$	95 700
Объем закладочного материала, м <sup>3</sup> .	$V_{з.мат}$	6003

Продолжение таблицы 4.24

Показатель	Условное обозначение	Значение
Объем закладочного материала, м <sup>3</sup> .	$V_{з.мат}$	6003
Стоимость закладочного материала, руб./м <sup>3</sup>	$C_{з.мат}$	2450
Число рабочих, задействованных на возведении закладочного массива, чел.	$C_{р.з.р}$	5
Заработная плата рабочих, задействованных на закладочных работах, руб./мес.	$n_{р.з.р}$	95 700
Годовая норма амортизации, доли ед.	$K$	0,2
Стоимость оборудования для приготовления закладочного материала, руб.	$C_{об}$	11 944 500

Результаты расчета по вышеуказанной методике дополнительных затрат при реализации предлагаемой технологии и последующей экономической эффективности представлены в таблицах 4.25 и 4.26 соответственно.

Таблица 4.25 – Результаты расчета дополнительных затрат при реализации предлагаемой технологии

Показатель	Условное обозначение	Значение
Затраты на реализацию предлагаемой технологии, руб.	$\Delta C_{доп}$	184 488 899
Затраты по проведению закладываемой горной выработки, руб.	$C_{п.г.в}$	135 445 200
Затраты на крепление проводимой выработки, руб;	$C_{кр}$	13 406 700
Затраты на монтаж става закладочного трубопровода, руб.	$C_{ст.з.т.}$	4 681 920
Стоимость возведения изолирующих перемычек, руб.	$C_{из.п}$	946 657
Стоимость возведения опалубки, руб.	$C_{оп}$	2 010 672
Стоимость ведения закладочных работ, руб.	$C_{з.р.}$	15 664 350
Стоимость оборудования для приготовления закладочного материала, руб.	$C_{об}$	11 944 500
Амортизационные отчисления, руб.	$A$	2 388 900

Таблица 4.26 – Результаты расчета экономической эффективности при реализации предлагаемой технологии

Показатель	Условное обозначение	Значение
Чистая прибыль от реализации дополнительно добытого угля, руб.	ЧП	1 700 408 880
Дополнительные промышленные запасы, обрабатываемые за год, т.	$Z_{\text{доп.пром}}$	700 000

Согласно проведенным расчетам по вышеуказанной методике, реализация предлагаемой технологии позволит увеличить годовую добычу предприятия на 700 тыс. т. в год за счет значительного снижения сроков демонтажа очистного механизированного комплекса. Реализация дополнительных промышленных запас позволит получить чистую прибыль в размере 1 700 408 880 руб.

На рисунке 4.32 представлено сравнение ЧДД предприятия, осуществляющего демонтаж очистного механизированного комплекса по стандартной технологии, с ЧДД предприятия, осуществляющего демонтаж очистного механизированного комплекса по предлагаемой технологии. Так как за счет сокращения сроков демонтажа очистного механизированного комплекса увеличивается годовая добыча предприятия, срок отработки запасов шахтного поля сокращается. В условии применения стандартной технологии демонтажа, предприятие отрабатывает запасы шахтного поля за 6 лет, а при использовании предлагаемой технологии - за 5,5 лет, что отражено на рисунке 4.32.

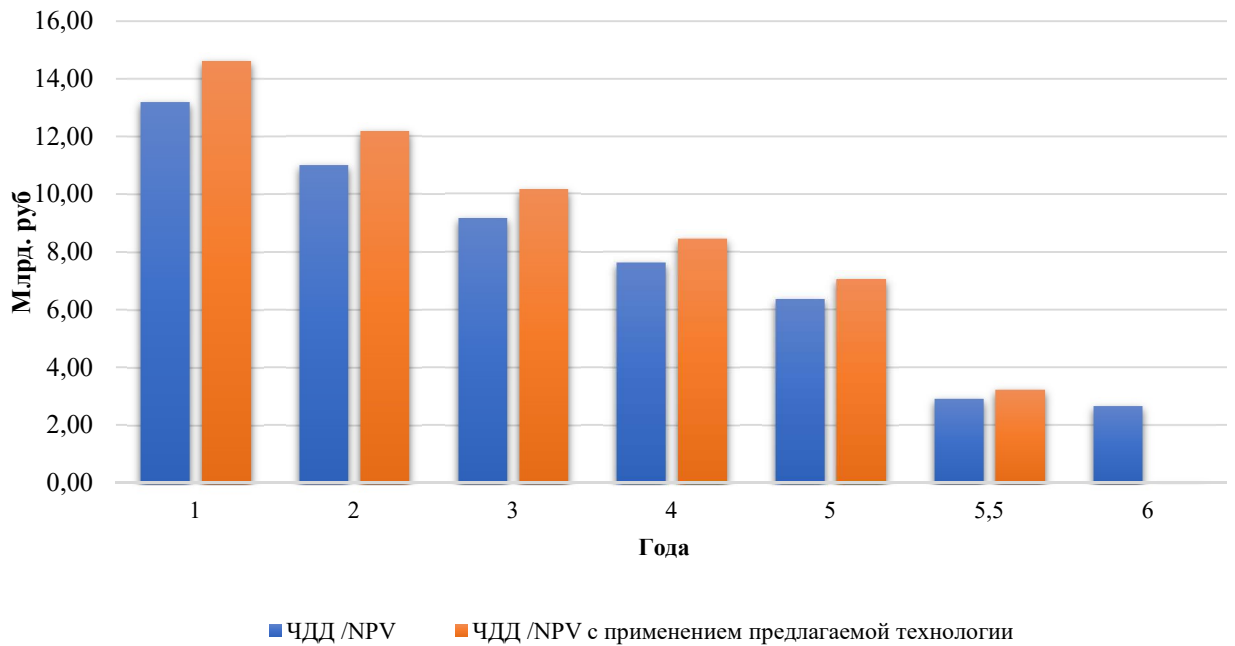


Рисунок 4.32 – Изменение ЧДД в течение отработки шахтного поля

Сравнение ЧДД двух вариантов за весь предполагаемый срок работы предприятия представлен на рисунке 4.33. Экономический эффект от внедрения предлагаемой технологии демонтажа позволяет увеличить ЧДД на 2,74 млрд. рублей.



Рисунок 4.33 – Сравнение ЧДД при реализации различных технологий демонтажа

Экономическая эффективность применения предлагаемой технологии определяется предполагаемым сроком сокращения демонтажных работ и суточной нагрузкой на очистной забой (рисунок 4.34). Применение предлагаемой технологии целесообразно в том случае, если чистая прибыль



предприятия, с учетом реализации дополнительно добытого угля за счет увеличения добычных дней в году и необходимых затрат на реализацию предлагаемой технологии, превышает чистую прибыль предприятия в годовом исчислении с применением классических технологий в условиях неустойчивых пород непосредственной кровли. Так, в условии суточной нагрузки на очистной забой 5 тыс. тонн в стуки применение предлагаемой технологии целесообразно при сокращении общего срока демонтажа не менее чем на 19 дней.

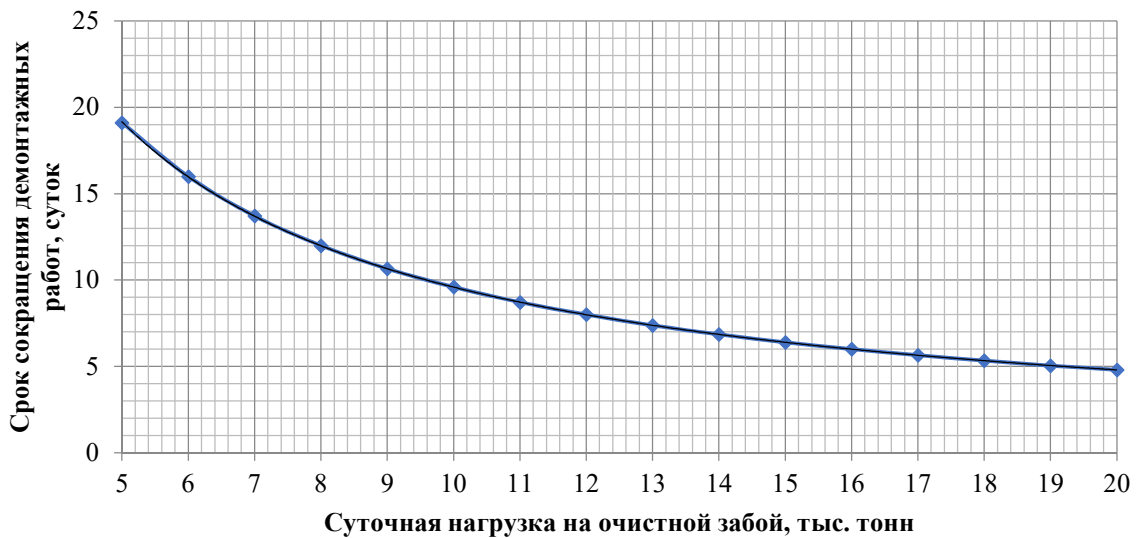


Рисунок 4.34 – Зависимость минимального сокращения продолжительности демонтажа от суточной нагрузки на лаву, с точки зрения экономической эффективности применяемой технологии

#### 4.4 Выводы по главе 4

1. Геометрические параметры закладываемой выработки определяются горнотехническими условиями с учетом минимально необходимой высоты закладочного массива. В условиях отработки пл. 69 шахты «Талдинская-Западная-2» минимальная высота закладочного массива, которая обеспечивает безопасное ведение демонтажных работ по предложенной технологии, определяется по методике расчета предельных пролетов и составит 1,45 м. В представленных условиях, с учетом наличия пород ложной кровли и средств механизации очистного механизированного комплекса,

целесообразно принять следующие геометрические параметры проводимой горной выработки: высота – 2 м, ширина 10,5 м.

2. Применение предлагаемой технологии демонтажа очистного механизированного комплекса позволит минимизировать технологический перерыв работы очистного оборудования лав при их ремонте до минимальных технологических значений. За счет исключения вывалов пород кровли в демонтажное пространство и благодаря быстрому вводу комплекса в частично заранее сформированную демонтажную камеру сокращение сроков демонтажа составит в среднем 35 суток.

3. Сокращение продолжительности нетехнологических простоев очистного механизированного комплекса позволит увеличить обрабатываемые за календарный год промышленные запасы на 700 тыс. т. Чистая прибыль от отработки дополнительных запасов составит 1,7 млрд. руб., при затратах, необходимых для реализации технологического предложения, 184,49 млн. руб.

4. Применение предлагаемой технологии демонтажа очистного механизированного комплекса позволяет снизить риск травматизма горнорабочих, задействованных на демонтажных работах. Эффект достигается за счет исключения вывалов пород кровли в рабочее пространство демонтажной камеры.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой достигнута поставленная цель, заключающаяся в сокращении продолжительности простоев очистных механизированных комплексов на «шахтах-лавах» при ведении демонтажных работ в условиях неустойчивых пород кровли.

Основные выводы по результатам выполненных исследований заключаются в следующем:

1. При работе угледобывающего предприятия по схеме «шахта-лава» простой очистного оборудования в демонтаже при переводе его на новый выемочный участок имеют важнейшее значение, т.к. относятся к числу неизбежных, а их продолжительность существенно сказывается на эффективности работы шахты.

2. Основной причиной увеличения продолжительности простоев при демонтаже очистного оборудования являются работы по ликвидации обрушений пород непосредственной кровли в рабочее пространство демонтажной камеры, природа возникновения которых заключается как в снижении устойчивости непосредственной кровли в результате воздействия опорного давления лавы на этапе формирования камеры, так и вследствие природной нарушенности массива.

3. Известные технологии демонтажа в условиях неустойчивых пород кровли не способны гарантировать ее стабильность, а применение существующих способов повышения устойчивости кровли приводит к неприемлемому повышению трудоемкости работ.

4. Реализация разработанной технологии, включающей проведение вспомогательной выработки в породах непосредственной кровли над трассой проведения демонтажной камеры, возведение во вспомогательной выработке закладочного массива и выполнение демонтажных работ под искусственным перекрытием, позволяет сократить продолжительность демонтажных работ на 58 % и более за счет исключения негативного влияния слабых пород кровли

при демонтаже и сокращения периода ввода механизированного комплекса в камеру.

5. Экспериментально установлено, что параметры закладочного массива, возводимого в кровле демонтажной камеры, должны определяться согласно комплексному критерию на основе оценки габаритов очистного оборудования, физических свойств закладочного массива и НДС призабойной зоны.

6. Областью рационального использования рекомендуемой технологии являются пологие угольные пласты с неустойчивой непосредственной кровлей, мощностью до 5 м на соответствующей глубине, не превышающей установленных в работе значений.

7. Экономический эффект от применения предлагаемой технологии достигается за счет сокращения продолжительности простоя и выражается в увеличении ЧДД на 5% и сокращении продолжительности отработки рассматриваемого участка недр на 9%.

8. Результаты диссертационных исследований приняты в качестве альтернативной технологии в проектной и экспертной работе ООО «СПб-Гипрошахт», акт внедрения представлен в приложении А. Получен патент[35].

9. Перспективы дальнейшего развития темы диссертации связаны с обоснованием составов закладочных массивов, позволяющих снизить себестоимость ведения работ по возведению искусственного перекрытия.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Артемьев, В.Б. Альтернативные технологии формирования демонтажных камер в условиях ОАО «СУЭК-Кузбасс» / В.Б. Артемьев, А.К. Логинов, Е.П. Ютяев и др. // Уголь. – 2010. – № 3. – С. 20-23;
2. Басов, В. В. Методика оценки соответствия результатов численного моделирования и шахтных измерений геомеханических параметров массива горных пород в окрестности сопряжений горных выработок / В.В. Басов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 3 – С. 51-62;
3. Бенявский, З. Управление горным давлением: Пер. с англ. – М.: Мир. – 1990. – 254 с;
4. Борисов, А. А. Управление горным давлением – М.: Недра. – 1983. – 168 с;
5. Бронников, Д.М. Закладочные работы в шахтах. / Д.М. Бронников, М.Н. Цыгалов // М.: Недра, 1989. – 400 с;
6. Влох, Н. П. Управление горным давлением на подземных рудниках – М.: Недра, 1994. – 208 с;
7. Вовк, А.И. Экспериментальное крепление демонтажной камеры сталеполимерными анкерами / А.И. Вовк, А.В. Борисов, Ю.Н. Долоткин // Горный информационно-аналитический бюллетень. «Неделя горняка 2003». – 2003 – №10. – С. 98-99;
8. Гоголин, В. А. Схемы расчета напряженного состояния целика под демонтажную камеру / В.А. Гоголин, И.А. Ермакова, Н.Н. Пириева, В.А. Федусов В. А. // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2021 – №2 – С. 146-154;
9. Городилов, Н.Н. Демонтаж комплексов фирмы JOY на ЗАО «Распадская» / Н.Н. Городилов, А.М. Рыжов, И.И. Волков. // Горная промышленность. – 2002 – № 3 – С.29-31;

10. Городилов, Н.Н. Механизация при формировании широких камер и демонтаж из них секций механизированной крепи. /Н.Н. Городилов // Горное оборудование и электромеханика. – 2007. – № 3. – С.9-10;
11. ГОСТ 31108-2016. Цементы общестроительные. Технические условия. — Взамен ГОСТ 31108-2003. — Москва: МГС, 2016. — 4с.
12. Гречишкин, П.В. Результаты демонтажа механизированного комплекса по нижнему слою при использовании высокопрочной полимерной сетки в качестве перекрытия / П.В. Гречишкин // Уголь. –2014. – № 2. –С. 15-17;
13. Ермакова, И. А. Состояние демонтажных работ на шахтах АО "СУЭК-Кузбасс" / И.А. Ермакова, В.А. Федусов В. А. // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2019. – № 4. С. 123-130;
14. Ермакова И. А. Влияние расположения демонтажных камер на длительность демонтажных работ на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» / И.А Ермакова, В.А. Федусов // Известия ТулГУ. Науки о Земле. – 2020. – № 1. – С. 234-243.
15. Зуев, Б. В. Физическое моделирование динамических явлений при подземной разработке полезных ископаемых / Б.В. Зуев, С.В Цирель, Р.С. Истомин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №2. – С. 117-127;
16. Зуев, Б.Ю. Методология моделирования нелинейных геомеханических процессов в блочных и слоистых горных массивах на моделях из эквивалентных материалов // Записки Горного института. – 2021. – Т 250 – С. 542-552
17. Зуев Б. Ю., Физическое моделирование формирования зон разрушения в области влияния очистных горных работ / Б.Ю. Зуев Б. Ю., Н.В. Кротов, Р.С. Истомин и др. // Инновационные направления в проектировании горнодобывающих предприятий: геологическое обеспечение проектирования и сопровождения горных работ: Сборник научных трудов. – СПб: Санкт-Петербургский горный университет. – 2017. – С. 412-417;

18. Инструкция по монтажу и демонтажу очистных механизированных комплексов. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского. – 1981;
19. Инструкция по монтажу и демонтажу очистных механизированных комплексов. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского. – 1976;
20. Казанин, О. И. Организационно-технологические принципы реализации потенциала современного высокопроизводительного очистного оборудования / О.И. Казанин, А.А. Сидоренко, А.А. Мешков // Уголь. – 2019. – № 12. – С. 4-13;
21. Карпов, Г. Н. Определение параметров разгрузки массива горных пород на концевых участках демонтажной камеры / Г.Н. Карпов, Е.Р. Ковальский, А.Д. Смычник // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 8. – С. 95–107;
22. Карпов, Г.Н. Повышение эффективности крепления демонтажных камер, формируемых механизированными комплексами / Г.Н. Карпов, А.А. Сидоренко, **А.А. Носов** // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2021. – № 1. – С.73-79;
23. Карпов, Г.Н. Обоснование технологии демонтажа очистных механизированных комплексов при высокой концентрации горных работ / Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, Санкт-Петербург, ФГБОУ ВПО «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», – 2013 г. – 165 с;
24. Карпов, Г.Н. Способ формирования демонтажной камеры при разработке пологих угольных пластов / Г.Н. Карпов, Е.Р. Ковальский, **А.А. Носов** // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 6-1. – С. 54–67;
25. Карпов, Г.Н. Технологии демонтажа очистных механизированных комплексов при разработке пологих мощных угольных пластов с неустойчивыми породами кровли // Записки Горного института. – 2012. – Том 195. – С.103 108;

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

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

28. Мешков, А.А. Повышение эффективности технологии и организации монтажно-демонтажных работ при интенсивной разработке пологих угольных пластов на шахтах Кузбасса / А.А. Мешков, О.И. Казанин, А.А. Сидоренко // Записки Горного института. – 2021 – Т. 249. – С. 342-350;

29. Мешков, А.А. Реализация производственного потенциала высокопроизводительного оборудования — ключевое направление совершенствования подземной добычи энергетических углей / А.А. Мешков, О.И. Казанин, А.А. Сидоренко // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 12. – С. 156–165;

30. Никитина, А.М. Демонтаж механизированного комплекса при помощи демонтажного щита в условиях шахт Юга Кузбасса / А.М. Никитина, С.В. Риб, Д.М. Борзых и др. // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2020. – № 6. – С. 165-170;

31. Никитина, А. М. Совершенствование технологии вспомогательных работ для обеспечения эффективной работы длинных очистных забоев / А.М. Никитина, С.В. Риб, Д.М. Борзых, Р.А. Дадынский // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2020. – № 6. – С. 113-118;

32. Никишичев, Б.Г. Технология монтажа и демонтажа механизированных комплексов нового технического уровня. Обзор. / Б.Г. Никишевич – М.: ЦНИЭИуголь, 1990 – 29 с;



33. **Носов, А.А.** Анализ технологий формирования демонтажных камер на пологих угольных пластах / **А.А. Носов** // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2021. – № 1. – С.56-63;
34. **Носов, А.А.** Особенности технологии формирования искусственного перекрытия в породах кровли над демонтажной камерой / **А.А. Носов**, Г.Н. Карпов, Е.Р. Ковальский // Уголь. – № 3. – С. 69-74;
35. Патент № 2743162 С1, Российская Федерация, МПК E21C 41/18, E21D 19/02. Способ формирования демонтажной камеры при разработке пологих угольных пластов: № 2020133711: заявлено 14.10.2020: опубликовано 15.02.2021 / Г.Н. Карпов, Е.Р. Ковальский, **А.А. Носов**; заявитель федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет»;
36. Мельник, В.В. Прогрессивные технологии подземной отработки запасов месторождений / В.В. Мельник, В.И. Бондаренко и др.– Донецк: «ВИК», 2013. – 752 с;
37. Проскуряков, Н.М. Управление состоянием массива горных пород. / Н.М. Проскуряков – М.: «Недра», 1991 г. – 368 с;
38. Смирнов, А.А. Разработка и внедрение эффективной технологии добычи руд на Талнахских рудниках / А.А. Смирнов, А.С. Пахомов, С.А. Студзинский и др. // Основные направления развития техники и технологии для открытых и подземных работ. – Л., Гипронникель, 1984;
39. Ремезов, А. В. Что может являться уточненной границей отработки выемочного столба, как определить точку остановки очистного забоя и дальнейшее формирование очистным забоем демонтажной камеры /А.В. Ремезов, В.В. Климов // Уголь. – 2017. – № 1. – С.27-28;
40. Ремезов, А. В. Исследование распределения нагрузки у границы предохранительного целика в зоне формирования демонтажной камеры очистным забоем / А.В. Ремезов, В.О. Торро, Е.В. Кузнецов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2018. – №4. – С. 65-74;

41. Регламент технологических производственных процессов при ведении закладочных работ на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель». (РТПП – 045 – 2004). – 2004 г.

42. Рогов Ю.И. Механизация работ в зоне обрушения при демонтаже комплексов / Тезисы докладов IV Республиканского семинара "Передовые технологии разведки и добычи полезных ископаемых, особенности строительства и экологии в условиях Крайнего Севера". – Воркута: 1990. – с. 269-272.

43. Руководство по безопасному производству монтажно-демонтажных работ механизированных комплексов. – Ворошиловград: Облполиграфиздат. – 1986. – 69 с;

44. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2021614024 Российская Федерация. Программа для расчета параметров крепления демонтажной камеры, формируемой очистным механизированным комплексом: № 2021612803: заявлено 10.03.2021: опубликовано 18.03.2021 / А.А. Сидоренко, Г.Н. Карпов, **А.А. Носов**; заявитель федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет»;

45. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород / под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протождяконова. – М., «Недра» – 1975. – 279 с;

46. Станок для монтажа и демонтажа механизированных крепей: Авт. свидетельство №767353 [СССР] - Открытия. Изобретения. Пром.образцы. Тов.знаки. 1980. – №36. – 173 с;

47. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-декабрь 2020 года / И.Г. Таразанов, Д.А. Губанов // Уголь. – 2020. – № 3. – С. 54-69;

48. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-декабрь 2016 года // Уголь. – 2016. – № 3. С. 58-72;

49. Технические системы монтажа (демонтажа) забойного оборудования с применением дизельных тягачей на пневмоходу / Бобров Г. Н., Городилов Н. Н., Сердобинцев В. Г. и др. – Прокопьевск: КузНИУИ. 2001;
50. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов типа КМ-130, ОКП-70. – Караганда, КНИУИ. – 1979;
51. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов типа КМ-87, 1 МКС, КМК-97, КМС-97, Донбасс и КСД. – Ворошиловград, НПО Углемеханизация. – 1976;
52. Технологические схемы монтажа и демонтажа типа КМ-88 (КМ-87УМ) и КМК-98 (КМК-97М). – Ворошиловград, НПО Углемеханизация. – 1982;
53. Технологические схемы монтажа и демонтажа угледобывающих комплексов ОКП, ОМКТМ, 1МКМ, 2МКЭ – Новомосковск: ПНИУИ. – 1979;
54. Технологические схемы монтажа и демонтажа угледобывающих комплексов ОКП-70, КМ-130, МК-75, КПК-1 и агрегатов АК-3, 1 АМЩ. – Прокопьевск. – 1982;
55. Торро, В.О. Факторы оценки устойчивости демонтажных камер при формировании их очистным забоем / В.О. Торро, А.В. Ремезов, В.В. Климов, Е.А. Дедиков // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2017. – №6. С.47-53;
56. Торро, В.О. Исследование изменений геомеханического состояния массива при входе очистных забоев в демонтажные камеры по пласту «Байкаимский» шахты им. «7 ноября» АО «СУЭК-КУЗБАСС» / В.О. Торро, А.В. Ремезов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2018. – № 4. – С.75-83;
57. Трофимов, В.А. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния вмещающего массива и пологого мощного угольного пласта при завершении отработки выемочного столба / В.А. Трофимов, С.А. Кубрин, Ю.А. Филиппов, И.Л. Харитонов // Горный

информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2019. – № 8. – С. 42-56;

58. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 42. ЗАО «НТЦ ПБ» – 2015. – 186 с;

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

60. Харитонов, И. Л. Опыт подготовки очистных забоев к демонтажу в условиях шахты имени «7 Ноября» / И.Л. Харитонов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – №2. – С.127-136;

61. Харитонов, И.Л. Оценка эффективности технологий формирования демонтажных камер при отработке мощных пологих угольных пластов / И.Л. Харитонов, С.С. Кубрин, И.М. Загоршменный, Д.И. Блохин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 11. – С.252-258;

62. Харитонов, И.Л. Исследования геомеханической безопасности в очистном забое 50-03 при высокопроизводительной отработке пласта 50 в условиях шахты им. «В.Д. Ялевского» / И.Л. Харитонов, В.В. Черданцев, В.П. Тациенко // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2017. – № 6. – С. 97-108;

63. Харитонов, И.Л. Проявления горного давления при подготовке демонтажных камер различными способами / И.Л. Харитонов // Уголь. — 2016. — № 12. — С. 37-39;

64. Шмаук, М. Установка и демонтаж забойного оборудования при разработке мощных угольных пластов / М. Шмаук // Глюкауф – 1978. – №10. – с. 14-20;

65. Шулятьева, Л.И. Пространственно-временное моделирование и организация процессов подготовки запасов угольных шахт / Л.И. Шулятьева

// Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 12. – С.166-181;

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

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

68. Berdine, M.A. Longwall Moves at Twentymile Recovery Mesh System / M.A. Berdine, R. Brandon // 20th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 2001. – pp. 21-25;

69. Brian, E. Use of polymer grids for longwall shield recovery» / E. Brian, E. Travis, R.P. Anderson // 10th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 1991. – pp. 52-58;

70. Burgess, T. Roof Bolter Synthetic Mesh Handling System / T. Burgess, J. Lange, W. Kendall and others // 29th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 2010. – pp. 1-5;

71. Davis, H. New Ways Sought to Move Longwalls / H. Davis // Coal Age. – №7. – 1978;

72. Gearhart, D.F. Ground response as a longwall advances into a backfilled recovery room under low cover // D.F. Gearhart, T.H. Jones, C.S. Compton and others // 33rd International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 2014. – pp. 25-35;

73. Gray, W.J. Ground Control and Safety Considerations During Longwall Recovery / W.J. Gray, M.A. Evanto // 12th International Conference on Ground Control in Mining Proceedings – 1993. – pp. 217-228;

74. Gu, Q. Application of yieldable and cuttable pump crib in longwall recovery room / Q. Gu, J. Popovich, M. Zekas and others // 23rd International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 2004. – pp. 42-47;

75. Hanson, B. Signal Peak Energy Makes Longwall Recovery History / Brad Hanson, Robert Ochsner, Dr. John C. Stankus and others // <http://www.womp-int.com/story/2015vol08/story026.html>;
76. Jingyi, C. A novel backfill material for roof supports in the cut-through entries of longwall mining / C. Jingyi, L. Wenfeng, Z. Peng // *Tehnički vjesnik*. – 2015. – Vol. 22 (1) – pp. 201-208;
77. Kang, H. « Evaluation of the Ground Response of a Pre-driven Longwall Recovery Room Supported by Concrete Cribs» / H. Kang, H. Lv, X. Zhang and others // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. –2016. – Vol. 49 (3) – pp 1025–1040;
78. Karpov, G.N. Determination of rock destressing parameters at the ends of disassembling room / G.N. Karpov, A.D. Smychnik, E.R. Kovalski // *Mining Informational and Analytical Bulletin*. – 2019. – № 8. –pp. 95-107;
79. Kazanin, O.I. Assessment of the influence of the first established and identification of critical steps in main roof caving / O.I. Kazanin, A.A. Sidorenko, E.A. Vinogradov // *ARPJ Journal of Engineering and Applied Sciences*. – 2018. – Vol. 13. – No 10. – P. 3350-3354;
80. Kazanin, O.I. Analysis of the methods of calculating the main roof-caving increment in mining shallow coal seams with long breaking faces. / O.I. Kazanin, Y.G. Sirenko, A.A. Sidorenko // *ARPJ Journal of Engineering and Applied Sciences*. – 2019. – Vol. 14 (3). – pp. 732 – 736;
81. Listak, J.M. Front abutment effects on supplemental support in predriven longwall equipment recovery rooms / J.M. Listak, E.R. Bauer // *Proceedings of the 30th U.S. Symposium, Morgantown*. – 1989. – pp. 809-816;
82. Oldham, R.L. Void Fill Techniques for Stabilizing Roof Conditions During Longwall Shield Recovery / R.L. Oldham, C. Dickerson, and others / *34th International Conference on Ground Control in Mining Proceedings, Morgantown*. – 2015. – pp. 112-115;
83. Oyler, D. International Experience with Longwall Mining into Pre-driven Rooms / D. Oyler, D. Frith, D. R. Dolinar, and others / *Proceedings 17th*

International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 1998. – pp. 44-53.

84. Peng, S.S. Longwall Mining: Second edition. Wiley. – 2006. – 636 p;

85. Sidorenko, A. A. Numerical modelling of multiple-seam coal mining at the Taldinskaya-Zapadnaya-2 mine / A.A. Sidorenko, S.A. Sidorenko, V.V. Ivanov // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. – 2021. – Vol. 19 (5). – pp. 568-574;

86. Smyth, J. Mining Through In-panel Entries and Full-face Recovery Room Without Standing Support at U.S. Steel Mine 50 / J. Smyth, J. Stankus, Y. Wang and others // 17th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 1998. – pp. 21-30;

87. Stankus, J.C. A Case Study of a Low Overburden Longwall Recovery with Pre-Developed Recovery Entries / J.C. Stankus, X. Li, B. Hanson and others // 33rd International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 2014 – pp. 1-8;

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

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

90. Tadolini, S.C. Pre-driven experimental longwall recovery room under weak roof conditions – design, implementation and evaluation / S.C. Tadolini // 21st International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, W.V. – 2002. – pp. 1-10.

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

92. Tadolini, S.C. Design parameters of roof support systems for pre-driven recovery rooms / S.C. Tadolini, T.M. Barczak // SME Annual Meeting, Denver, Colorado. – 2004 – pp. 1-13;
93. Travis, B.E. Ground control techniques utilizing polymer grid structures / B.E. Travis // 11st International Conference on Ground Control in Mining, Wollongong – 1992 – pp. 407-413;
94. Travis, B.E. Utilization of Polymer Grid Structures in Shield Recovery Operations / B.E. Travis // 12th International Conference on Ground Control in Mining Proceedings, Morgantown – 1993 – pp. 229-236;
95. Wang, B. Surrounding rock deformation and stress evolution in pre-driven longwall recovery rooms at the end of mining stage / B. Wang, F. Dang, W. Chao, Y. Miao, J. Li / International Journal of Coal Science & Technology – 2019. – no 6 – pp. 536-546;
96. Wang, S. Characteristics and Control of Mining Induced Fractures above Longwall Mines Using Backfilling / S. Wang, L. Ma / Energies – 2019. – no 12;
97. World mining equipment. New York, N.Y.: Technical Pub. Co. – 1991 – no. 12. – pp. 14-17;
98. Wynne, T. Design, Monitoring and Evaluation of a Pre-driven Longwall Recovery Room / T. Wynne, J.C. Stankus, S. Guo and others // 12th International Conference on Ground Control in Mining Proceedings, Morgantown. – 1993 – pp. 205-215;
99. Zhang, P. Bi-directional shield recovery in a wide face longwall move with a pre-driven recovery room under weak roof conditions / P. Zhang, K. Beck, M. Mishra and others // 26th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 2004 – pp. 152-159;
100. Zhang, P. Evaluation of Support and Ground Response as Longwall Face Advances into and Widens Pre-Driven Recovery Room / P. Zhang // 26th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown. – 2004 – pp. 160-172;



101. Zhiyi, Zh. Stability Control of the Equipment Recovery Passage in a Fully Mechanized Longwall Mining: Case Study. / Zh. Zhiyi, H. Chen, D. Li, Zh. Zhang // Geotechnical and Geological Engineering. – 2021 – no. 39 – pp. 799-813;

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

103. Zuev, B. Yu. Application prospects for models of equivalent materials in studies of geomechanical processes in underground mining of solid minerals / B.Yu Zuev, V.P. Zubov, A.S. Fedorov / Eurasian mining. – 2019. – №1. – pp. 8-12.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А

### Акт о внедрении результатов диссертации

Заместитель генерального директора по  
развитию ООО «СПб-Гипрошахт»  
Липницкий Н.А.

  
Дата «25» мая 2022 г.



#### СПРАВКА

об использовании результатов  
кандидатской диссертации  
Носова Александра Алексеевича  
по научной специальности 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и  
строительная)

Комиссия рабочая в составе:

Председатель:

- технический директор Подосенов Александр Александрович, к.т.н.;

Члены комиссии:

- начальник горного отдела Степанов Евгений Сергеевич;
- главный специалист горного отдела Архипов Игорь Викторович;

составили настоящую справку о том, что результаты диссертации на тему «Обоснование параметров технологии демонтажа очистных комплексов при разработке пологих угольных пластов с неустойчивыми породами непосредственной кровли», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, приняты к сведению в ООО «СПб-Гипрошахт» как альтернативный способ формирования демонтажных камер при разработке проектной документации на различных стадиях.

Использование указанных результатов предположительно позволит:

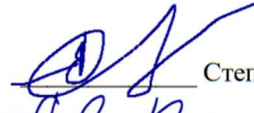
- оптимизировать сроки демонтажа очистных комплексов;
- повысить производительность предприятия;
- повысить безопасность труда горнорабочих.

**Председатель комиссии**

Технический директор  Подосенов А.А., к.т.н.

**Члены комиссии:**

Начальник горного отдела

 Степанов Е.С.;

Главный специалист горного отдела

 Архипов И.В.

## ПРИЛОЖЕНИЕ Б

## Патент на способ формирования демонтажной камеры

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



ПАТЕНТ

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

№ 2743162

СПОСОБ ФОРМИРОВАНИЯ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ  
ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Патентообладатель: *федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет» (RU)*

Авторы: *Карнов Григорий Николаевич (RU), Ковальский Евгений Ростиславович (RU), Носов Александр Алексеевич (RU)*

Заявка № 2020133711

Приоритет изобретения 14 октября 2020 г.

Дата государственной регистрации в

Государственном реестре изобретений

Российской Федерации 15 февраля 2021 г.

Срок действия исключительного права

на изобретение истекает 14 октября 2040 г.



Руководитель Федеральной службы  
по интеллектуальной собственности

*Г.И. Ивлиев* Г.И. Ивлиев



## ПРИЛОЖЕНИЕ В

## Свидетельство о государственной регистрации программы на ЭВМ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



## СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2021614024

Программа для расчета параметров крепления  
демонтажной камеры, формируемой очистным  
механизированным комплексом

Правообладатель: *федеральное государственное бюджетное  
образовательное учреждение высшего образования  
«Санкт-Петербургский горный университет» (RU)*

Авторы: *Сидоренко Андрей Александрович (RU), Карпов  
Григорий Николаевич (RU), Носов Александр Алексеевич  
(RU)*

Заявка № 2021612803

Дата поступления 10 марта 2021 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ 18 марта 2021 г.



Руководитель Федеральной службы  
по интеллектуальной собственности

Г.П. Ивлиев