

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Кузбасский государственный технический университет  
имени Т. Ф. Горбачева».

На правах рукописи

**ЗОРКОВ ДАНИЛ ВИКТОРОВИЧ**

**ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ БЕЗОПАСНОГО  
ВЪЕЗДА ОЧИСТНОГО МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В  
ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПОДГОТОВЛЕННУЮ ДЕМОНТАЖНУЮ  
ВЫРАБОТКУ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

Специальность 25.00.22 – «Геотехнология  
(подземная, открытая и строительная)»

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель:  
доктор технических наук,  
профессор А. А. Ренёв

Кемерово 2016

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
<b>1 ИЗУЧЕННОСТЬ ВОПРОСА ВЪЕЗДА ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПОДГОТОВЛЕННЫЕ ДЕМОНТАЖНЫЕ ВЫРАБОТКИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ.....</b>	<b>9</b>
1.1 Существующие методы демонтажных работ.....	9
1.1.1 Методы формирования демонтажной камеры в процессе ведения очистных работ.....	9
1.1.2 Методы формирования предварительно пройденной демонтажной выработки при помощи проходческого комбайна	13
1.2 Методики расчета нагрузок на крепь и краевые части массива при въезде очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.....	19
1.3 Опыт въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.....	27
1.3.1 Зарубежный опыт въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку и переход передовых выработок.....	27
1.3.2 Отечественный опыт въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.....	40
1.4 Выводы по главе 1.....	54
<b>2 АНАЛИЗ МЕХАНИЗМОВ ОБРУШЕНИЯ КРОВЛИ ПРИ ВЪЕЗДЕ ОЧИСТНОГО МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПОДГОТОВЛЕННУЮ ДЕМОНТАЖНУЮ ВЫРАБОТКУ .....</b>	<b>56</b>
2.1 Характеристики предварительно пройденных демонтажных выработок.....	57
2.2 Многомерный анализ механизмов обрушения кровли.....	63
2.3 Выводы по главе 2.....	64
<b>3 НАТУРНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕС- СОВ В ОКРЕСТНОСТЯХ ПЕРЕДОВОЙ (ДЕМОНТАЖНОЙ) ВЫРАБОТКИ ПРИ ПЕРЕСЕЧЕНИИ ФРОНТОМ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ.....</b>	<b>66</b>
3.1 Натурное исследование смещения и деформации кровли при пересечении очистным забоем диагональной печи на ш. Распадская	66
3.1.1 Проведение натуральных исследований и обработка данных	70
3.1.2 Выводы.....	80
3.2 Исследования физико-механических свойств угля и вмещающих пород в месте заложения передовой выработки.....	81

3.2.1	Отбор образцов пород для физико-механических испытаний.....	81
3.2.2	Определение плотности образцов вмещающих пород методом гидростатического взвешивания.....	81
3.2.3	Определение коэффициента крепости угля $f$ .....	83
3.2.3.1	Определение коэффициента крепости угля $f$ методом толчения (метод М. М. Протодяконова).....	83
3.2.3.2	Определение коэффициента крепости угля $f$ методом уплотнения угольной мелочи.....	86
3.2.4	Определение прочности и деформационных свойств горных пород.....	88
3.2.5	Определение модуля упругости $E_y$ горной породы вдавливанием сферических инденторов в образцы неправильной формы.....	92
3.2.6	Выводы .....	93
4	МОДЕЛЬ ВЪЕЗДА ОЧИСТНОГО МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПРОЙДЕННУЮ ДЕМОНТАЖНУЮ ВЫРАБОТКУ.....	96
4.1	Процесс формирования напряженно деформированного состояния в окрестности предварительно пройденной демонтажной выработки.....	96
4.2	Определение ожидаемой нагрузки на крепь, установленную в демонтажной выработке.....	102
4.3	Определение ожидаемой нагрузки на секции механизированной крепи и стационарную (пассивную) крепь, установленную в демонтажной выработке при въезде очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.....	109
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	137
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	139

## ВВЕДЕНИЕ

*Актуальность работы.* В России объём добычи угля подземным способом ежегодно растёт и приближается к отметке 105,3 млн. т в год. Порядка 90 % угля, добываемого подземным способом, приходится на системы разработки длинными столбами по простиранию или падению. Преимущество этих систем заключается в возможности использования комплексно-механизированных забоев. Эффективное использование комплексно-механизированного забоя зависит от многих факторов, в частности, от продолжительности монтажно-демонтажных и наладочных работ. Ежегодно в России выполняется около полусотни монтажей и почти столько же демонтажей оборудования очистных механизированных комплексов. Ремонт механизированного комплекса из одного выемочного столба в другой происходит примерно один раз в год. Продолжительность демонтажных работ составляет от двух недель до полутора месяцев.

Для России, по состоянию на 2015 г., среднесуточная нагрузка на комплексно-механизированной очистной забой составляет 4267 т/сут., а для крупных угольных компаний, таких как ОАО «СУЭК-Кузбасс», достигает 8895 т/сут. Остановка очистного забоя только на одни сутки влечет за собой убытки порядка 4–8 млн. рублей. Кроме того, работы по демонтажу механизированных комплексов и другого технологического оборудования лав на действующих шахтах отличаются значительной сложностью, трудоемкостью и стоимостью что, само по себе, повышает затраты на подготовку и оснащение комплексно-механизированных очистных забоев. Поэтому, для снижения стоимости демонтажных работ и более эффективного использования механизированных комплексов, необходим научно обоснованный механизм ускорения этих работ, поскольку, сокращение продолжительности последних увеличивает время производительной работы механизированных комплексов.

Мировыми тенденциями на пути увеличения эффективности очистных работ являются два направления. Первое нацелено на увеличение длины и

ширины выемочного столба и снижения, тем самым, количества монтажно-демонтажных работ. Второе направление нацелено на применение различных методов и технологий для сокращения времени монтажно-демонтажных работ. Согласно мировому опыту одним из наиболее эффективных методов снижения времени монтажно-демонтажных работ является метод с использованием предварительно пройденной демонтажной выработки. Однако, как показывает опыт применения этого метода, около 25 % въездов очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку были аварийными.

В связи с этим назрела необходимость исследования условий ведения очистных работ с целью выявления причин аварий при использовании этого метода демонтажных работ. На основе исследования физико-механических характеристик угля и вмещающих пород, геомеханических процессов в окрестностях демонтажной выработки при въезде в неё очистного механизированного комплекса, разработать рекомендации и предложения по проведению демонтажной выработки, схеме крепления и технологическим параметрам въезда.

***Цель работы*** – разработка и обоснование технологических параметров безопасного въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.

***Основная идея работы*** состоит в использовании закономерностей перераспределения напряжённо-деформированного состояния массива при движении очистного механизированного комплекса на передовую выработку для обоснования технологических параметров въезда.

***Задачи исследования:***

– установить причины и механизмы обрушения кровли в передовой демонтажной выработке при въезде в неё очистного механизированного комплекса;

– установить закономерности перераспределения напряженно-деформированного состояния углепородного массива при въезде очистного

механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку;

– обосновать технологические параметры безопасного въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.

**Методы исследования.** Используется комплекс методов, включающий в себя:

- анализ и обобщение литературных данных по рассматриваемой проблеме;
- натурные эксперименты;
- математическое моделирование;
- статистическую обработку результатов экспериментального исследования.

**Объект исследования:**

– область углепородного массива выемочного столба в зоне въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.

**Научные положения,** защищаемые автором:

– аварийные въезды очистного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку локализованы в двух диапазонах глубин: от 50 до 300 м и свыше 600 м, причём, в первом диапазоне аварии происходят только в условиях трудноуправляемой кровли, а во втором – в условиях среднеуправляемой и трудноуправляемой кровли;

– зона активного влияния очистного забоя на передовую демонтажную выработку начинается с расстояния равным  $0,9L_{од}$  от ширины зоны опорного давления впереди очистного забоя  $L_{од}$ , а степень влияния выражается степенной зависимостью и достигает максимальных значений при критическом размере ограждающего целика, равным полусумме расстояний до максимумов опорного давления от очистного забоя и демонтажной выработки;

– разработанные технологические параметры безаварийного въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку базируются на комплексе мер по управлению

устойчивостью ограждающего целика и кровли демонтажной выработки с использованием анкерной и стационарной крепи.

***Научная новизна работы*** заключается:

– в установлении чередующихся зон аварийных и безаварийных въездов очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку по глубине ведения горных работ при различных типах кровли;

– в установлении закономерностей напряженно-деформированного состояния углепородного массива при въезде очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку, учитывающих механизм обрушения кровли, потерю несущей способности ограждающего целика, ширину демонтажной выработки, конфигурацию стационарной крепи, скорость движения очистного забоя;

– в разработке параметров безопасного въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.

***Достоверность научных результатов*** обеспечивается представительным объёмом натурных, лабораторных и аналитических исследований, сходимостью теоретических и экспериментальных данных.

***Личный вклад автора*** заключается в:

– обобщении и анализе отечественного и зарубежного опыта применения технологии въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную выработку;

– анализе причин и механизмов обрушения кровли в передовой демонтажной выработке;

– проведении натурных и лабораторных экспериментов;

– оценке результатов исследований;

– разработке математической модели для установления технологических параметров въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.

**Научное значение работы** состоит в разработке и обосновании параметров безопасного въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.

**Практическая ценность работы** заключается в том, что результаты выполненных исследований позволяют рассчитать технологические параметры въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку и обеспечить его безаварийность.

**Реализация работы.** Положения, разработанные в диссертации, были реализованы в методических указаниях по выбору технологических параметров въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку, Кемерово, 2015 г.

**Апробация работы.** Основные положения диссертационной работы докладывались на научно-практической конференции «Экспо-Уголь», Кемерово, 2007г., на VII Международной научно-практической конференции «Безопасность жизнедеятельности предприятий в промышленно развитых регионах», Кемерово, 2007 г., на межрегиональной научно-практической конференции «Системный подход к созданию высокоэффективных угледобывающих предприятий с использованием наукоемких технологий», Киселевск, 2008 г., на Международной научно-практической конференции «Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды», Новосибирск, ИГД СО РАН, 2009 г., на межрегиональной научно-практической конференции «Первые Чинакаловские чтения», Кемерово, ИГД СО РАН, 2011 г., на Международном научном симпозиуме «Неделя горняка», Москва, МИСиС 2015 г., на Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов, докторантов и преподавателей «Россия Молодая», Кемерово, КузГТУ 2008-2015 гг.

**Публикации.** По теме диссертации опубликовано 9 печатных работ, в том числе 2 – в изданиях, рекомендованных ВАК РФ.

**Объем работы.** Диссертация состоит из введения, 4 глав, заключения, изложена на 148 страницах машинописного текста и содержит 65 рисунков, 12 таблиц, список литературы из 107 наименований.

# **1 ИЗУЧЕННОСТЬ ВОПРОСА ВЪЕЗДА ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПОДГОТОВЛЕННЫЕ ДЕМОНТАЖНЫЕ ВЫРАБОТКИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

## **1.1 Существующие методы демонтажных работ**

В данный момент в мировой и отечественной угольной промышленности сложилась ситуация, когда в крупных угледобывающих компаниях и даже в отдельных угледобывающих предприятиях (шахтах) одновременно используются несколько методов демонтажа очистного механизированного комплекса (ОМК). Это явление наблюдается достаточно давно и связано с необходимостью обеспечения безопасности демонтажных работ и желанием угледобывающих компаний и отдельных шахт уменьшить временные, трудовые и финансовые затраты на демонтаж ОМК. Эти обстоятельства толкают их на поиск оптимальных технологических решений по демонтажу ОМК в конкретных горно-геологических условиях угледобычи.

Существующие методы демонтажных работ можно укрупнённо разделить на два основных:

- метод формирования демонтажной камеры в процессе ведения очистных работ;
- метод формирования предварительно пройденной демонтажной выработки при помощи проходческого комбайна.

### **1.1.1 Методы формирования демонтажной камеры в процессе ведения очистных работ**

Метод формирования демонтажной камеры в процессе ведения очистных работ для отечественной угольной промышленности является самым распространённым. На многих угледобывающих предприятиях он относится к

«традиционным» методам демонтажа ОМК. Этот метод достаточно консервативен и лишь относительно недавно был усовершенствован применением новых крепёжных материалов (геотекстиль) [3, 18, 37, 50]. Из-за технологических особенностей существенным недостатком данного метода является время демонтажа ОМК, в некоторых случаях оно составляет 60 суток и более.

Перемещение лавного оборудования из отработанного выемочного столба в подготавливаемый выемочный столб (перемонтаж очистного оборудования) всегда являлся процессом, требующим тщательной инженерной проработки и планирования. «Традиционные» методы формирования демонтажной камеры при помощи очистного комбайна и выкладыванием (заведением) над секциями крепи металлической сетки или деревянного бруса требуют выполнения подготовительных мероприятий за 12–14 стружек до остановки забоя в заранее определенной точке (рис. 1.1). При выемке каждой стружки над козырьками крепей (1) может выкладываться сваренная стальная решетка или проволочная сетка, или деревянный брус (6). Сетка (брус) укладывается таким образом, чтобы она была над демонтируемыми крепями вплоть до места остановки очистного забоя. Выбранный крепежный материал обычно крепится анкерами на всю длину забоя. Последние 2,5–3 м уголь извлекается без передвижки крепей. Этот участок подготавливается для демонтажа крепей путем перетяжки кровли сваренной стальной решеткой или проволочной сеткой и их закрепления при помощи анкеров. В большинстве случаев для этих целей используют ручное буровое оборудование или специализированные буровые установки (4) с одним исполнительным органом. Продолжительность циклов по установке сетки и анкеров может изменяться от операции к операции и зависит от характеристик непосредственной кровли. Опыт демонтажа очистного оборудования традиционным методом показал, что слабые кровли должны быть основательно закреплены проволочной сеткой и длинными канатными анкерами для контроля ситуации и безопасного извлечения оборудования очистного забоя.

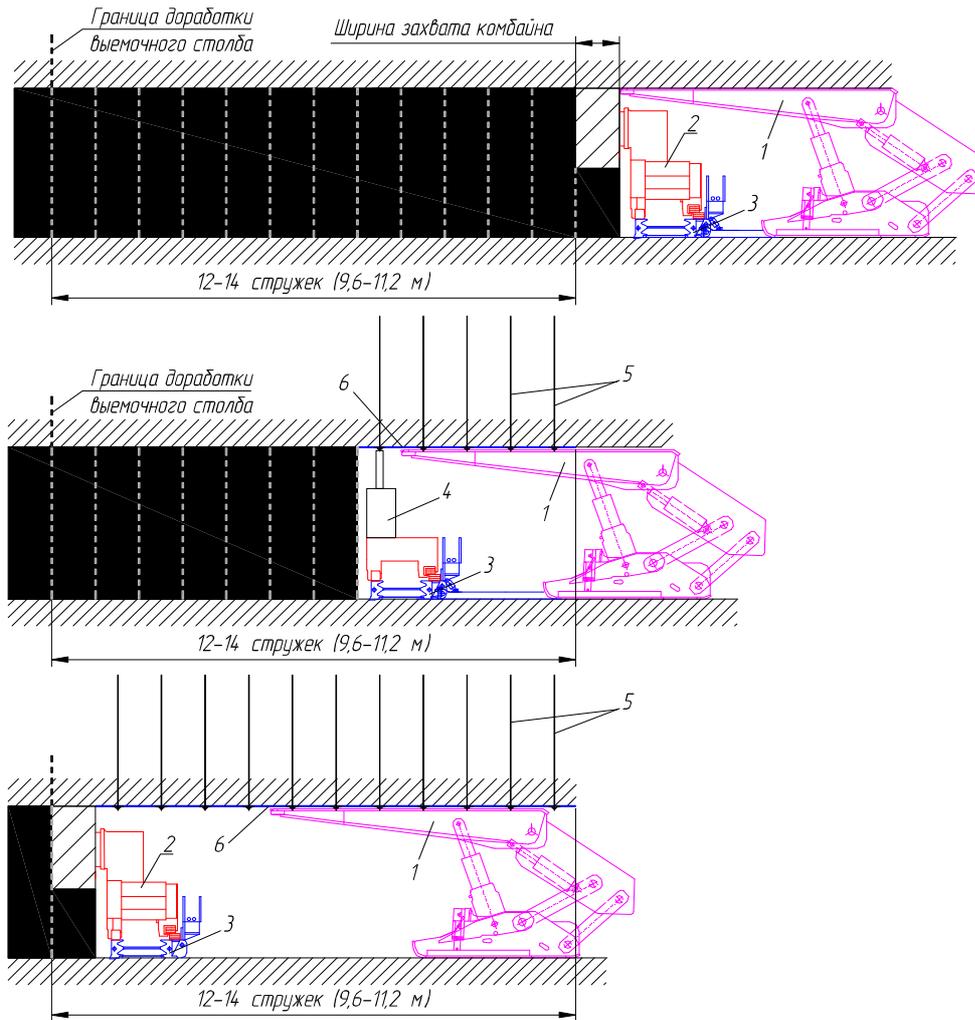


Рисунок 1.1 – Метод формирования демонтажной камеры при помощи очистного комбайна и выкладыванием (заведением) над секциями крепи металлической сетки или деревянного бруса: 1 – секции механизированной крепи; 2 – очистной комбайн; 3 – лавный привод; 4 – буровой станок; 5 – анкера; 6 – металлическая решётка, сетка или деревянный брус

Относительно недавно процесс демонтажа очистного оборудования усовершенствовался (рис. 1.2), что связано с внедрением тканевых геотекстильных материалов.

Геотекстильный материал представляет собой высокопрочную сетку и обычно поставляется в виде одного цельного куска, который закрывает всю демонтажную зону. Тканевый материал доставляется к очистному забою в рулоне и транспортируется из вентиляционного штрека в забой при помощи призабойного конвейера. Он подвешивается на козырьках крепей и разматывается

на 7,5–12 м так, чтобы остаться позади механизированной крепи при движении забоя. В месте остановки очистного забоя тканевый материал крепится на анкера к кровле с использованием оборудования и технологий, аналогичных предыдущему (традиционному) методу демонтажа.

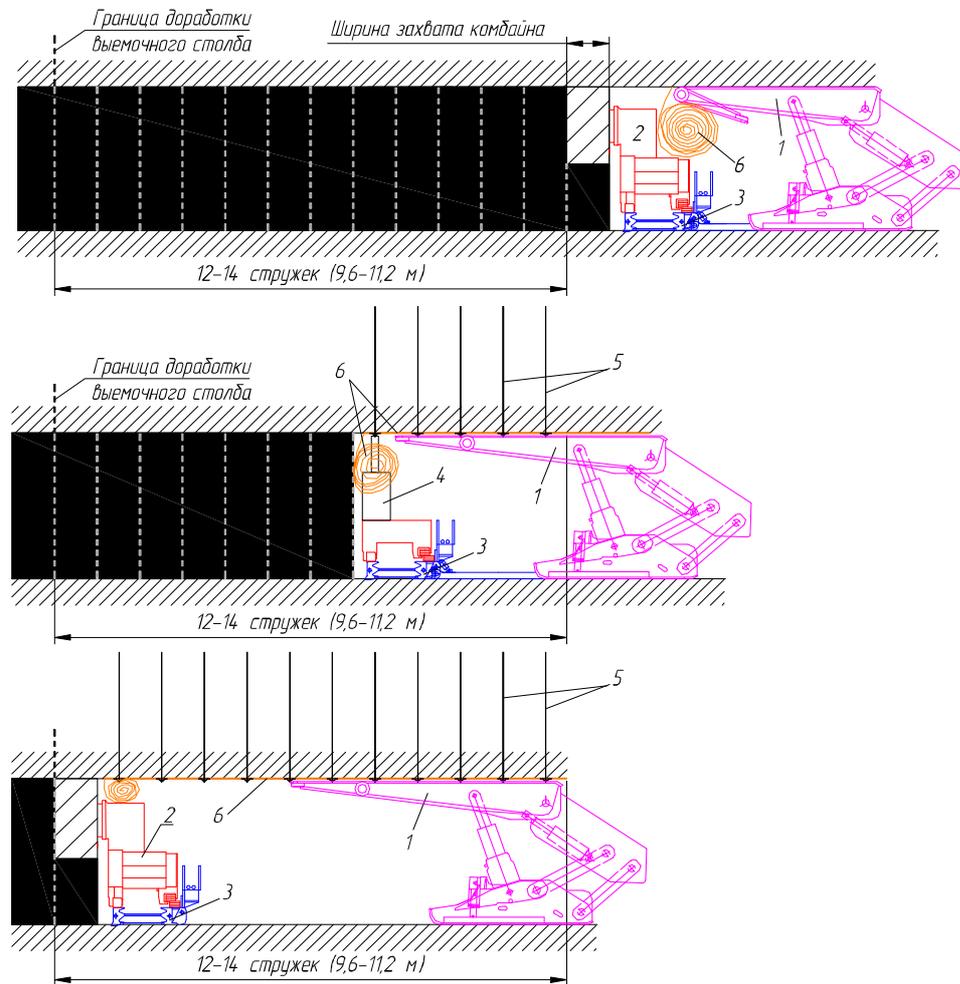


Рисунок 1.2 – Метод формирования демонтажной камеры при помощи очистного комбайна и выкладыванием (заведением) над секциями крепи геотекстильного материала: 1 – секции механизированной крепи; 2 – очистной комбайн; 3 – лавный привод; 4 – буровой станок; 5 – анкера; 6 – геотекстильный материал

Несмотря на то, что эти действия направлены на снижение рисков обрушения слабой породы и предотвращения попадания отколовшейся породы в зону демонтажа, они замедляют темпы движения забоя, сокращая интенсивность добычи угля и, что более важно, не ликвидируют все риски обрушения слабой кровли в процессе демонтажа оборудования. После начала демонтажа оборудования забоя для укрепления камеры и безопасного ведения работ может

потребуется дополнительное усиление крепи с помощью анкеров, костров, металлических балок и стоек, а в некоторых случаях даже закачка полиуретана. Часто доступ в зону обрушения ограничен, что делает доставку и установку дополнительных усиливающих крепёжных материалов сложными и потенциально опасными.

### **1.1.2 Методы формирования предварительно пройденной демонтажной выработки при помощи проходческого комбайна**

В качестве альтернативного метода (рис. 1.3) при демонтаже очистного оборудования шахты начали использовать предварительно пройденные демонтажные выработки [16, 38, 27]. При использовании этого метода выработка проходится и крепится заранее таким образом, чтобы необходимое количество стационарной (костры, тумбы) и анкерной крепи [23, 33-36, 39-43, 53,56,83] могло быть установлено до приближения очистного забоя. Основным преимуществом данного метода является то, что крепь устанавливается в обычных горных условиях под защитой временной крепи. Временная крепь минимизирует риск нахождения шахтёров в опасной зоне. Предварительно подготовленная демонтажная выработка также позволяет установить и усилить крепь до появления влияния на неё опережающего опорного давления от движущегося очистного забоя. Учитывая тот факт, что на предварительно подготовленную выработку не действует опережающее опорное давление очистного забоя, в отличие от «традиционных» методов демонтажа очистного оборудования, это существенно увеличивает безопасность работ, качество установленной крепи и интенсивность добычи угля очистным забоем перед демонтажными работами.

Одиночные предварительно пройденные демонтажные выработки (рис. 1.4) используются на шахтах с хорошими горнотехническими условиями – там, где порода не обводнена и устойчива и где отсутствуют концентрации напряжения, вызванные как напряжениями в самом пласте, так и напряжениями, вызванными вышележащими пластами.

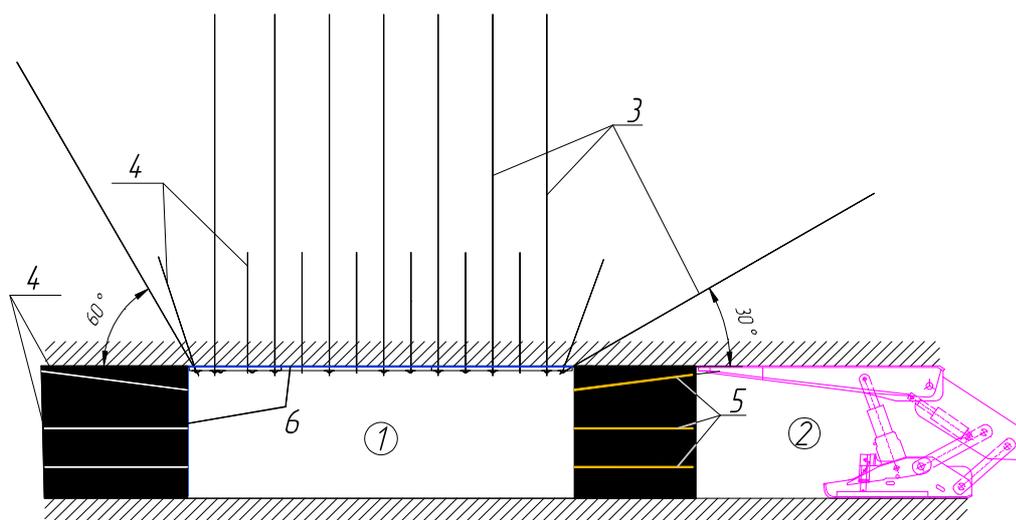


Рисунок 1.3 – Метод демонтажа с использованием предварительно подготовленной демонтажной выработки: 1 – демонтажная выработка; 2 – очистной забой; 3 – канатный анкер; 4 – сталеполимерные анкера; 5 – деревянные анкера; 6 – металлическая решётка или сетка

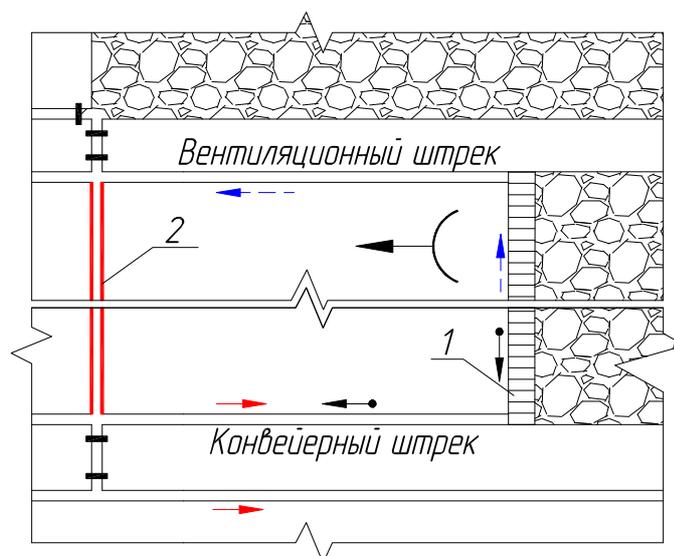


Рисунок 1.4 – Схема заложения одиночной предварительно подготовленной демонтажной выработки: 1 – очистной забой; 2 – одиночная демонтажная выработка

На успешность проведения работ влияет множество факторов, но одним из основных условий является въезд в демонтажную выработку как можно в более короткий срок и без остановок. Большая часть обрушений предварительно пройденных демонтажных выработок была связана с замедлением темпов очистных работ. Как только забой достиг демонтажной зоны (ограждающий целик теряет несущую способность) очень важно обеспечить подвигание забоя с

максимально возможной скоростью. Большинство обрушений связано именно с замедлением темпов работ на данном этапе. Особенно это касается тех случаев, когда в выработке не устанавливается пассивная (стационарная) крепь. Однако, пассивная (стационарная) крепь должна быть спроектирована с целью обеспечения высокой устойчивости. Эта крепь не должна являться причиной остановок комбайна, забойного или ленточного конвейера по мере входа забоя в демонтажную зону.

Именно по этой причине в США не очень широко применяются гибридные методы перемонтажа (небольшая предварительно пройденная демонтажная выработка в конечной позиции плюс анкерное крепление кровли по мере подхода забоя к демонтажной зоне). Хотя ширина выработки небольшая, она подвергается действию опережающего опорного давления в течение достаточно долгого времени при креплении во время последних стружек. Многие из таких выработок обрушились во время анкерования кровли из-за низких темпов подвигания забоя и, связанным с этим, постепенным распространением опережающего опорного давления.

В целом, более безопасным считается использование либо широкой демонтажной выработки и вход в нее на высокой скорости без замедления темпов для установки анкерной крепи, либо традиционное формирование демонтажной камеры с анкерным креплением кровли.

Традиционное формирование демонтажной камеры с анкерным креплением кровли занимает более длительное время, но кардинально отличается от гибридного метода, так как не приходится переезжать ограждающий целик. Опорное давление впереди забоя оказывается приложенным к массиву угля, который находится в напряженном состоянии. В этой ситуации поведение массива отличается коренным образом.

В некоторых случаях, с учетом медленного входа очистного забоя в окончательное положение, и при установке анкерной крепи во время последних выемочных циклов, производилось заполнение твердеющей закладкой предварительно пройденных узких демонтажных выработок. При этом полное

крепление демонтажной выработки, включая закачку смолы на всех слабых участках, нужно закончить до заполнения выработки. Заполнение должно производиться до кровли выработки и должно иметь достаточную прочность и жесткость для противостояния действию опережающего опорного давления на ограждающий целик, заполненную выработку и при переходе его на опорный целик. Это подтверждается очень высокими нагрузками, действующими на предварительно пройденную демонтажную выработку. Вероятно, что интенсивность нагрузки увеличивается в случае узких предварительно пройденных демонтажных выработок, поскольку они будут подвержены воздействию высоких поперечных нагрузок по обеим сторонам по мере приближения очистного забоя.

Распространенная практика в случае применения предварительно пройденных демонтажных выработок:

- Формирование широкой, надежно закрепленной демонтажной выработки и въезд в нее на полной скорости;
- Установка двух рядов цементных стоек нагнетаемого типа (диаметром 1,2–1,8 м) по всей демонтажной выработке. Обычно общее число стоек составляет более 200;
- Использование нескольких въездов в демонтажную выработку из параллельно пройденной выработки для извлечения оборудования и сокращения продолжительности обнажения кровли демонтажной выработки;
- Въезд в демонтажную выработку под углом (обычно до 7°) с опережением сопряжения с конвейерным штреком с тем, чтобы возможные обрушения кровли возникали только на одном участке, а не вдоль всего забоя.

Основными проблемами являются:

- Обрушения кровли на отдельных участках;
- Массивное зависание участков кровли;
- Пучение почвы по мере подхода забоя к демонтажной выработке.

Наиболее сложная ситуация возникает, когда разрушается внутренний целик между забоем и демонтажной выработкой, а очистной комплекс не может осуществить въезд в предварительно пройденную выработку. Когда это происходит, непосредственная кровля, расположенная над угольным целиком, оказывается в основном незакрепленной, что может вызвать разрушение кровли от очистного забоя до дальнего борта демонтажной выработки в случае, если не была установлена прочная пассивная крепь. Даже тогда возможно обрушение кровли до первого ряда стоек пассивной (стационарной) крепи.

Если происходит разрушение внутренних анкеров, канатных анкеров и любых видов поддерживающей крепи (бетонные костры, деревянные костры, стойки и т.д.), то на опорный целик со стороны выработанного пространства будет действовать большая нагрузка, в результате чего может сформироваться новая линия разрыва из-за роста сдвиговых нагрузок и вызванной ими упругой деформации в районе линии опорного целика. Возможно обрушение всей непосредственной кровли, что делает демонтаж оборудования более долгим, опасным и, в некоторых случаях, невозможным.

Качество анкерной крепи должно обеспечивать крепление кровли во время проходки выработки, однако, во время демонтажа для обеспечения устойчивости кровли необходимо использовать канатные анкера, устанавливаемые как вертикально, так и под углом, позволяющие кровле образовать балку между соседними элементами стационарной крепи (кострами и стойками нагнетаемого типа).

Стационарная крепь важна для обеспечения контроля состояния кровли во время въезда лавы в демонтажную выработку. При этом для контроля состояния кровли обычно недостаточно установки стационарной крепи с низкими прочностными характеристиками. Для этой крепи можно использовать облегченные цементные растворы, в то время как костры из круглого невысушенного леса не обеспечивают достаточного уровня крепления.

Некоторые кузбасские шахты используют две узкие демонтажные выработки (рис. 1.5), разделенные узким целиком, рассчитанным на проседание.

Такой целик шириной 3–4 м используется вместо костров и бетонных колонн нагнетаемого типа, применяемых на шахтах США и Австралии.

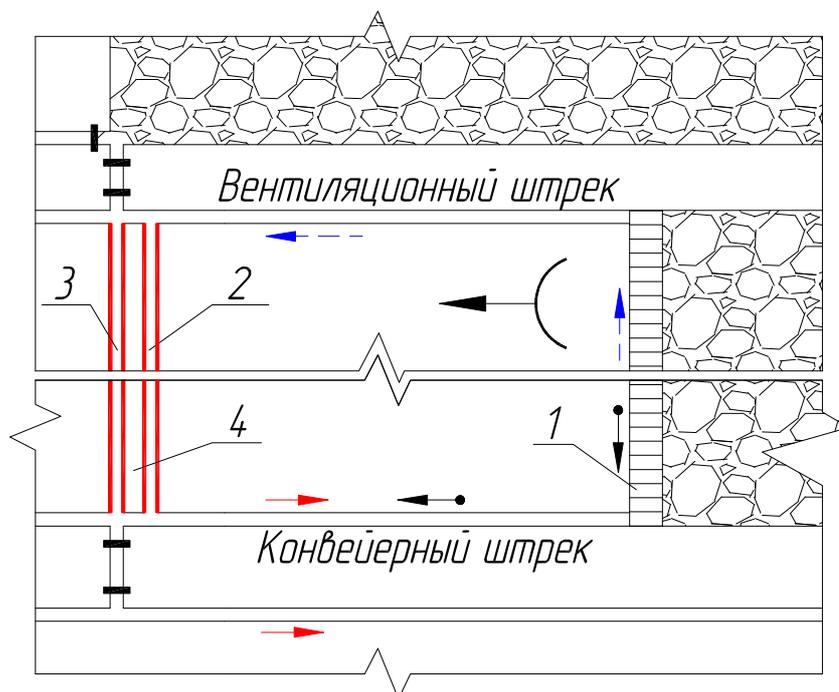


Рисунок 1.5 – Схема заложения двух параллельных предварительно подготовленных демонтажных выработок: 1 – очистной забой; 2 – демонтажная выработка №1; 3 – демонтажная выработка №2; 4 – целик между демонтажными выработками

Данный способ успешно применялся в ряде случаев, что подтверждает российский и зарубежный опыт использования предварительно пройденных выработок. Однако в некоторых случаях въезды в такие выработки оказывались аварийными.

Данный способ не должен применяться на участках с нарушениями или обводненных участках. Также его использование невозможно на большой глубине. Чем глубже расположены участки ведения горных работ, тем больше вертикальное давление в зоне действия опережающего опорного давления впереди по ходу лавы. Следовательно, «целик» между очистным забоем и предварительно пройденной демонтажной выработкой начинает проседать раньше. В результате, центральный целик и кровля в обеих выработках подвержены действию высокого давления в течение более длительного времени.

Узкий проседающий целик имеет два существенных отличия от

стационарной крепи (комбинированные костры, колонны нагнетаемого типа):

1. Его прочность ограничена и ею очень сложно управлять, так как фактические размеры целика могут существенно отличаться от проектных значений. Даже небольшое отклонение одной из выработок может оказать большое влияние на ширину и прочность целика;
2. После того как давление на целик достигает его предела прочности, он имеет низкую жесткость, ограниченную несущую способность и очень низкое сопротивление.

Также имеется ряд важных эксплуатационных отличий. В тех случаях, когда используется центральный целик, отсутствует возможность анкерного крепления или установки сетки на участок кровли, расположенный над ним. Он может быть частично закреплен канатными анкерами, установленными под углом, при этом возникает риск разрушения непосредственной кровли при разрушении или выемке целика.

Одной из главных проблем применения данного способа является то, что проседание первой выработки или целика обычно делает невозможной установку пассивной стационарной крепи в главной демонтажной выработке. Единственным вариантом является максимальное увеличение темпов очистной выемки в надежде на то, что кровля не обрушится.

## **1.2 Методики расчета нагрузок на крепь и краевые части массива при въезде очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку**

Проблема с определением технологических параметров демонтажа очистного механизированного комплекса появилась в 60-х годах 20 века с момента массового внедрения очистных механизированных комплексов в угольной промышленности [29].

Геомеханическая составляющая этого процесса опирается на более ранние исследования. В развитии геомеханики и управления состоянием массива горных пород можно выделить несколько этапов [15].

Первый этап характерен решением частных задач управления горным давлением в очистных выработках, охраны и поддержания подготовительных выработок, сдвигения горных пород и др. Общим для разработанных в этот период способов и средств управления геомеханическим состоянием был пассивный режим взаимодействия с выходом на рабочие параметры сопротивления при значительных деформациях и потерей естественной несущей способности массива. В этот период доминировали эмпирические методы познания.

Второй этап развития связан с разработкой активных способов управления напряженно-деформированным состоянием и физико-механическими свойствами на базе комплекса разгрузочно-упрочняющих мероприятий, взрыво-гидравлического метода, опережающей надработки (подработки) и др. Здесь получили большое развитие методы физического моделирования на эквивалентных материалах.

В настоящее время (третий этап) развитие горной геомеханики связано с созданием единой теории эволюции напряженно-деформированного состояния, образования областей предельного равновесия, разгрузки и сдвигения горного массива при техногенных возмущениях на базе современных аналитических методов, методов математического моделирования и широкого использования инструментальных геолого-геофизических, гидрогеологических и маркшейдерских наблюдений.

Аналитическое описание поведения геологической среды в условиях множества одновременно действующих факторов не всегда способно дать надежные инженерные решения. В то же время системный подход в изучении эволюции среды с ее ритмами динамики свойств и состояния определяет перспективы геомеханики в будущем как основы для создания условий эффективной и безопасной эксплуатации недр и освоения подземного пространства в целом.

В области геомеханики выполнены и выполняются большие исследования у нас в стране и за рубежом. Большой вклад в решение геомеханических задач

внесли следующие крупные ученые: М. М. Протодяконов [45-48], А. Н. Динник [21, 22], Л. Д. Шевяков [15], С. Г. Авершин [15], Г. Н. Кузнецов [15], П. М. Цимбаревич [62, 63], В.Д. Слесарев [55, 54], Б. И. Бокий [15], К. В. Руппенейт [52], Г. Л. Фисенко [15], И.М. Петухов [49], , А. А. Борисов [4-10, 59], П. В. Егоров [15], Г. Г. Штумпф [15], А. А. Ренев [15, 33], Г. Н. Савин [21], Э. В. Каспарьян [15], Е. И. Шемякин [15], Г. И. Баренблат [15], С. Г. Лехницкий [15], Р. Феннер [60], А. Лабасс [15], О. Якоби [15] и др.

Глубокую оценку эмпирических и полуэмпирических методов геомеханики дал в своих работах А. А. Борисов [8,10,59]. Эти методы основаны на гипотезе свода. Гипотеза свода и на современном этапе развития горной науки является актуальной и находит отражения в работах современных авторов [16, 23, 33-36, 39-42, 53, 56, 83].

Сущность гипотезы свода в ее современном толковании состоит в следующем. Над выработкой, проведенной в толще любых горных пород (за исключением плывунов) на любой глубине, образуется свод давления, который воспринимает на себя вес вышележащей толщи пород, разгружая крепь выработки. Максимальная нагрузка на крепь определяется весом пород внутри свода, называемого ядром свода или сводом давления. Действие всего веса толщи пород до поверхности передается пятнами разгружающего свода на массивы горных пород по бокам выработки. В свою очередь, породы боков выработки подобно штампам действуют на породы почвы, выжимая их внутрь выработки. Представление о своде приемлемо лишь в случаях, допускающих замену объемной задачи плоской. В общем случае следует говорить об образовании над выработкой купола.

В основу рассматриваемой гипотезы положен тот факт, что обрушение горных пород в кровле выработок напоминает по форме свод. Вначале гипотеза свода распространялась только на выработки типа штолен и штреков.

Представление о том, что в кровле выработки образуется «род свода», известно уже очень давно [26].

Одна из первых гипотез свода была предложена профессором рижского

политехникума В. Риттером в 1879 г. [90].

В конце XIX и начале XX века в различных странах были проведены экспериментальные и теоретические исследования сводообразования, из которых наибольшую известность получили работы Е. Энгессера (1882 г., Германия) [71], М. Файоля (1886 г., Франция) [72], М. М. Протодяконова (1912 г., Россия) [46, 47, 48]. Позднее гипотезу свода в своих работах продолжали развивать многие отечественные [19, 21, 52, 32] и зарубежные ученые [20, 28, 60, 69, 70, 71, 73, 77-79, 81, 87, 89, 90, 92, 95, 104].

За многие десятки лет гипотеза свода снискала многочисленных сторонников; до последнего времени ею пользуются при строительстве и проектировании метрополитенов и других подземных сооружений.

Гипотеза свода применительно к очистным выработкам вообще, и к лавам пологих пластов в частности, широко распространена в странах западной Европы.

Экспериментальной основой для переноса гипотезы свода на очистные работы явились опыты М. Файоля на моделях, предвосхитившие современные методы моделирования эквивалентными материалами, и в принципе, и по исходным материалам, Файоль визуально изучал на моделях характер зон деформаций и разрушений слоистых пород в кровле очистных выработок при различных условиях залегания угольных пластов и различной их мощности. В результате своих исследований Файоль впервые выдвинул гипотезу свода применительно к очистным выработкам, которая заключалась в том, что в кровле очистных выработок зоны разрушений слоистых пород имеют форму сводов, параметры и ориентировка которых зависят от условий залегания. Эксперименты и заключения Файоля касались лишь качественной стороны явления.

Гипотеза свода применительно к лавам пологих пластов получила свое дальнейшее развитие в работе М. М. Протодяконова [45], который впервые предложил для данных условий расчет давлений на призабойную крепь.

М. М. Протодяконов рассматривал сечение, перпендикулярное забою, и полагал, что образующийся над призабойным пространством разгружающий свод опирается на угольный пласт и на обрушенные породы или закладку; он также

считал, что полоса угля впереди забоя раздавливается на некоторую ширину.

Для расчета нагрузок на призабойную крепь М. М. Протодяконов предлагал следующую формулу:

$$p_x = \frac{\gamma \cdot y_x}{n}, \quad (1.1)$$

где  $\gamma$  – объемный вес породы;

$n$  – число стоек на  $1 \text{ м}^2$  площади кровли;

$$y_x = \frac{a}{f} - \frac{x^2}{a \cdot f}, \quad (1.2)$$

где  $a$  – полупролет свода;

$f$  – коэффициент крепости пород кровли по М. М. Протодяконову;

$x$  – расстояние от рассматриваемой стойки до забоя.

Отсюда

$$p_x = \frac{\gamma(a^2 - x^2)}{n \cdot a \cdot f}. \quad (1.3)$$

Максимальная нагрузка на среднюю стойку при  $x = 0$

$$p_{\max} = \frac{\gamma a}{nf} \cos \alpha, \quad (1.4)$$

где  $\alpha$  – угол падения пласта.

Ширину раздавливаемой полосы угля впереди очистного забоя М. М. Протодяконов предлагал определять из выражения

$$S = 0,26 \cos \alpha \sqrt{\frac{aH}{f}}, \quad (1.5)$$

где  $H$  – глубина ведения горных работ.

Вывод формулы для определения величины  $S$  базируется на произвольных допущениях; сколько-нибудь точное определение величины пролета свода  $2a$  вообще не представляется возможным. Нагрузка на крепь по предлагаемой формуле не зависит от глубины залегания и жесткости крепи, что не соответствует действительности.

Попытка дальнейшего уточнения основных положений гипотезы свода была

предпринята В. Гааком [75]. В отличие от представлений Файоля и М. М. Протодякоиова, В. Гаак распространяет границу ядра свода, освобожденного от напряжений, в породы почвы и предположительно описывает характер распределения напряжений под передней и задней пятнами свода.

Несколько отличные представления о существовании гипотезы свода приведены в работах Г. Шпакелера [96]. Он полагает, что помимо большого свода над призабойным пространством образуется малый свод, который разгружает призабойную крепь даже и в том случае, если большой свод, перекрывающий все выработанное пространство, разрушается при выходе его вершины на земную поверхность.

Наиболее полное изложение качественной стороны гипотезы свода дано Ф. Шпрутом [97].

Гипотеза свода применительно к очистным работам рассматривалась многими другими авторами (Дж. Спендингом, Л. Уокером и др), но в их интерпретации она не отличается принципиально от изложенных выше представлений. Таким образом, гипотеза свода в большей части базируется на предположениях и допущениях, порой совершенно необоснованных. Даже ее сторонники высказываются за необходимость одновременного использования и гипотезы плит, а точнее говоря, гипотезы балок, так как в действительности все исследователи рассматривают плоскую задачу.

Несмотря на наличие ряда произвольных, не доказанных положений, сторонники гипотезы свода считают ее приемлемой для любых выработок, проводимых в любых породах, независимо от их свойств и строения, а также от глубины работ.

Гипотеза свода и методы ее математической интерпретации систематически подвергались резкой критике со стороны многих крупных ученых: А. Н. Динника [21], Д. С. Ростовцева [51], В. Д. Слесарева [54] и др. Слабая сторона этой критики заключалась в том, что она исходила из чисто логических соображений.

На современном этапе исследования (моделирования) геомеханических процессов, происходящих в окрестностях передовой выработки при пересечении

её очистным механизированным комплексом, имеют два основных направления. Первое направление базируется на гипотезе свода, второе на моделировании методом конечных элементов.

Гипотеза свода является основой целого направления исследований (моделирований) осуществленных на шахтах Кузбасса коллективом авторов компании по анкерному креплению ООО «РАНК 2». Наиболее значимыми, являются публикации следующих исследователей: А. С. Позолотина, П. П. Гречишкина, Е. А. Разумова, В. Е. Ануфриева [16, 23, 33-36, 39-42, 53, 56, 83]. Итогом исследования этих авторов стала выработка концепции двухуровневого анкерного крепления широких выработок в зоне влияния очистных работ. Эта концепция нашла отражение в приложении № 5 «Расчет параметров анкерной крепи горных выработок шириной 6–12 метров» и приложении № 6. «Расчет анкерной крепи демонтажных камер» («Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах», утвержденным приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 17 декабря 2013 года N 610). Однако, стоит отметить тот факт, что такой подход к решению задачи крепления предварительно пройденных демонтажных выработок не решает весь круг проблем, возникающих при въезде в неё очистного механизированного комплекса. Это подтверждается неудовлетворительными результатами въезда и перехода передовых выработок на шахтах Кузбасса.

Методика расчета параметров двухуровневой анкерной крепи, предложенная авторами, хоть и базируется на гипотезе свода и работах М. М. Протодяконова, П. М. Цимбаревича, В. В. Орлова [57], однако имеет ряд методических допущений и неточностей. Определяя ожидаемое давление пород свода естественного равновесия на один погонный метр горной выработки со стороны кровли  $P_{ож}$ , используется формула В. В. Орлова (1.6), а для определения  $b_1$  – высоты свода естественного равновесия пород кровли, используется выражение П. М. Цимбаревича (1.7), хотя и тот и другой исследователи имеют собственные выражения на этот случай (1.8) и (1.9).

Ожидаемое давление пород свода естественного равновесия на один погонный метр горной выработки со стороны кровли  $P_{ож}$  В. В. Орлова:

$$P_{ож} = \frac{4}{3} \cdot a \cdot b_1 \cdot \gamma, \quad (1.6)$$

где  $a$  – полупролет выработки с учетом возможного разрушения (отжима угля), м,  $b_1$  – высота свода естественного равновесия пород кровли, м;  $\gamma$  – объемный вес пород непосредственной кровли, т/м<sup>3</sup>.

Высота свода естественного равновесия пород кровли используют по П. М. Цимбаревичу:

$$b_1 = \frac{a}{f_{ср.взв}}, \quad (1.7)$$

где  $f_{ср.взв}$  – средневзвешенный коэффициент крепости пород кровли по проф. М. М. Протодьяконова.

Ожидаемое давление пород свода естественного равновесия на один погонный метр горной выработки со стороны кровли  $P_{ож}$  П. М. Цимбаревича:

$$P_{ож} = 2 \cdot a \cdot b_1 \cdot \gamma. \quad (1.8)$$

Высота свода естественного равновесия пород кровли используют по В. В. Орлову:

$$b_1 = 0,9 \sqrt{H} \frac{a}{f_{ср.взв}}, \quad (1.9)$$

Формулы В. В. Орлова эмпирические и основаны на обследованиях большого количества выработок, находящихся в сложных горно-геологических условиях. Получаемые по формулам В. В. Орлова величины горного давления обычно превышают значения, получаемые по формулам П. М. Цимбаревича [57].

Моделирование геомеханических процессов, происходящих в окрестностях передовой выработки при пересечении её очистным механизированным комплексом методом конечных элементов, широко используется зарубежными исследователями. Для получения корректных данных при моделировании методом конечных элементов необходимым условием является обязательная калибровка модели под конкретные горно-геологические и горнотехнические

условия разработки выемочного столба. Для получения данных калибровки необходимо проведение серии шахтных инструментальных наблюдений в пределах вынимаемого пласта.

Российским исследователем использующий этот метод, является А. М. Никольский [38]. Однако его исследования ориентированы на изучение напряженного состояния вокруг демонтажной выработки, заложенной в массиве пород с труднообрушаемой кровлей, а результатом исследования являются параметры заложения скважин для разупрочнения кровли. Такой результат невозможно перенести на другие горно-геологические условия или получить дополнительные технологические параметры вьезда.

### **1.3 Опыт вьезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку**

#### **1.3.1 Зарубежный опыт вьезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку и переход передовых выработок**

За рубежом значительный вклад в решении вопросов вьезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку и переход передовых выработок внесли следующие ученые Tadolini S. С. [99, 100], Bauer E. R. [64-66, 82], Oyler, D. [86] и др.

Предварительно пройденные демонтажные выработки, а также передовые выработки (разрезные печи), используются на многих шахтах по следующим причинам:

- ускорение демонтажа лавного оборудования после доработки выемочного столба;
- при переходе диагональных печей, при отработке длинных выемочных столбов, используемых для облегчения вентиляции и эвакуации персонала;

- при отработке старых барьерных целиков, которые могут включать сбойки или кроссинги;

- при отработке выемочных столбов, в которых породные включения (дайки) или нарушение, пересекающее его, были извлечены заранее.

Опыт показывает, что с этой процедурой связаны серьезные риски по управлению горным давлением. Имело место несколько серьезных обрушений, при которых на устранение последствий обрушения слабой кровли или значительного давления на механизированные крепи тяжелой основной кровли потребовались недели и даже месяцы. Во время таких происшествий шахтеры были вынуждены работать в очень опасных условиях из-за ограниченности пространства.

Для предотвращения подобных случаев Национальный Институт Техники Безопасности и Охраны Труда (NIOSH) подготовил комплексную базу данных обо всех известных примерах [64-68, 76, 80, 82, 84-86, 88, 91, 93, 94, 98-103, 105-107] того, как длинные забои входили или проходили через предварительно пройденные выработки. Всего были собраны сведения по 130 случаям в 17 шахтах США, Австралии и ЮАР за период с середины 80-х и по настоящий момент. Информация была получена из литературных источников и дополнена данными, полученными в личном общении и из дополнительных шахтных исследований. Для каждого случая были приложены все усилия для получения информации по геологии, размерам предварительно пройденных выработок, установленной крепи и результатам въезда. В таблице 1.1 представлена база данных по зарубежным шахтам и описанным случаям.

Штат Алабама, шахта "А". В последние годы шахта приобрела большой опыт в переходе передовых выработок, в том числе предварительно пройденных демонтажных выработок [76]:

- 18 сбоек, отработанных в очистном забое, длиной 75 м;
- две разведочные выработки длиной 120 м, пройденные поперек выемочного столба;

Таблица параметров, используемых при анализе эффективности въезда ОМК в  
предварительно пройденные демонтажные выработки

Страна	Кол-во дем. выработок	Глубина, м	Рейтинг кровли	Мощность пласта, м	Длина лавы, м	Длина дем. выработки, м	Соппротивление секции мех. крепи, кН	Коеф. усиления плотности <sup>1</sup> МПа*м	Стац. крепь, МПа	Индекс скорости въезда <sup>2</sup>	Результат <sup>3</sup>
США	1	150	40	2,4	244	61	4540	0,37	5,6	Н	1
США	1	150	40	2,4	183	183	4540	0,43	5,6	Н	1
США	1	150	40	2,4	183	183	4540	0,37	4,1	Н	1
США	1	150	40	2,4	183	183	4540	0,37	2,8	Н	1
США	3	168	40	2,9	270	270	7940	0,22	1,5	Н	1
США	3	210	40	2,2	250	250	6350	0,53	1,8	Н	1
США	3	210	40	2,2	305	305	6350	0,29	4,8	Н	1
США	1	220	40	2,2	305	305	6350	0,88	0,0	Н	3
США	1	220	40	2,2	305	305	6350	0,72	1,8	М	1
США	16	190	40	2,6	229	229	5990	0,33	1,2	М	1
США	1	190	40	2,6	229	229	5990	0,33	1,2	М	2
США	6	190	40	2,6	229	229	5990	0,66	4,6	Н	1
США	1	140	35	2,1	168	168	5900	0,62	0,3	М	3
Австралия	1	90	60	2,1	200	200	5900	0,64	0,1	Н	1
Австралия	6	90	60	2,1	200	200	5900	0,75	0,0	Н	1
Австралия	1	50	82	2,4	200	200	5900	0,75	0,0	Н	1
Австралия	4	290	50	3	200	200	5900	1,83	0,4	-	1
Австралия	1	-	-	-	225	225	-	-	-	-	2
Австралия	1	275	45	3	150	150	6170	0,00		М	3
Австралия	3	275	45	3	150	150	6170	0,93	0,1	Н	1
Австралия	1	190	50	2,4	200	200	7260	0,76	0,1	Н	3
Австралия	2	400	70	-	200	-	9070	-	-	-	1
Австралия	> 1	-	-	-	50	-	3630	-	-	-	1
ЮАР	1	-	-	-	200	150	-	-	-	-	1
ЮАР	1	-	-	-	200	200	-	-	-	-	2
ЮАР	4	125	50	-	200	200	3270	-	2,5	Н	1
ЮАР	1	70	35	3	200	100	3270	0,55	0,0	М	3
США	1	305	50	1,5	244	244	5900	0,55	0,1	Н	1
США	1	305	50	1,5	244	244	5900	0,42	0,1	Н	1
США	6	305	50	1,5	244	244	5900	0,42	0,0	Н	1
США	6	305	50	1,5	244	244	5900	0,42	0,0	Н	1
США	3	366	67	2,1	265	265	7260	0,13	0,7	Н	1
США	3	366	67	2,1	265	265	7260	0,41	0,3	Н	1
США	12	366	67	2,1	265	53	7260	0,41	0,0	Н	1
США	1	610	47	2,3	107	107	5900	0,15	0,2	Н	3
США	3	610	47	2,3	107	107	5900	0,15	0,7	Н	1
США	1	610	57,5	2,5	76	76	5900	0,15	0,0	Н	2
США	1	610	57,5	2,5	76	76	5900	0,15	0,1	Н	2
США	16	610	57,5	2,0	76	76	5900	0,29	0,1	Н	1

Продолжение таблицы 1.1

США	2	610	68	2,0	122	67	5900	0,09	0,0	Н	1
США	6	610	68	2,0	122	67	5900	0,32	0,0	Н	1
США	1	610	68	2,0	122	67	5900	0,32	0,2	М	2

1. Коэффициент усиления плотности кровли RDI. Произведение несущей способности крепи и длины крепи, деленное на поддерживаемую площадь, суммируется для всех типов крепи. В случае стяжек используется длина одного анкера. Индекс не применяется к стационарным крепям
2. Индекс скорости въезда. Н – нормальная (запланированная скорость въезда), М – медленная (снижение скорости по каким либо причинам).
3. Результат: 1 – безаварийный въезд; 2 – проблемы в связи с поломкой механизированного комплекса или обрушением кровли (тип 1); 3 – проблема в связи с нагрузкой от основной тяжёлой кровли (тип 2).

- несколько сбоек длиной 42 м, в той же лаве, длиной 120 м.

В каждом из этих случаев забой входил в предварительно пройденную выработку под углом около 7 градусов. Для усиления кровли требовалось относительно небольшое количество анкеров, т.к. кровля обычно состояла из прочного алевролита.

В большинстве случаев стационарная крепь состояла из одного ряда стеклопластиковых костров, расположенных на расстоянии 6 метров друг от друга.

Имело место лишь одно значительное обрушение. В демонтажной сбойке в той же 120-метровой лаве произошло значительное обрушение кровли в середине забоя, что потребовало остановку забоя на 2 недели и зачистку. Этот участок был наиболее укрепленным из всех отработанных выработок с двойным рядом стоек, установленных на расстоянии 1,5 м. Еще одно отличие было в том, что для облегчения монтажа сетки, забой приближался к демонтажной сбойке намного медленнее, чем в других случаях. Было сделано заключение о том, что «есть необходимость устанавливать прочную стационарную крепь в точке демонтажа (демонтажной выработке) там, где темпы продвижения очистного забоя значительно замедляются» [76].

Штат Алабама, шахта "Б". Лава отрабатывала барьерный целик шириной 110 м, который под прямым углом пересекали 4 основные выработки [76]. Первая

выработка была закреплена двойными рядами стоек, однако возникла «масштабная осадка кровли», как только был отработан весь уголь из ограждающего целика. Козырьки крепей прижало к забойному конвейеру, и потребовался 1 месяц для повторного запуска лавы. Оставшиеся три выработки были отработаны без происшествий после того, как были усилены двойным рядом стеклопластиковых костров и стоек. Кровля состояла из 1,5 м аргиллита и угля с вышележащим прочным алевролитом.

Штат Алабама, шахта "В". Короткие (не на всю длину очистного забоя) демонтажные выработки длиной 45–60 м использовались на этой шахте на протяжении многих лет [98]. Они были расположены либо в середине лавы, либо возле штреков. Кровля была закреплена относительно слабо, без использования стационарной крепи, чего было достаточно для закрепления неполных демонтажных выработок.

Относительно недавно шахта применила демонтажную выработку, занимающую всю длину забоя, закрепленную канатными анкерами и бетонными колоннами (пилястрами). При этом угольный целик был вдавлен в почву, у механизированной крепи произошло значительное сближение перекрытия с основанием, большое количество колонн разрушилось, но демонтаж забоя был осуществлен в соответствии с графиком. Колонны были сооружены из цельных бетонных блоков с заполнением деревом примерно на 15%.

Штат Колорадо. На этой шахте в одной из ранних лав было принято решение демонтировать очистной комплекс из подмагистральной выработки. Демонтажная выработка была закреплена одним рядом квадратных армобетонных костров, с находящимися сверху деревянными блоками толщиной 0,15 м [91]. Усиление кровли включало в себя анкера длиной 2,4 м, с закреплением на всю длину, установленные на расстоянии 0,65 м друг от друга и затяжки из цепей. Непосредственная кровля состояла из слабого сланца с плоскостями скольжения мощностью примерно 3–4 м, перекрывающаяся сериями слабых алевролитов, песчаников и сланцев. Почва также была слабой и состояла из сланца и алевролита.

Когда ширина ограждающего целика достигла 1–2 м, продвижение забоя

остановилось на 6 часов, потому что заклинило лавный привод. Как только ограждающий целик был разрушен, кровля начала быстро сближаться, и многие секции крепи были деформированы. Целики в демонтажной выработке вошли в кровлю с серьезным растрескиванием бортов и разрушением кровли. Все армобетонные костры разрушились из-за расщепления или раздробления, конфигурация разрушений у многих из них имела форму песочных часов. Вся демонтажная выработка затем была значительно усилена деревянными кострами, однако конвергенция продолжилась.

В ходе последующего расследования выяснилось, что кровля разрушилась по линии внутреннего целика с движением породного массива по направлению к забою, как показано на рисунке 1.6 [88]. Данные получены на основе подземных наблюдений за обрушением в демонтажной выработке. Привлекает внимание нарушение, которое развивалось на переднем крае опорного целика. Исследователи отметили «разрыв при растяжении», который привел к «движению кровли в направлении завала». В таких условиях забой не смог пройти последние несколько метров до демонтажной выработки.

Демонтаж очистного оборудования был выполнен там, где забой остановился, не дойдя до демонтажной выработки. Оставшийся целик, после того как кровля была забетонирована и надежно закреплена, был отработан комбайном непрерывного действия (типа «Континьюс майнинг»). Потребовалось примерно 2 месяца на демонтаж очистного оборудования.

Штат Мэриленд. На данной шахте использовались 23 демонтажные выработки, 6 из которых имели ширину 11 м. Единственное обрушение было в одной из выработок обычных размеров, где обрушение кровли вызвало необходимость проведения ремонта в течение 2 недель. Дополнительное крепление в этом случае представляло собой ряд бетонных костров с внутренней стороны демонтажной выработки и ряд деревянных костров с внешней стороны. Обрушение кровли произошло, когда забой из-за установки проволочной сетки замедлил темп отработки и находился на расстоянии 11 м от демонтажной выработки.

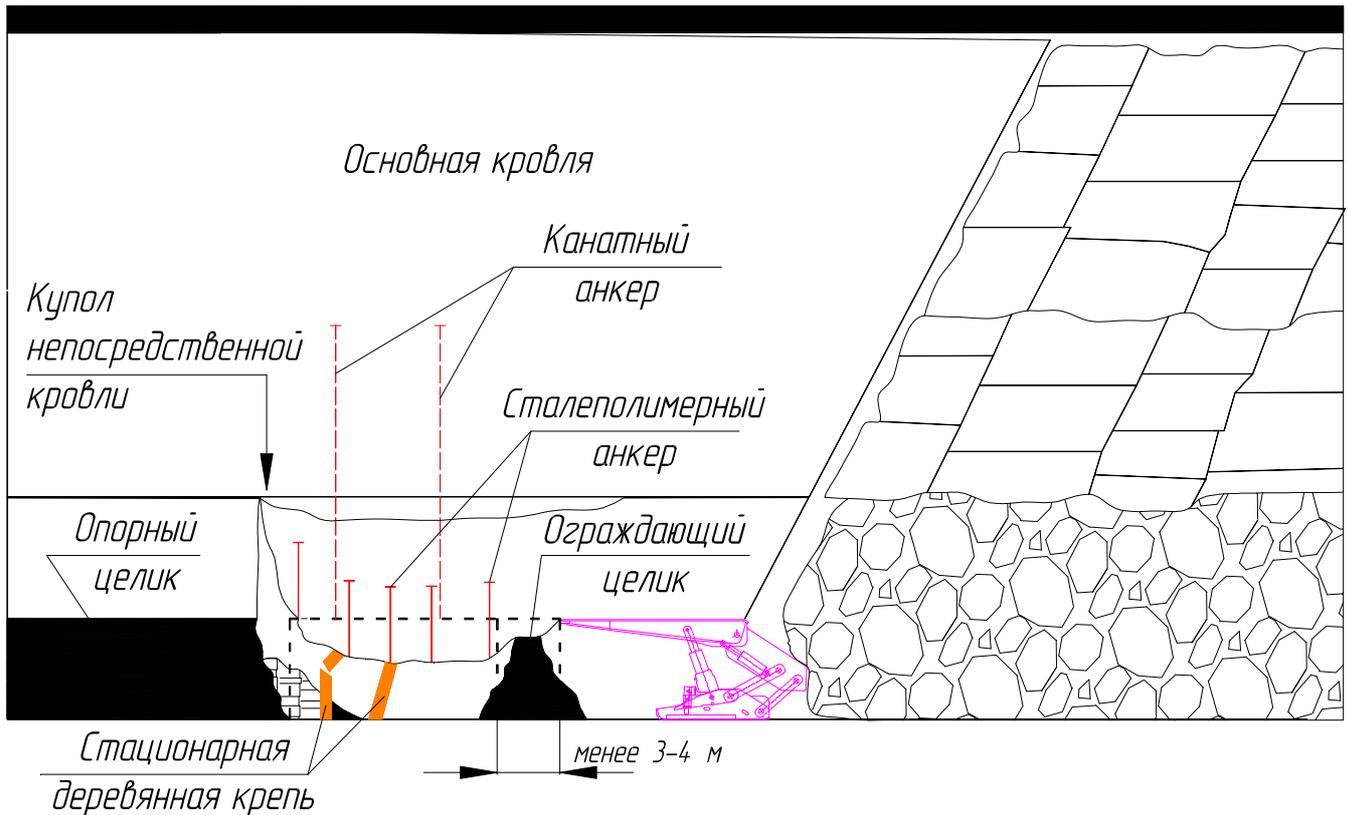


Рисунок 1.6 – Типичное физическое поведение предварительно пройденной демонтажной выработки при обрушении непосредственной кровли

После этого случая были спроектированы широкие (до 11 м) демонтажные выработки, чтобы не было необходимости замедлять темпы работы забоя при установке сетки [105, 106]. Выработка была пройдена и закреплена в две стадии. Дополнительное крепление включало в себя восемь рядов кольцевидных бетонных костров, три ряда сталеполимерных анкеров и два ряда 5-метровых анкеров диаметром 25 мм. Все широкие демонтажные выработки, согласно полученной информации, были отработаны без серьезных аварий [107].

Штат Пенсильвания, шахта "А". На этой шахте были успешно осуществлены въезды в 4 демонтажные выработки [64- 66, 82]. Устанавливались три различных типа бетонных крепей. В первой выработке использовали бетонные тумбы с зольной пылью размером 1,2 на 1,8 м. Тумбы были спроектированы для «замены несущей способности угля» путем обеспечения сопротивления крепи в 5,5 МПа (800 psi). Для снижения затрат в следующей выработке были использованы

армобетонные костры с деревянными подкладками под верхняки высотой 0,3 м. Для обеспечения плотности крепи в 5,5 МПа снова использовались костры. Однако бетонные костры создали проблему для комбайна и перегружателя, поэтому в последних двух лавах использовали залитые бетоном цилиндры. Бетон был закачан с поверхности для заполнения картонных цилиндров (колонн) диаметром 1 м. Верхняя часть над бетонными цилиндрами была закреплена деревом на высоту 0,2–0,3 м. Плотность крепи в четвертой лаве была снижена из-за хороших результатов в третьей лаве. Никаких проблем с управлением горным давлением ни в одной из демонтажных выработок не возникло.

Штат Пенсильвания, шахта "Б". При работе на пласте Питтсбург на шахте были испробованы три различные технологии. О результатах въезда в первые три демонтажных выработки шириной 4,9 м, имеется мало информации. Горнодобывающая компания считает применение предварительно подготовленных демонтажных выработок успешным, однако не полностью уверена в технологии из-за пучения почвы и обрушения некоторых кольцевидных костров, поэтому ряд последующих лав были демонтированы, не доезжая до демонтажных выработок с использованием традиционных технологий [68].

Предварительно пройденная демонтажная выработка длиной во весь забой оказалась менее успешной. Стационарная крепь не использовалась, но кровля была надежно усилена сталеполимерными анкерами длиной 2,4 м, канатными анкерами длиной 3,7 м, сеткой и швеллерами. Средние темпы подвигания лавы составили более 15 м в день. Когда забой находился на расстоянии 3 м, кровля начала разрушаться, а стойки секций крепи были постоянно зажаты. Забой вошел в демонтажную выработку на верхнем и нижнем сопряжении, но кровля в средней части лавы опустилась слишком низко. Продвижение сквозь обрушенную кровлю заняло несколько недель, с учетом ремонтных процедур, включая закачку полиуретановой смеси и монтаж костров.

Затем забой продвинулся во вторую демонтажную выработку, которая была пройдена в то же время, что и первая. Выработка была закреплена двумя рядами полых костров, рядом деревянных костров размером 0,76 м и канатными

анкерами. Демонтаж очистного комплекса был успешным, несмотря на то, что полые костры были серьезно повреждены, и имело место масштабное смещение кровли.

Штат Пенсильвания, шахта "В". Были пройдены три диагональные печи для уменьшения длины лавы и переход в примыкающую, более короткую лаву. Эти выработки были пройдены под углом 30 градусов к лаве, каждая была закреплена одним рядом цементных костров диаметром 1,2 м на расстоянии примерно 2,4 метра друг от друга [67]. Костры были сделаны из жесткого высокопрочного цемента, а на кострах сверху были установлены пластиковые мешки высотой примерно 0,3 м, заполненные специальным цементом с высокой степенью податливости. Проезд через выработки был успешным. Максимальные деформации смещения наблюдались на нижнем сопряжении лавы и составили менее 80 мм.

Западная Вирджиния. На этой шахте с использованием предварительно проведенных выработок были демонтированы 11 очистных забоев [93]. Первые две выработки использовали некоторое количество стационарных крепей, но на большинстве для усиления использовали только сталеполимерные и канатные анкера. Угольный пласт достаточно тонкий, оставляет мало места для конвергенции. Несмотря на то, что некоторые крепи были зажаты, большинство демонтажей были выполнены без происшествий.

Новый Южный Уэльс (НЮУ), шахта "А". На этой шахте демонтажные выработки были использованы на 12 лавах по трем различным пластам [93]. В ранних лавах по пласту Фэссиферн в качестве крепления использовались сталеполимерные анкера длиной 1,8–2,1 м, штрипсы и сетка. Стационарная крепь, состоящая из двух рядов деревянных стоек, была использована только на первой лаве. Ширина демонтажной выработки составляла 4,8 м, за исключением первой, которая была шириной 4,2 м. Лава на менее глубоком пласту Грейт Нозерн, также была демонтирована с использованием той же конфигурации. Когда была запланирована первая предварительно пройденная демонтажная выработка на более глубоком пласту Янг Волсенд, были добавлены три канатных анкера

длиной 10 м с полным заполнением (как минимум возле верхнего сопряжения, официальный отчет не дает ясной информации об использовании канатных анкеров по всей длине выработки), а также ряд стационарных крепей диаметром 1,8 м, известных как «Большие мешки», установленных на расстоянии 5 м друг от друга возле внешнего борта.

Руководство шахты приписывало успех демонтажных выработок большой распространенности мягкой почвы из аргиллита, которая позволяла ограждающему целику медленно уходить в почву с контролируемым пучением почвы и не давала ограждению деформироваться. По словам руководства, целик обычно не деформировался до последних метров и в некоторых случаях не деформировался вообще. На более глубоком пласте Янг Волсенд, несмотря на то, что сланцевая почва была также мягкой, на этот механизм не полагались полностью, и поэтому кровля была тщательно закреплена вторичной и стационарной крепью. Непосредственная кровля над пластами Фэссиферн, Грейт Нозерн и Янг Волсенд, состоящая из песчаников или конгломератов, также играла роль в успешности демонтажных выработок на этой шахте.

НЮУ, шахта "Б". Были пройдены четыре передовые выработки. Первая шириной 6,5 м была демонтажная, проведенная на полную длину очистного забоя, а следующие 3 были узкие (3,5 м), диагональные, разрезные для вентиляции. Демонтажная выработка обрушилась, посадив крепи на «сухую» и потребовалось несколько месяцев для их демонтажа. Эта выработка была закреплена стандартным анкерным креплением с установкой канатных анкеров только в тех местах, которые были признаны важными – такие как штрека и сопряжения. Стационарная крепь не использовалась. Когда забой был на расстоянии нескольких метров от выработки, двигатель на поворотном редукторе комбайна вышел из строя и забой простаивал некоторое время. Ограждающий целик рухнул, когда забой был на расстоянии 2 м от демонтажной выработки. Был отмечен высокий водоприток и поток газа на нижнем сопряжении, что было расценено как эффект обрушения и последующей нагрузки на вышележащий водоносный слой из песчаников, а также открытие трещин в обрушенной породе,

что привело к притоку газа.

Остальные выработки, которые пересекались забоем, были укреплены канатными анкерами, стойками, а также путем закачки вяжущего вещества в ограждающий целик. Основное крепление состояло из анкеров длиной 2,4 м и штрипсов на расстоянии 0,8 м, канатных анкеров длиной 10 м, установленных с плотностью 3 анкера на 2 м выработки и три ряда 150 мм стоек с расстоянием 0,8 м по всей длине выработки. Эти три въезда в диагональные печи были успешными, несмотря на то, что не было необходимости демонтировать механизированный комплекс.

НЮУ, шахта "В". На этой шахте демонтажная выработка была использована для успешного демонтажа одной лавы. Никакой дополнительной информации по креплению или размерам лавы нет, однако известно, что было использовано серьезное вторичное крепление в виде канатных анкеров и деревянных стоек.

НЮУ, шахта "Г". Демонтажные выработки были использованы на двух коротких, 200-метровых лавах. Непосредственная кровля в обоих случаях представляла собой массивный, прочный песчаник. Оба перехода признаны полностью успешными. В обоих случаях нет информации по типу использованного крепления. В последующих лавах демонтажные выработки не были использованы, потому что литология кровли изменилась от прочного песчаника к сланцу, а также потому, что последующие выемочные столбы были длиннее, что снижало важность быстрых перемонтажей.

НЮУ, шахта "Д". Нет никакой информации, за исключением того, что некоторые лавы были демонтированы. Лавы были короткие, длиной около 50 м и въезды были успешными.

Квинсленд. На этой шахте была применена одна предварительно подготовленная демонтажная выработка шириной 5,2 м [80]. Основное крепление состояло из пяти рядов сталеполимерных анкеров длиной 2,1 м на расстоянии 1,5 м со штрипсами. Внутренние и внешние анкера были направлены под углом над ограждающим и барьерным целиками. Также были использованы два ряда

канатных анкеров длиной 8 м на расстоянии 4 м друг от друга. В ограждающий и барьерный целики были установлены пластиковые анкера длиной 1,8 м с заполнением цементом. Использование стационарной крепи предполагалось только в случае необходимости. Проект крепления выработки был основан на опыте применения технологии в 15-метровой тупиковой выработке.

Было отмечено, что конвергенция начала ускоряться, когда ширина ограждающего целика составляла 6 м. Когда лава находилась на расстоянии 5 м от демонтажной выработки, ограждающий целик обрушился, и механизированные крепи начали постоянно деформироваться. Непосредственно перед заходом лавы в выработку произошло максимальное схождение в одном месте забоя на 0,42 м, а обычная конвергенция составляла 0,26 м. В демонтажной выработке конвергенция была меньше. Когда крепи зашли в демонтажную выработку, высота выработки была больше, и имеющейся гидрожидкости было недостаточно для раздвижки крепей (в связи с потерями жидкости из-за постоянной деформации крепей). Произошла задержка, пока не была заправлена маслостанция. После въезда в демонтажную выработку конвергенция продолжилась и, в конце концов, понадобилось устанавливать деревянные стойки (всего было использовано 392 стойки). Из 440 стоек механизированной крепи в забое, после въезда в демонтажную выработку, 104 были неисправны из-за поломки клапана давления. Вывод, сделанный горнодобывающей компанией, заключался в том, что если бы крепи были исправны, конвергенция кровли не была бы такой значительной, и потребовалось бы меньшее количество деревянных стоек.

Последующий анализ показал, что трещина, вызванная «разрушением при растяжении», прошла вверх 16 м до вышележащего пласта, расположенного над пластом Джерман Крик (рис. 1.7). Конвергенция в забое происходила намного быстрее, чем в демонтажной выработке, то есть «точка вращения обрушающегося блока располагалась над барьерным целиком»[80].

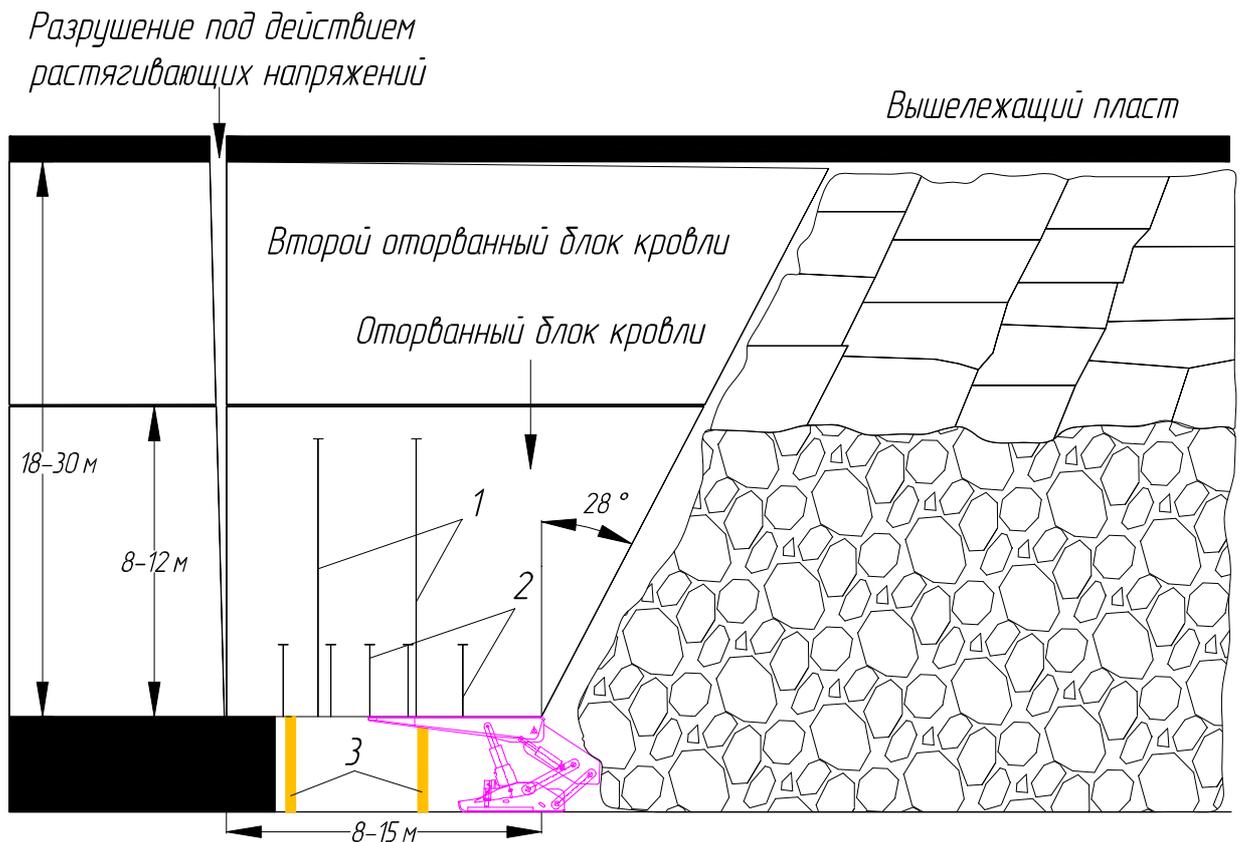


Рисунок 1.7 – Концептуальная модель обрушения под нагрузкой от основной кровли: 1 – канатные анкера; 2 – сталеполимерные анкера; 3 – стационарная крепь (деревянные руд стойки)

ЮАР, шахта "А". Были предприняты 6 попыток перехода передовых выработок, пять из них – через дайки и опытный демонтаж части забоя [101-103]. При переходе даек были использованы «деревянные маты» (связки из бревен, скрепленные проволокой, уложенные друг на друга) или заполненные выработки, за исключением третьего перехода, где использовались только деревянные стойки. Для первого и второго перехода использовались «деревянные маты», для третьего – деревянные стойки, для четвертого – материал для заполнения отработанного пространства, состоящий из цемента, гипса, песка и просеянной золы, и деревянные стойки, а для пятого использовалась смесь угольной мелочи и прочих материалов для улучшения текучести и прочности смеси.

Все переходы даек, за исключением третьего, были успешны. В этом случае вход в выработку был слишком низким (0,3 м) и передовая выработка, в конце концов, обрушилась.

Шестой переход был экспериментальным, демонтажная выработка охватывала только часть лавы. Во время перехода сломался ленточный конвейер, и забой стоял 8 часов на расстоянии 3 м от выработки. Приток воды размягчил породы почвы и вызвал вдавливание целика в почву. Почву под забойным конвейером вспучило так, что невозможно было продвинуть секции крепи из-за того, что конвейер и комбайн подняло слишком высоко. Демонтажная выработка также просела так, что войти в нее стало невозможно. Это привело к необходимости демонтировать крепи на расстоянии 3 м от выработки, что заняло много времени.

После этого происшествия был сделан вывод о том, что «при лавной отработке отклонение от стандартной практики должно рассматриваться только в том случае, если возможные выгоды больше возможных негативных последствий, в случае неудачи лавная отработка признана не самым удачным методом добычи».

ЮАР, шахта "Б". Для ликвидации дайки была пройдена передовая выработка поперек выемочного столба. Породы кровли включали в себя 30-метровый песчаник примерно в 30 м над угольным пластом. Для того, чтобы сократить риски перехода, длина лавы была сокращена примерно на 50 м до приближения к выработке с обычных 200 м до 150 м. Информации по типу использованного крепления нет, за исключением того, что руководство шахты сообщило, что, если они в дальнейшем будут использовать эту технологию, то будет использоваться стационарная крепь. Причина этого – обеспечение большего сопротивления опорным нагрузкам и управление дайкой, куски которой имели тенденцию к падению при вхождении в выработку.

### **1.3.2 Отечественный опыт въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку**

На ряде угольных шахт Кузбасского бассейна (ОАО «СУЭК-Кузбасс» ш. Котинская, ОАО «СУЭК-Кузбасс» ш. №7 «Соколовская», ОАО «СУЭК-Кузбасс» ш. Кыргызская, ОАО «СУЭК-Кузбасс» ш. им 7 Ноября, ОАО «Кокс» ш.

Владимировская, ОАО «Угольная компания «Северный Кузбасс» ш. Берёзовская, ООО «шахта Колмогоровская-2», ОАО «СУЭК-Кузбасс» ш. им. Рубана) был накоплен опыт въезда очистного механизированного комплекса (ОМК) в предварительно подготовленную демонтажную выработку (ППДВ). Наши исследования проводились не только на шахтах с успешным въездом очистного механизированного комплекса в демонтажную выработку, но и на шахтах, где возникали аварийные ситуации. Нами были выделены девять основных стадий формирования демонтажных выработок с въездом очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную выработку.

Рассмотрим рабочие стадии подготовки и въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку на шахтах Кузбасса:

1. Выбор места для заложения демонтажной выработки.
2. Проведение демонтажной выработки при помощи проходческого комбайна, крепление выработки и сопряжения вслед за подвиганием проходческого забоя согласно паспорту крепления одиночной выработки в зоне влияния очистных работ.
3. В следующей стадии, если это требуется, происходит увеличение сечения демонтажной выработки. Выполнение этого пункта зависит от горно-геологических параметров массива, технических характеристик проходческого оборудования, оборудования очистного механизированного комплекса, а также выбора технологических решений при демонтажных работах.
4. Этап доупрочнения демонтажной выработки и сопряжений с конвейерным и вентиляционным штреками. Доупрочнение демонтажной выработки и сопряжений производится на основе проекта, разработанного для данных горно-геологических условий и условий сохранения сечения выработки в зоне влияния очистных работ и подработки лавного борта демонтажной выработки. На рисунке 1.8 представлена схема доупрочнения пород кровли в демонтажной выработке шахты Котинская. Доупрочнение пород кровли производится установкой канатных анкеров глубокого заложения по 7 и 7,5 м и

усиление деревянными стойками из расчета 3 стойки в ряду. Также производится упрочнение целика между лавой и демонтажной выработкой. Упрочнение целика производится деревянными анкерами либо, как показано на рисунке 1.8, бурением скважин и закачкой в них полимерных смол.

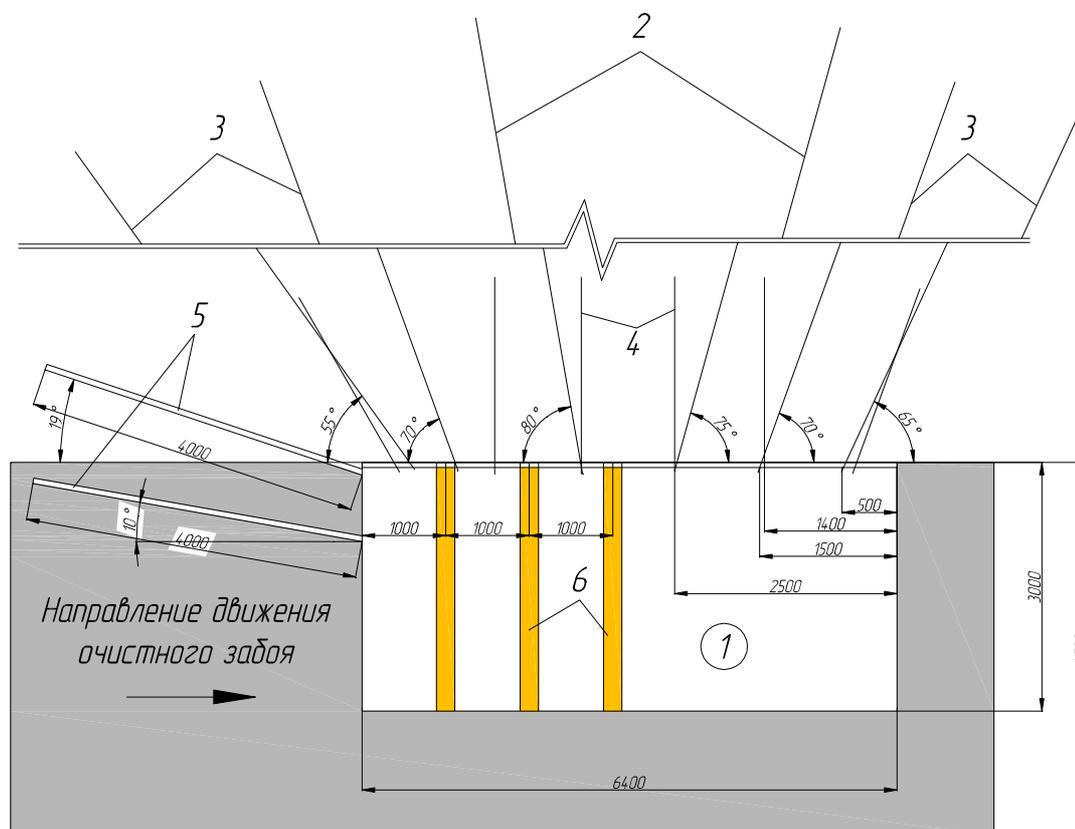


Рисунок 1.8 – Схема упрочнения пород кровли демонтажной выработки в условиях ш. Котинская: 1 – демонтажная выработка; 2 – канатный анкер АК01-7,5 м; 3 – канатный анкер АК02-7 м; 4 – сталеполимерный анкер 2,3 м; 5 – скважина для закачки полимерных смол; 6 – стационарная крепь (деревянные рудстойки)

5. Установка в демонтажной выработке и на сопряжениях вспомогательного оборудования, предназначенного для демонтажных работ (установка тяговых лебёдок, проведение и установка монорельсовой дороги, установка замерных станций и т.д.).

6. Подготовительный этап по въезду очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку. Этот этап начинается за 20–30 м от демонтажной выработки до фронта очистных работ. На этой стадии ОМК начинает двигаться в сторону демонтажной выработки согласно предварительно составленного паспорта: «Въезд очистного механизированного

комплекса в предварительно подготовленную выработку». В этом паспорте указывается пошаговое движение очистного механизированного комплекса (где один шаг равен величине стружки очистного комбайна) и количество передвигаемых секций комплекса за один шаг (табл. 1.2.). Описание каждого шага движения вызвано необходимостью установить заданный угол въезда очистного механизированного комплекса в демонтажную выработку. Углы въезда очистного механизированного комплекса в демонтажную выработку находятся в пределах 3–7° градусов и зависят от длины и скорости подвигания очистного забоя, глубины ведения горных работ и физико-механических свойств углепородного массива.

Таблица 1.2

Пошаговый разворот комплекса ЗКМ-138/2 и «заводка под брус» секций механизированной крепи в условиях ш. им. 7 Ноября

№ стружки	Выемка угля комбайном	«Заводка бруса» над секциями	№ стружки	Выемка угля комбайном	«Заводка бруса» над секциями
1	с 1 по 40 секцию	-	24	с 1 по 176 секцию	с 1 по 47
2	с 1 по 80 секцию	-	25	с 2 по 176 секцию	с 2 по 56
3	с 1 по 120 секцию	-	26	с 10 по 176 секцию	с 10 по 63
4	с 1 по 176 секцию	-	27	с 18 по 176 секцию	с 18 по 71
5	с 1 по 176 секцию	-	28	с 25 по 176 секцию	с 25 по 79
6	с 1 по 40 секцию	-	29	с 33 по 176 секцию	с 33 по 87
7	с 1 по 80 секцию	-	30	с 41 по 176 секцию	с 41 по 95
8	с 1 по 120 секцию	-	31	с 49 по 176 секцию	с 49 по 103
9	с 1 по 176 секцию	-	32	с 56 по 176 секцию	с 56 по 110
10	с 1 по 176 секцию	-	33	с 64 по 176 секцию	с 64 по 118
11	с 1 по 40 секцию	-	34	с 72 по 176 секцию	с 72 по 126
12	с 1 по 80 секцию	-	35	с 80 по 176 секцию	с 80 по 134
13	с 1 по 120 секцию	-	36	с 88 по 176 секцию	с 88 по 142
14	с 1 по 176 секцию	-	37	с 95 по 176 секцию	с 95 по 149
15	с 1 по 176 секцию	-	38	с 103 по 176 секцию	с 103 по 157
16	с 1 по 85секцию	-	39	с 111 по 176 секцию	с 111 по 165
17	с 1 по 176 секцию	-	40	с 119 по 176 секцию	с 119 по 173
18	с 1 по 176 секцию	-	41	с 127 по 176 секцию	с 127 по 176
19	с 1 по 176 секцию	с 1 по 9	42	с 134 по 176 секцию	с 134 по 176
20	с 1 по 176 секцию	с 1 по 17	43	с 142 по 176 секцию	с 142 по 176

Продолжение таблицы 1.2

21	с 1 по 176 секцию	с 1 по 25	44	с 150 по 176 секцию	с 150 по 176
22	с 1 по 176 секцию	с 1 по 33	45	с 158 по 176 секцию	с 158 по 176
23	с 1 по 176 секцию	с 1 по 41	46	с 166 по 176 секцию	с 166 по 176

Пояснения к таблице 1.2: 1 этап 18 стружек – разворот очистного комплекса на угол  $3^0$  и его выравнивание; 2 этап 6 стружек – заведение бруса на длину первой секции и въезд очистного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку; 3 этап 22 стружки – постепенный въезд очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку при заведении бруса над секциями крепи.

7. Въезд ОМК под «брус» (рис. 1.1). За 8-12 м до демонтажной выработки начинаются работы по заведению очистного механизированного комплекса под «брус» или крепление кровли сталеполимерными анкерами совместно с металлической решёткой в виде затяжки для создания над секциями крепи щита (гибкого перекрытия), предотвращающего вывалообразования пород кровли при демонтажных работах. В настоящее время использование бруса для затяжки кровли сокращается. На шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» от него практически отказались в пользу более современных способов крепления кровли с помощью анкеров с металлической затяжкой и анкеров со сверхпрочной полимерной сеткой (геотекстиль). Современные способы крепления кровли существенно увеличивают скорость подвигания очистного забоя и снижают возможность возникновения неконтролируемых обрушений слабой кровли в призабойной части и демонтажной выработке.

8. Въезд очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку с заданным проектным углом въезда. Эта стадия сопряжена с критическими параметрами, клинообразно сокращающегося ограждающего целика, целика между лавой и демонтажной выработкой. Разрушение ограждающего целика приводит к максимальному проявлению нагрузочных свойств кровли на крепь забоя и конвергенции пород кровли в демонтажной выработке. На рисунке 1.9 показан въезд очистного механизированного комплекса в демонтажную выработку в момент, когда

механизированный комплекс разрушил целик в районе вентиляционного штрека, а максимальная ширина целика в районе конвейерного штрека равна 4,3м. В этих условиях (угол ввода составляет  $5^\circ$ ) целик находился в условиях податливой деформации и обеспечил безаварийный въезд в демонтажную выработку.

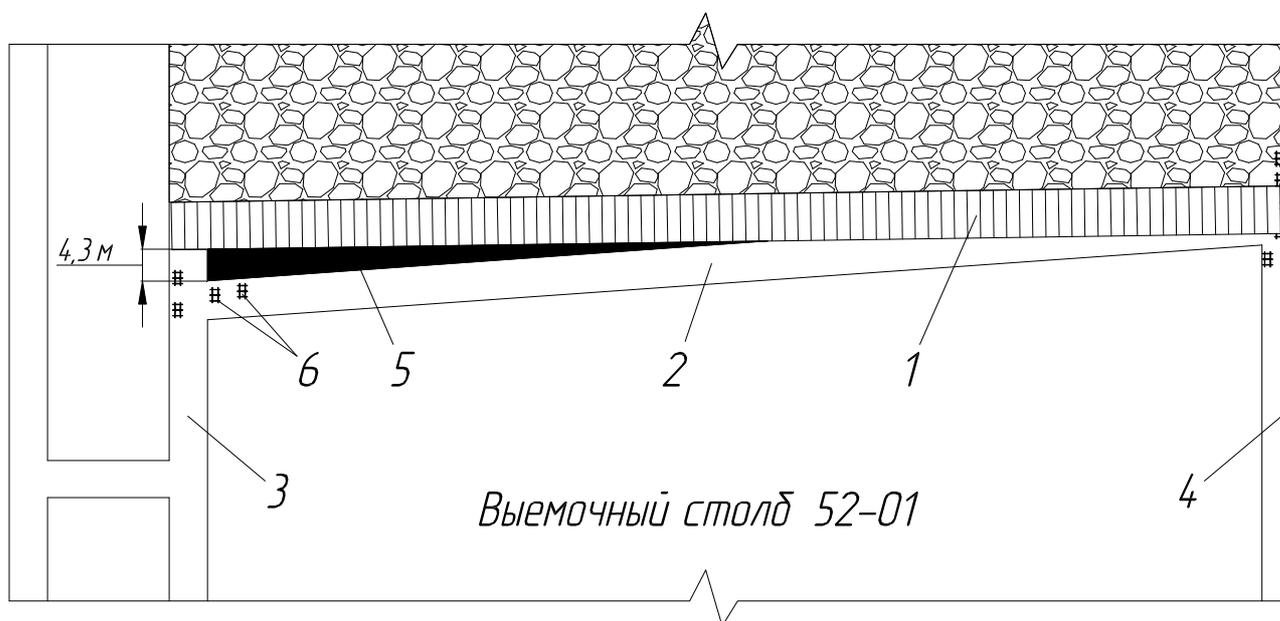


Рисунок 1.9 – Схема ввода механизированного комплекса DBT в демонтажную выработку в условиях ш. Котинская: 1 – очистной забой; 2 – демонтажная выработка; 3 – конвейерный штрек; 4 – вентиляционный штрек; 5 – остаток ограждающего целика; 6 – стационарная крепь (деревянный костёр)

#### 9. Демонтажные работы. Извлечение комплекса из демонтажной выработки.

Представленные этапы по въезду ОМК в предварительно подготовленную выработку являются основными, но не окончательными. В эту схему можно вносить изменения в соответствии с конкретными горно-геологическими и горнотехническими условиями. При этом изменения в этапах с 1 по 5 не влияют на работу всего очистного участка, что было невозможно при схеме демонтажа ОМК с формированием демонтажной выработки очистным комбайном.

Использование этой технологии существенно снижает период демонтажа, вследствие переноса некоторых этапов демонтажных работ на то время, в которое очистной механизированный комплекс находится в стадии выемки полезного ископаемого. Также эта технология может быть использована на шахтах, где невозможно заведение секций крепи под брус из-за опускания ложной и

непосредственной кровли вслед за секциями крепи.

В ходе обобщения опыта въезда механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную камеру на шахтах Кузбасса, проанализирована горно-геологическая, горнотехническая и технологическая информация о выемочных участках шахт с успешными и аварийными результатами въезда в демонтажную выработку. На основе собранного материала по рассматриваемым шахтам составлена сводная таблица (Таблица 1.3).

Анализ горно-геологических и горнотехнических характеристик выемочных участков показал что:

1. Глубина ведения работ на аварийных выемочных участках ш. Владимировская и ш. Кыргайская практически идентичны друг другу, но при этом отличается от глубин, на которых были безаварийные въезды. Диапазон изменения глубины ведения работ на этих выемочных участках (ш. Владимировская и ш. Кыргайская) находится в интервале от 41 до 58 м. Диапазон изменения глубин на шахтах с успешным опытом въезда находится в пределах 50–170 м для вентиляционного штрека и 90–220 м для конвейерного.

2. Угол падения пласта к горизонту для всех рассматриваемых шахт определяет залегание пласта как пологое, и находится в узком диапазоне от  $6^\circ$  до  $20^\circ$ . Как известно угол падения пласта определяет выбор той или иной системы разработки при добыче угля. На всех рассматриваемых шахтах применена одна и та же система разработки «длинными столбами по простиранию с полным обрушением», что характеризует угол падения пласта как параметр, определяющий возможность применения технологии выезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку, но не как параметр безопасного (безаварийного) применения этой технологии.

Таблица 1.3

Горно-геологические и горнотехнические характеристики участка заложения предварительно подготовленной  
демонтажной камеры

Горно-геологические характеристики и горнотехнические	Шахта Владимировская Лава №2	Шахта Кыргайская Лава №44-11	Шахта Котинская Лава №52-01	ОАО "ИК "Соколовская" Шахта №7	Шахта им.7 Ноября, Лава №1361	ООО "Шахта Колмогоровская-2" Лава№1
Глубина работ вентиляционный штрек, м конвейерный штрек, м.	58	46	50	140	143	170
	41	56	90	208	156	220
Мощность пласта, м.	2,8-5,3.	4,94-6,06.	4,3-4,5	4,9	4,5	2,8-3,95
Угол падения пласта, град	6°-7°	4°-12°	10°-13°	13°-18°	6°	15°-20°
Длина лавы ,м.	100	200	145	280	200	200
Угол въезда в демонтажную камеру, град.	5°	4,5°	5°	3°	3-3,5°	5-6°
Коэффициент крепости угля, <i>f</i> .	0,5-0,8	0,9- 1,1	0,8-1,2	1-1,3	1,29	1-1,29
Ложная кровля	песчаник с линзами угля	-	Алевролит и углистый алевролит	углистый аргиллит	алевролит мелкозернистый	-
	0,2-1,5м		0,3-0,7м	0,1м	0,1-0,5м	
Непосредственная кровля	Алевролит темно-серый, горизонтально слоистый 0,9-1м	Алевролит серый, горизонтально- слоистый мощностью 4-6 м.	Алевролит среднеустойчивый прогнозируемый 2,7-6м	Алевролит мелкозернистый, средней крепости, трещиноватый, 7- 11м	Алевролит, 6м	Мелкий, сильно трещиноватый алевролит 0,8-4м
	$\sigma_{сж}=30$ МПа	$\sigma_{сж}=11,2$ МПа	$\sigma_{сж}=15-16$ МПа	$\sigma_{сж}=20-30$ МПа	$\sigma_{сж}=30$ МПа	$\sigma_{сж}=28-34$ МПа

Продолжение таблицы 1.3

Основная кровля	Песчаник мелкозернистый серый, трещиноватый мощностью до 35-45 м.	Песчаник мелкозернистый серый, трещиноватый мощностью до 32 м.	Алевролитами, песчаниками слоистыми трещиноватыми	Песчаник 8-12м	Песчаник мелкозернистый, мощность слоя 33-35м	Алевролит крупнозернистый, слаботрещиноватый, 18-20м
	$\sigma_{сж}=35,0$ МПа	$\sigma_{сж}=32,0$ МПа	$\sigma_{сж}=17-45$ МПа	$\sigma_{сж}=40-50$ МПа	$\sigma_{сж}=60-70$ МПа	$\sigma_{сж}=40-50$ МПа
Горно-геологические особенности пород кровли	Кровля – массивный однородный песчаник на известково-глинистом цементе. Из-за близости к поверхности затронут процессами физического выветривания: трещиноватый, размягчаемый в воде. Основная кровля в контуре монтажной камеры в соответствии с единой классификацией отнесена к трудно-управляемой, среднеустойчивой, тяжелой (3.2.3).	Оценка горно-геологических условий залегания пласта «Кыргайский-44» в районе монтажной камеры 44-11 показывает, что условия являются сложными. Основными осложняющими факторами являются снижение прочностных характеристик угля и пород в зоне выветривания и повышенная обводненность. Кровля отнесена к трудно-управляемой, весьма неустойчивой, тяжелой (3.4.3).	Зона окисленного угля приурочена к повышенным частям рельефа дневной поверхности и распространена до глубины 40,0-49,0 м. В зоне выветривания (до глубины 50-60 м) породы интенсивно трещиноватые и имеют крепость в 2-2,5 раза ниже, чем породы не затронутые выветриванием. Кровля отнесена к трудно-управляемой, весьма неустойчивой, тяжелой (3.4.3).	На сопряжении монтажной камеры и конвейерного штрека 52-03 имеется размыв кровли пласта на глубину 0,5 – 1 м и монтажная сбойка полностью расположена в зоне размыва. Замещающие породы здесь представлены алевролитом разной зернистости, на контакте с углем трещиноватые, слабоустойчивые, легкообрушающиеся. Кровля отнесена к трудно-управляемой, неустойчивой, тяжелой (3.3.3).	Ложная кровля – имеет многочисленные ослабляющие поверхности в виде зеркал скольжения. Непосредственная кровля – неустойчивая коэффициент структурного ослабления слоя $k_c = 0,6$ . Основная кровля – труднообрушаемая, шаг обрушения 20-25 м. Кровля отнесена к трудно-управляемой, неустойчивой, тяжелой (3.3.3).	Имеется ряд дизъюнктивных нарушений типа сброс с амплитудой смещения пласта от 0,6 до 2,0 м. При переходе зон геологических нарушений возможно куполение пород кровли до 1,0 м. Кровля отнесена к трудно-управляемой, неустойчивой, тяжелой (3.3.3).

## Окончание таблицы 1.3

Ширина демонтажной камеры, м	4,5	3,2	5,4	две камеры шириной по 3 м., и между ними целик 3 м	4	5,5
Опережающий въезд на уровне штрека	Вентиляционный	Конвейерный	Вентиляционный	Конвейерный	Вентиляционный	Конвейерный
Результат въезда ОМК в предварительно подготовленную демонтажную камеру	Неконтролируемое проявление горного давления, в виде опускание кровли за 20-25м до демонтажной камеры, повлекшее аварийную ситуацию	Опережающий въезд ОМК в демонтажную камеру на уровне конвейерного штрека, с обрушение пород непосредственной кровли, повлекшее аварийную ситуацию	Успешный въезд, без проявления аварийных ситуаций	Успешный въезд, без проявления аварийных ситуаций	Успешный въезд, без проявления аварийных ситуаций	Успешный въезд, без проявления аварийных ситуаций

3. Приведенное выше заключение об угле падения пласта, как параметра определяющего возможность применения технологии выезда ОМК в ППДВ, справедливо и для ряда горно-геологических и горнотехнических характеристик выемочного участка, и участка заложения демонтажной камеры. К этим параметрам относятся мощность пласта и длина лавы. Эти параметры практически идентичны, если рассматривать их как диапазоны, составленные для шахт с успешным опытом въезда и шахт с возникновением аварийной ситуации (табл. 1.4). Таким образом, эти параметры можно характеризовать только как косвенные причины возникновения аварийных ситуаций.

Таблица 1.4

Сравнительная таблица

Наименование	Шахты с возникшей аварийной ситуацией	Шахты с успешным опытом въезда
Диапазон изменения мощность пласта, м.	2,8-6,06	2,8-4,9
Диапазон изменения длины лавы, м.	100-200	145-280

4. Параметрами, на которые надо обратить особое внимание, являются физико-механические характеристики угля и вмещающих пород. Именно с недостаточной прочностью угля и вмещающих пород может быть связано возникновение аварийных ситуаций. Для детального исследования обратимся к сводной таблице 1.3. Исходя из параметров, приведенных в таблице, можно говорить о значительном снижении прочностных характеристик угля и вмещающих пород. Для шахт Владимировская и Кыргайская нижний предел коэффициента крепости угля по шкале проф. Протодяконова составляет 0,5-0,9, для шахт с безаварийным въездом в демонтажную камеру диапазон изменения коэффициента крепости угля равен 0,8-1,9. Породы основной и непосредственной кровли, определяющие характер и величину проявления горного давления в шахтах с проявлениями аварийных ситуаций, оказались ослабленными. Снижение прочностных параметров пород, относительно шахт с успешным опытом въезда в демонтажную камеру, достигает по непосредственной кровле до  $\approx 60\%$ , а для основной кровли до  $\approx 50\%$ . Очевидный факт снижения прочности угля

и вмещающих пород обусловлен относительно малыми глубинами работ на этих шахтах, и как следствие, размещение пород в зоне физического выветривания и повышенной обводненности.

5. На всех рассматриваемых шахтах применялся опережающий способ въезда ОМК в демонтажную камеру на уровне вентиляционного или конвейерного штрека. Въезд механизированного комплекса в демонтажную камеру осуществляется с опережением, под углами 3-6° и образованием клинообразно сокращающегося целика. Изменение опережающего угла въезда зависит от длины лавы и разрушающей нагрузки на клинообразно сокращающийся (ограждающий) целик.

Целесообразность применения этого способа обусловлена значительным снижением возможности проявления аварийных ситуаций при опережающем въезде механизированного комплекса в демонтажную выработку по отношению к вводу, когда лава въезжает в демонтажную выработку всем фронтом одновременно. Как уточнялось ранее, опережающий ввод может быть на конвейерном или вентиляционном штреке – это зависит от соотношения горного давления и прочностных характеристик угля и вмещающих пород.

Из собранного опыта было выяснено, что опережающий ввод на уровне вентиляционного штрека целесообразно проводить, когда отработка выемочного столба происходит на небольшой глубине в зоне выветрелых пород кровли, или есть влияние максимума опорного давления на вентиляционный штрек и прилегающую к нему часть выемочного столба от ранее отработанной вышележащей лавы. Понижение прочностных свойств угольного пласта на уровне вентиляционного штрека, вызванного повышенным горным давлением от вышележащей отработанной лавы или от снижения прочностных свойств пород кровли в зоне выветривания, может увеличить скорость конвергенции пород, тем самым, увеличив вероятность преждевременного разрушения клинообразно сокращающегося целика. Этот факт крайне нежелателен и может привести к аварийной ситуации. Таким образом, в этом случае требуется опережающий ввод ОМК на уровне вентиляционного штрека, с целью переноса опорного давления на нижележащую часть целика, имеющего с ростом глубины более высокие

прочностные свойства. Как подтверждение этой гипотезы – успешный въезд ОМК в ППДВ в условиях шахты Котинская, в которой вентиляционный штрек находился в зоне выветренных и обводненных пород, а также шахты им. 7 Ноября, где вентиляционный штрек находился под влиянием отработанной вышележащей лавы.

Опережающий ввод на уровне конвейерного штрека целесообразно проводить на значительных глубинах и при отсутствии осложняющих факторов на уровне вентиляционного штрека.

Однако, определение условий опережающего ввода и более точного значения угла въезда при заданных параметрах выемочного столба требует дополнительных исследований, объясняющих характер поведения максимума опорного давления, возникающего при сокращении клинообразного целика между лавой и демонтажной камерой при разных углах въезда с опережением на конвейерном или вентиляционном штреке.

б. Опираясь на собранный материал, включающий материалы и способы крепления, а также размеры демонтажной камеры, были получены результаты расчета суммарного сопротивления крепи демонтажной выработки приходящегося на  $1\text{ м}^2$  её кровли (табл. 1.5).

Таблица 1.5

Суммарное сопротивление крепи демонтажной выработки

Шахта	Размер сечения демонтажной камеры, ширина* высота, м.	Крепление выработок	Суммарное сопротивление установленной крепи $\text{кН/м}^2$
Котинская	5,4*2,7	АК01 L=7.0, 5.5, 4.0, 6 шт., шаг 0,8м А20В L=2.2м, 6 шт., шаг 0,8м Руд стойка 3 шт., шаг 0,8м	431,6
им. 7 Ноября	4,0*3,5	АК01 L=5.0, 3 шт., шаг 0,8м АСП-1 L=2.2м, 6 шт., шаг 0,8м Руд стойка 1 шт., шаг 1,6м	342
Номер 7 «Соколовская»	3,0*2,8	АК02 L=7.5, 3 шт., шаг 1м А20В L=2.4м, 3 шт., шаг 1м Руд стойка 2 шт., шаг 1м	443
	3,0*2,8	АК02 L=7.5, 3 шт., шаг 1м А20В L=2.4м, 3 шт., шаг 1м Руд стойка 1 шт., шаг 1м	376
Колмогоров- ская-2	5,5*3,2	АК01 L=6.5, 6 шт., шаг 0,8м АСП L=2.5м, 7 шт., шаг 1м	412

Продолжение таблицы 1.5

Владимировская	4,5*3,5	AK01 L=7.0, 3 шт., шаг 0,8м AK01 L=7.0, 1 шт., шаг 1,5м КМТ из СВП-22 шаг 0,8м.	263
Кыргайская	3,2*3,5	AK01 L=7.5, 3 шт., шаг 1м A20B L=2.4м, 3 шт., шаг 1м Руд стойка 1 шт., шаг 0,5-1м.	289

Из представленной таблицы 1.5 видно, что на шахтах Владимирская и Кыргайская значения суммарного сопротивления установленной крепи несколько ниже, чем на других шахтах. Исходя из этого, можно предположить, что одним из возможных факторов для предпосылок возникновения аварийных случаев на этих шахтах является недостаточное крепление линейной части демонтажной камеры и сопряжений.

7. При детальном рассмотрении опыта въезда ОМК в ППДВ можно выделить ряд характерных особенностей для шахт с аварийными случаями (ш. Владимирская, ш. Кыргайская) и шахт безаварийных ситуаций (ш. Котинская, ш им 7 ноября, ш №7, ш, Колмогоровская – 2). Если рассматривать положительный опыт въезда ОМК в ППДВ, можно выделить ряд характерных особенностей всей технологии въезда и крепления демонтажной камеры:

- Опыт ввода механизированного комплекса в заранее подготовленную демонтажную выработку с упрочнённой канатными анкерами кровлей осуществлен без аварийных ситуаций по фактору горного давления;
- Постепенный ввод механизированного комплекса в демонтажную камеру с сокращающимся клинообразным целиком значительно снизил опасность разрушения целика угля между демонтажной камерой и лавой по сравнению с одновременным входом в демонтажную камеру по всей линии комплекса;
- Опережающие въезды на уровне конвейерного или вентиляционного штрека осуществлены с углами въезда между фронтом лавы и демонтажной камеры 3°-7°;
- Комбинированная крепь демонтажной камеры, состоящая из сталеполлимерных анкеров, канатных анкеров глубокого заложения и в

некоторых случаях из деревянных стоек, предотвратила обрушение пород кровли камеры в момент входа в нее комплекса. При этом установленные сталеполимерные анкеры, канатные анкеры, подхваты и решетчатая затяжка связали слои породы кровли демонтажной камеры и обеспечили в период демонтажа секций плавное опускание кровли на костры. Несмотря на появление смещения кровли у лавного борта демонтажной камеры, связанная канатными анкерами кровля не обрушалась. Таким образом, упрочнение канатными анкерами кровли привело к проявлению эффекта гибкого перекрытия.

Факторы, вызвавшие аварийные ситуации в очистном забое при въезде ОМК в предварительно проведенную демонтажную выработку на ш. Владимировская и ш. Кыргайская имеют общую природу:

- Проведение выработок вблизи поверхности уменьшает прочностные свойства горных пород в зоне выветренных пород с высокой степенью трещиноватости, так как породы склонны к водопоглощению, набуханию и размоканию;
- Аварийные ситуации, как правило, складываются в зоне куполов, образовавшихся на стадии ведения очистных работ, во время въезда ОМК в предварительно проведенную демонтажную камеру, что способствует в последующем развитию трещин и расслоению пород кровли;
- Значение коэффициента ослабления пород было завышено, т.к. не были приняты во внимание сопутствующие факторы, которые способствовали водонасыщению пород.

#### **1.4 Выводы по главе 1**

1. На современном этапе развития угольной промышленности для демонтажа очистных механизированных комплексов применяется два основных метода: метод с формированием демонтажной камеры в процессе ведения

очистных работ при доработке выемочного столба и метод с предварительным проведением демонтажной выработки проходческим комбайном и въезда в демонтажную камеру ОМК. Как показывает практика второй метод существенно снижает затраты времени, а также трудовые и финансовые затраты на демонтаж ОМК. Однако около 25% въездов оказались аварийными и потребовали чрезвычайных мер по их ликвидации.

2. В настоящее время нет общепризнанного методологического подхода к расчету технологических параметров и описанию происходящих процессов при въезде механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.

3. Мировой и Российский опыт въезда ОМК в предварительно подготовленную демонтажную выработку оказался неоднозначным. С одной стороны очевидной является взаимосвязь аварийных въездов с горногеологическими характеристиками массива и технологическими параметрами въезда, с другой стороны нет обоснованного подтверждения о степени влияния тех или иных параметров на причины возникновения аварий.

На основании всего выше сказанного необходимо:

1. Установить причины и механизмы обрушения кровли в передовой демонтажной выработке при въезде в неё очистного механизированного комплекса;

2. Разработать геомеханическую модель поведения углепородного массива при въезде очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку;

3. Обосновать технологические параметры въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.

## **2 АНАЛИЗ МЕХАНИЗМОВ ОБРУШЕНИЯ КРОВЛИ ПРИ ВЪЕЗДЕ ОЧИСТНОГО МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПОДГОТОВЛЕННУЮ ДЕМОНТАЖНУЮ ВЫРАБОТКУ**

Исходя из анализа применения метода с предварительно подготовленными демонтажными выработками, в большинстве случаев лавы успешно входили в предварительно пройденные выработки. Из 100% случаев только в 25% были очевидные аварии. Однако затраты, связанные с этими проблемными случаями и риски, которые они создали, были весьма значительны.

Нами установлено, что аварийные случаи могут быть разделены на две категории. Первая – связана с обрушением кровли перед механизированными крепями (тип 1) (рис. 1.6). Вторая – включает в себя случаи со значительными нагрузками на крепи совместно с разрушением и конвергенцией непосредственной кровли (тип 2) (рис. 1.7).

Обрушения кровли (тип 1) при приближении очистного забоя к предварительно пройденной выработке возникли в двух ситуациях. При первой ситуации обрушения развивались на незакрепленном участке кровли между козырьками крепей и остатками целика (частью выемочного столба между крепями и выработкой). При этом типе обрушения было установлено недостаточное вторичное крепление для предотвращения обрушения кровли. При второй ситуации обрушения кровли развивались в демонтажной выработке. Это происходило по причине высокого давления, деформации вмещающих пород, большого зазора между козырьками крепей и внешним опорным целиком после выемки внутреннего ограждающего целика. В этой ситуации значительная часть кровли вовлекалась в обрушение.

Обрушения при нагрузке (тип 2), приводящие к наиболее серьезной ситуации с кровлей, возникали из-за движений основной кровли. Этот тип обрушений сопровождался значительной конвергенцией в демонтажной

выработке и в забое, когда крепи были нагружены вплоть до деформации, часто до посадки «нажестко». Развитие нового купола на краю опорного целика приводило к потере консольной части перекрытия непосредственной кровли как опорного элемента (рис. 1.7). В случаях, когда возникало обрушение под нагрузкой, ускоренные темпы конвергенции приводили к обрушению, возникающему в тот момент, когда ширина ограждающих целиков была 3 м или менее. До тех пор оставшийся целик обеспечивал достаточную опору для основной кровли.

Когда в выработке установлена стационарная крепь с недостаточной несущей способностью, механизированные крепи принимают на себя управление большей частью веса нового обрушенного блока, который распространяется поперек демонтажной выработки и, тем самым, увеличивает незакрепленный зазор, который они ранее поддерживали. Как показано на рисунке 1.7, обрушение может распространиться выше в основную кровлю, поскольку более широкий свод давления вызывает дальнейшее увеличение нагрузки на крепи. Более того, крепи не могут справиться с этим новым распределением нагрузки. Как только отделенный блок вышележащих пород сдвигается, это затрагивает основную кровлю. Если основная кровля недостаточно прочная для удержания отделившегося блока, он будет проседать, постоянно добавляя нагрузку в зоне забоя. При этом типе обрушения внутреннее крепление (анкерная крепь) не препятствует обрушению, поскольку крепление является внутренним по отношению к отделенному блоку. Если основная кровля крепкая, то она способствует образованию естественного перекрытия в выработке и забое, что в результате создаст более благоприятные условия в демонтажной выработке и забое.

## **2.1 Характеристики предварительно пройденных демонтажных выработок**

Основываясь на зарубежных источниках [64-68, 76, 80, 82, 84-86, 88, 91, 93,

94, 98-103, 105-107] и данных, собранных в условиях шахт Кузбасса, произведён анализ различных описательных характеристик по всем случаям въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтакную выработку. Целью было определить, какие характеристики связаны с аварийными случаями. Для анализа использовались технологии статистики, включая корреляцию Пирсона и логическую регрессию.

Непосредственная кровля. Геология кровли для зарубежных шахт была оценена с использованием рейтинга кровли угольных шахт (CMRR), а для шахт Кузбасса единой отраслевой классификацией типа кровли (индекс типа кровли).

Была обнаружена корреляция между классификациями кровли и обрушениями по первому и второму типу. Во всех случаях обрушений кровля принадлежала к типу трудноуправляемых (рис. 2.1).

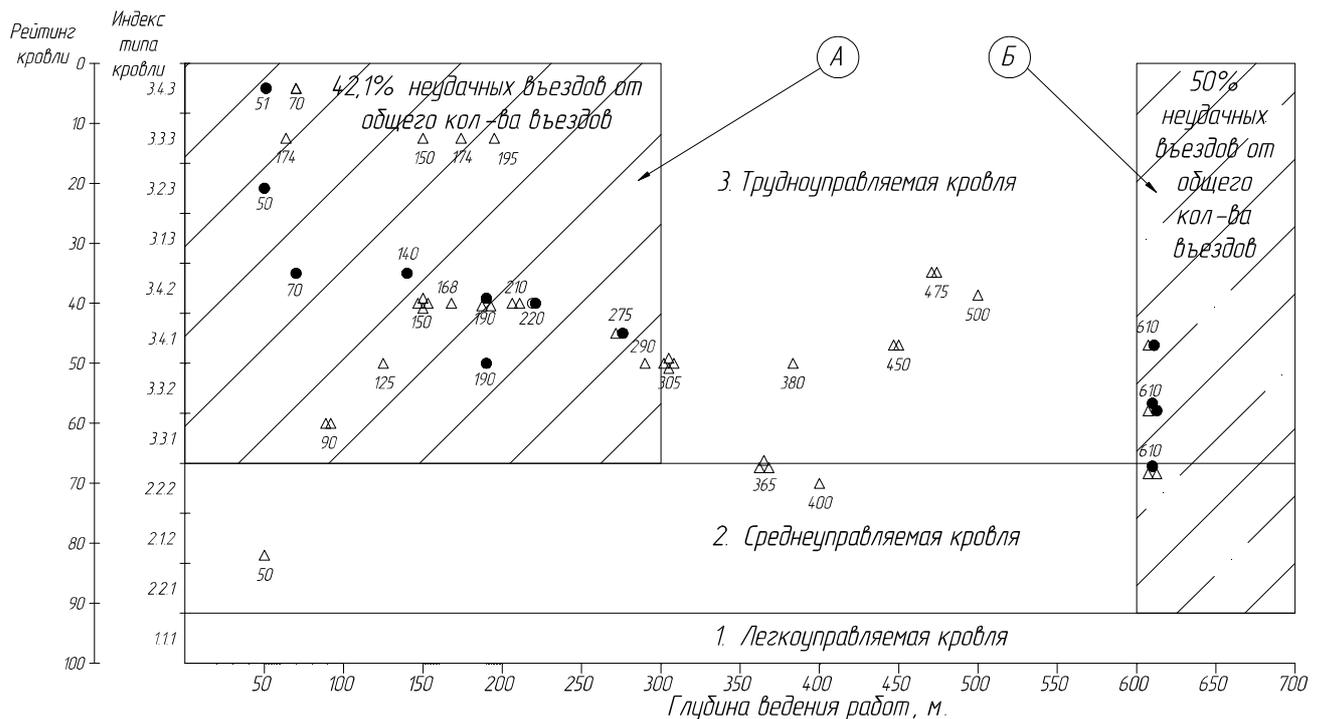


Рисунок 2.1 – Точечный график распределения въездов в демонтакную выработку в зависимости от глубины и индекса типа кровли (рейтинга кровли):

● – аварийный въезд; △ – безаварийный въезд

На графике (рис. 2.1) выделены две области, в которых происходило максимальное количество аварийных въездов. Первая область (А) характерна для глубин до 300 м и в зонах с трудноуправляемой кровлей 42,1% аварийных въездов от общего числа. Вторая (Б) для глубин свыше 600 м и двумя типами кровли

трудноуправляемой и среднеуправляемой 50% аварийных въездов от общего числа.

Основная кровля. Информация по геологии основной кровли, имеющаяся для анализа, недостаточна, однако геология основной кровли имеет очень важное значение при обрушениях под нагрузкой (тип 2). По нашему мнению классификация типов кровель во многих случаях заменяет описание характеристики основной кровли.

Почва. В некоторых случаях въезд в демонтажную выработку производился при мягкой почве, включая аварийные случаи, обрушения под нагрузкой (тип 2). В отдельных случаях, когда узкий, тяжело нагруженный ограждающий целик начинает погружаться в почву, возможность обрушения возрастает. Однако наблюдались успешные случаи, когда мягкая почва замедляла деформацию целика, что вносило свой вклад в успешность демонтажных работ.

Глубина работ. Во всех случаях наблюдается большое разнообразие глубин. При большой глубине была выше вероятность возникновения обрушений кровли, но не обрушений под нагрузкой (рис. 2.2). Обрушения под нагрузкой (тип 2) не имеют корреляцию с глубиной заложения демонтажной выработки.

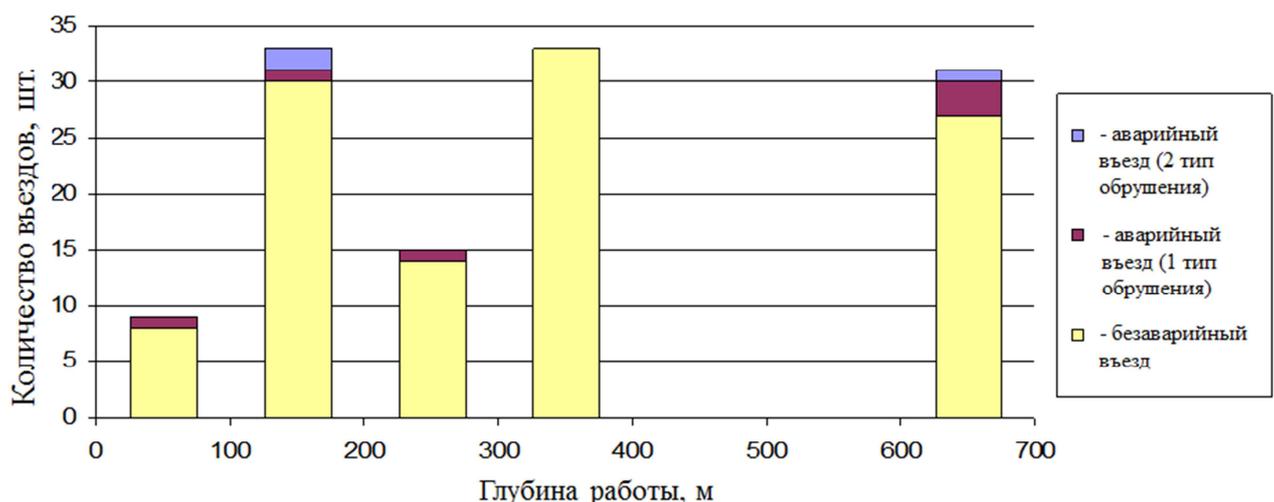


Рисунок 2.2 – Гистограмма связи глубины работ с результатами въезда

Мощность пласта. Не было обнаружено никакой корреляции между мощностью пласта и любым типом обрушений. Следует отметить, что на тонком пласте меньше вероятность нагрузки кровли, но при этом допустимая

конвергенция кровли намного меньше.

Скорость подвигания очистного забоя. Медленные темпы отработки, скорее всего, являются причиной проявления обоих типов обрушений. Двадцать случаев в шахтах связаны с сообщениями о темпах отработки медленнее, чем нормальные, либо из-за установки сетки, либо из-за поломки, произошедшей возле демонтажной выработки. В этой группе присутствуют четыре въезда с обрушением под нагрузкой (тип 2) и два въезда с обрушением кровли (тип 1). Однако, возможно, что сообщения о медленных темпах отработки поступали после возникновения обрушения. Фактически во многих сообщениях об успешном въезде темпы могли быть низкими.

Ширина демонтажной выработки. Существует небольшая корреляция между шириной выработки и авариями. Однако самые широкие выработки (до 11 м) на шахте в Мэриленде не имели проблем. Логичным представляется то, что при прочих равных условиях общая стабильность будет возрастать при уменьшении ширины демонтажной выработки.

Длина демонтажной выработки. Можно предполагать, что нагрузки от вышележащих пород будут более часто проявляться в более длинных выработках. Однако по собранным данным такой корреляции не обнаружено (рис. 2.3). Два значительных обрушения под нагрузкой (одно в ЮАР и другое в Алабаме) произошли, когда длина забоя составляла менее 110 м.

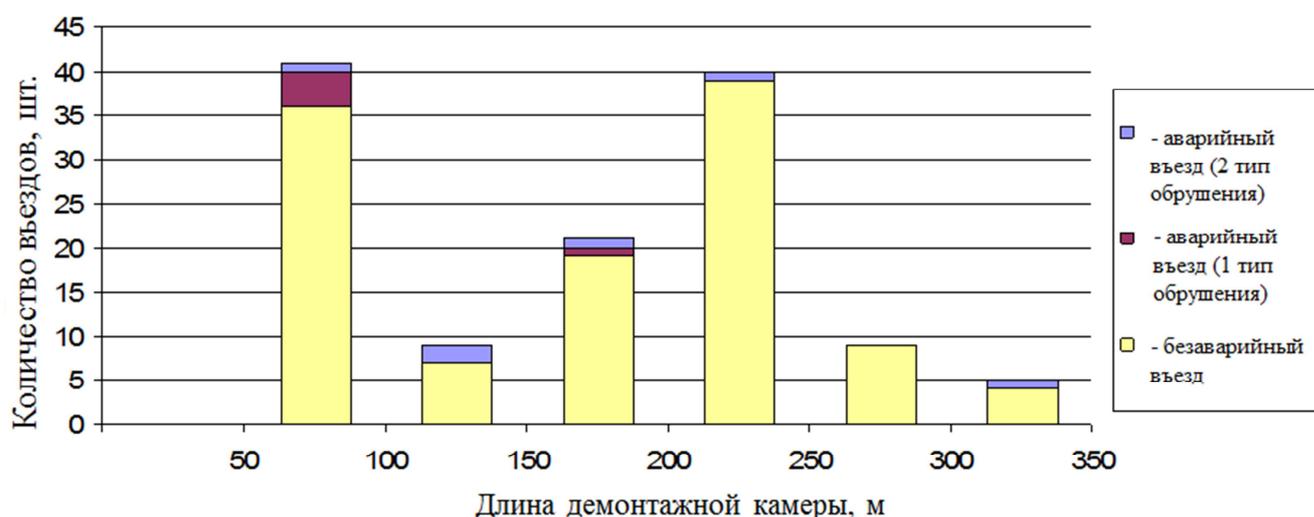


Рисунок 2.3 – Гистограмма связи длины демонтажной выработки результатами въезда

Несущая способность (сопротивление) механизированной крепи. Были обнаружены некоторые корреляции между обрушениями кровли (тип 1) и несущей способностью механизированных крепей, но более мощные крепи, очевидно, не смогли предотвратить обрушения под нагрузкой (тип 2) (рис. 2.4).

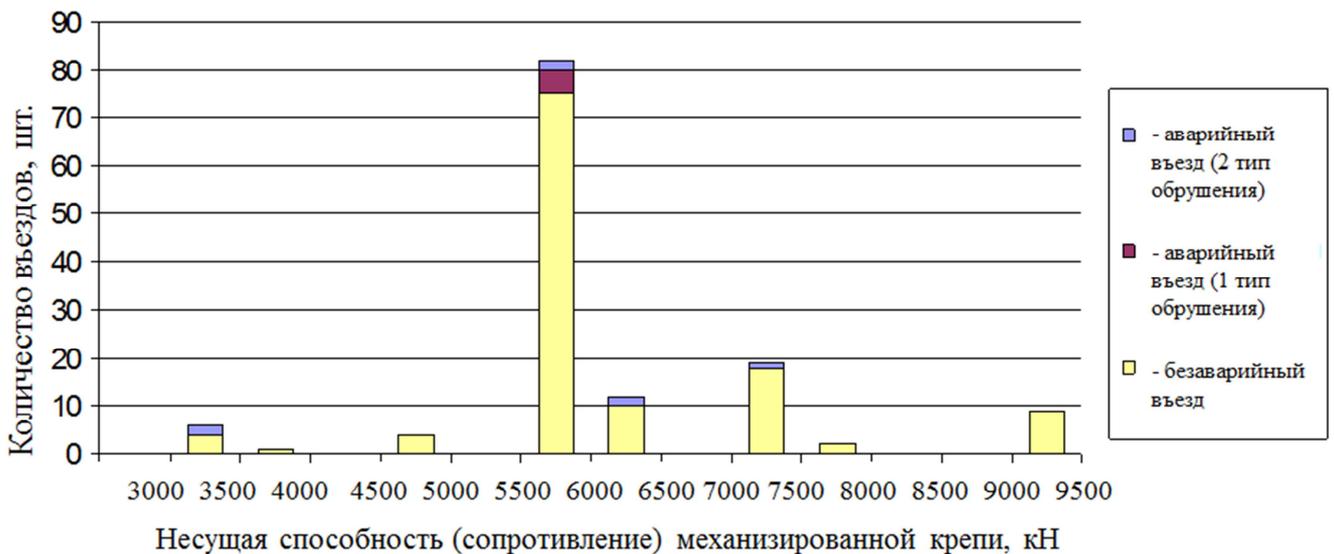


Рисунок 2.4 – Гистограмма связи несущей способности секций механизированной крепи с результатами въезда

Усиление кровли. Усиление кровли включает в себя все внутренние элементы крепления, такие как анкера в кровле, канатные анкера и затяжка. Была получена количественная оценка путем определения несущей способности каждого элемента на единицу площади кровли закрепленной элементом и умножения на длину элемента крепления (анкера). Этот индекс плотности усиления (RDI) измеряется в МПа\*м или кН/м. При использовании нескольких типов крепления индекс для каждого крепления суммировался.

Надежное усиление кровли, очевидно, было эффективным при снижении частоты проявлений обрушений кровли (тип 1). Однако также очевидно, что усиление кровли не было эффективным при предотвращении обрушений под нагрузкой (тип 2) (рис. 2.5).

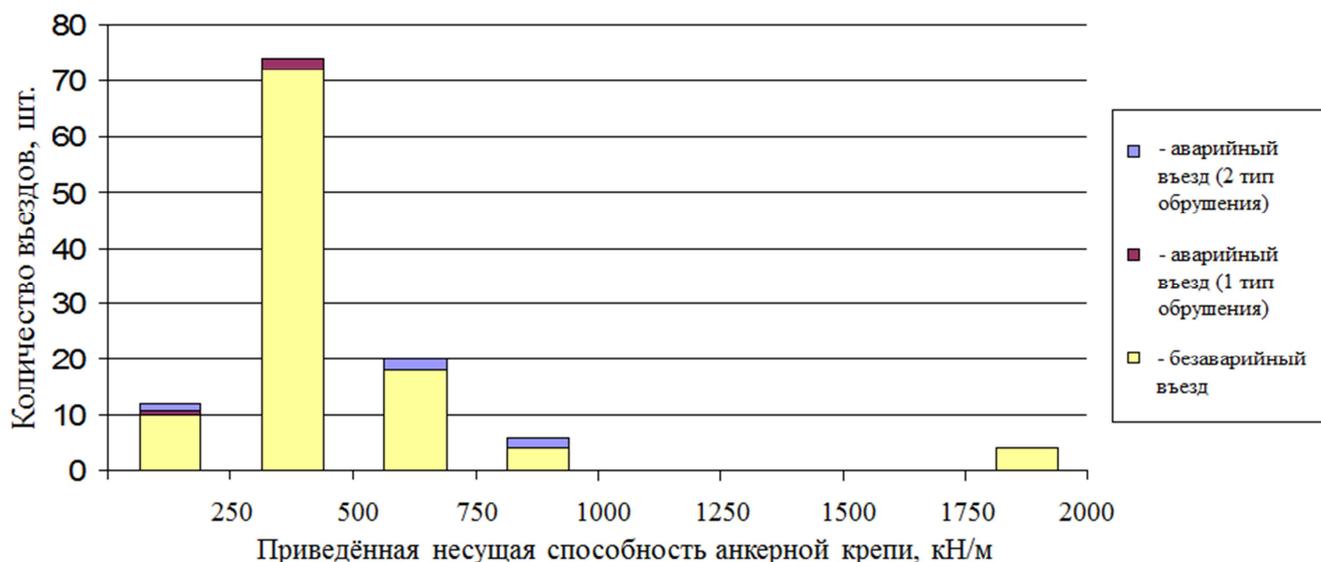


Рисунок 2.5 – Гистограмма связи индекса плотности усиления кровли (RDI) с результатами вьезда

Стационарная крепь. Отличительной чертой обрушений под нагрузкой (тип 2) являлось недостаточное количество стационарной крепи (рис. 2.6). Аварии происходили на двух шахтах после значительного обрушения под нагрузкой в выработке без стационарной крепи, последующие демонтажные выработки с применением стационарной крепи были успешно отработаны. Эти два случая показывают, что стационарная крепь может менять ситуацию с аварийной на безаварийную. О важности стационарной крепи также говорит предполагаемой механизм обрушения под нагрузкой (рассмотренный в разделах 1 и 2). В тех случаях, когда плотность стационарной крепи была выше 0,5 МПа, ситуаций с обрушением под нагрузкой не наблюдалось.

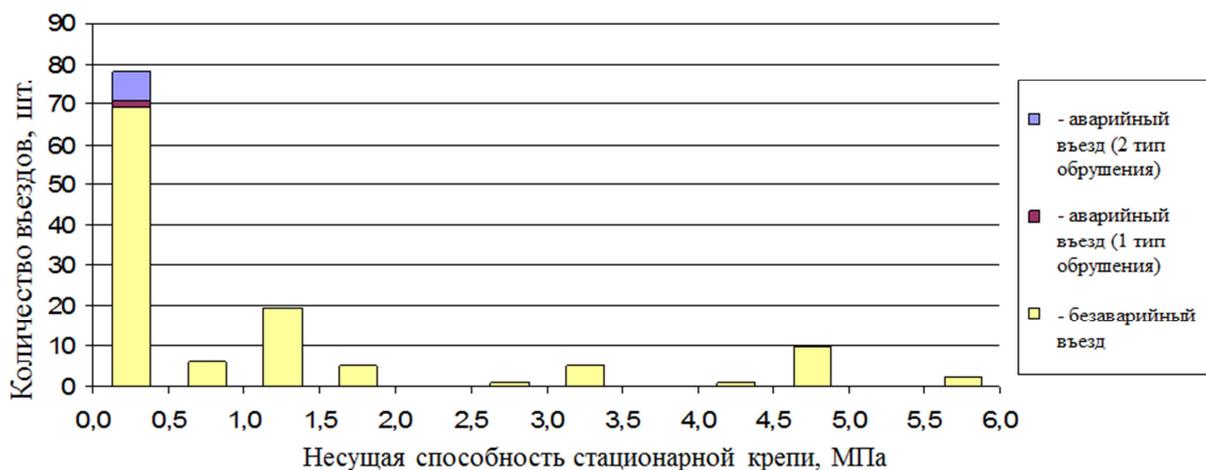


Рисунок 2.6 – Гистограмма связи несущей способности стационарных крепей с результатами вьезда

Угол между демонтажной выработкой и забоем. В связи с недостаточной информацией о том, под каким углом выработка находилась к забою во время въезда, по данному параметру нельзя выполнить детальный анализ. Однако, все зарегистрированные случаи были успешными. Как упоминалось ранее, очистные забои входили в предварительно пройденную выработку под небольшим углом с отставанием на 6 – 10 м нижнего сопряжения от верхнего для ограничения распространения «зоны с проблемами управления горным давлением». Этот подход может быть правильным, доказательством этого является то, что узкий целик все еще обеспечивает значительную опору.

## **2.2 Многомерный анализ механизмов обрушения кровли**

Для понимания возможных принципов проектирования была использована логическая регрессия. Были выполнены три анализа – анализ обрушений кровли, обрушений под нагрузкой и общий набор обрушений. Темпы ведения работ и слабая почва не были включены в этот анализ, поскольку данные были признаны неполными.

Если рассматривать только обрушения кровли, двумя наиболее важными переменными являются несущая способность механизированных крепей и общее внутреннее крепление (RDI или индекс плотности усиления). Установлено, что при увеличении несущей способности механизированных крепей, снижается потребность в стационарных крепях и наоборот (рис. 2.7). Однако эта зависимость объясняет только половину случаев обрушения кровли.

Для обрушений под нагрузкой двумя важными переменными являются индекс типа кровли (рейтинг кровли CMRR) и несущая способность стационарной крепи (рис. 2.8). Значительная взаимосвязь показывает, что при индексе CMRR выше 50 (средне и легкоуправляемая) необходима небольшая стационарная крепь. Для CMRR=40 успешные случаи имели место только при плотности стационарной крепи более 1 МПа. При значениях CMRR в диапазоне от 45 до 90 плотность стационарной крепи вплоть до 0,5 МПа являлась достаточной для предотвращения аварий и для управления горным давлением.

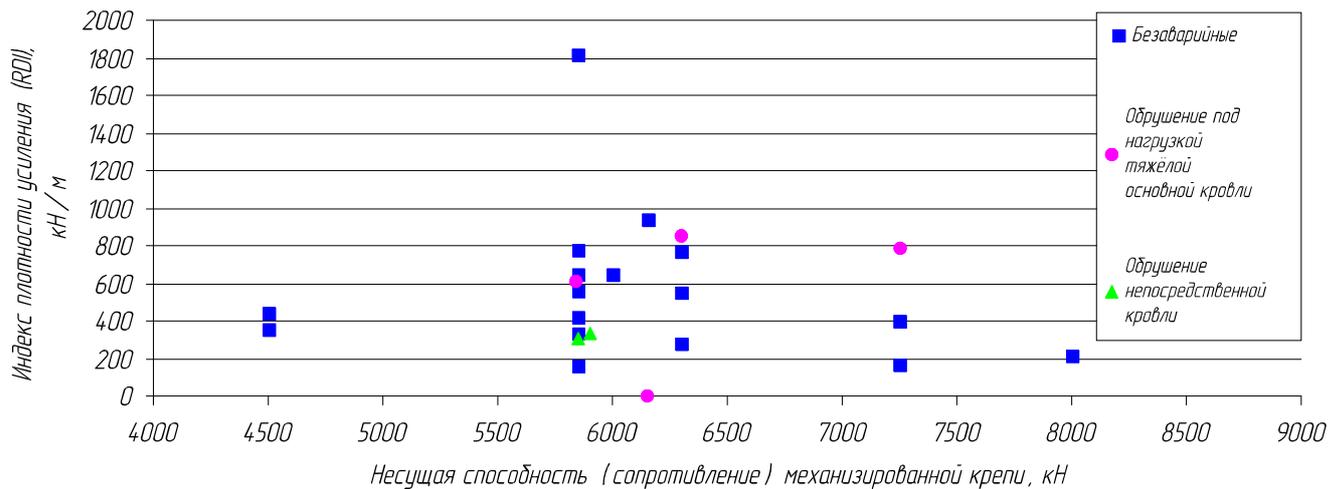


Рисунок 2.7 – Зависимость несущей способности механизированных крепей и индекса плотности усиления кровли (RDI) для безаварийных и случаев с обрушением кровли и обрушением под нагрузкой

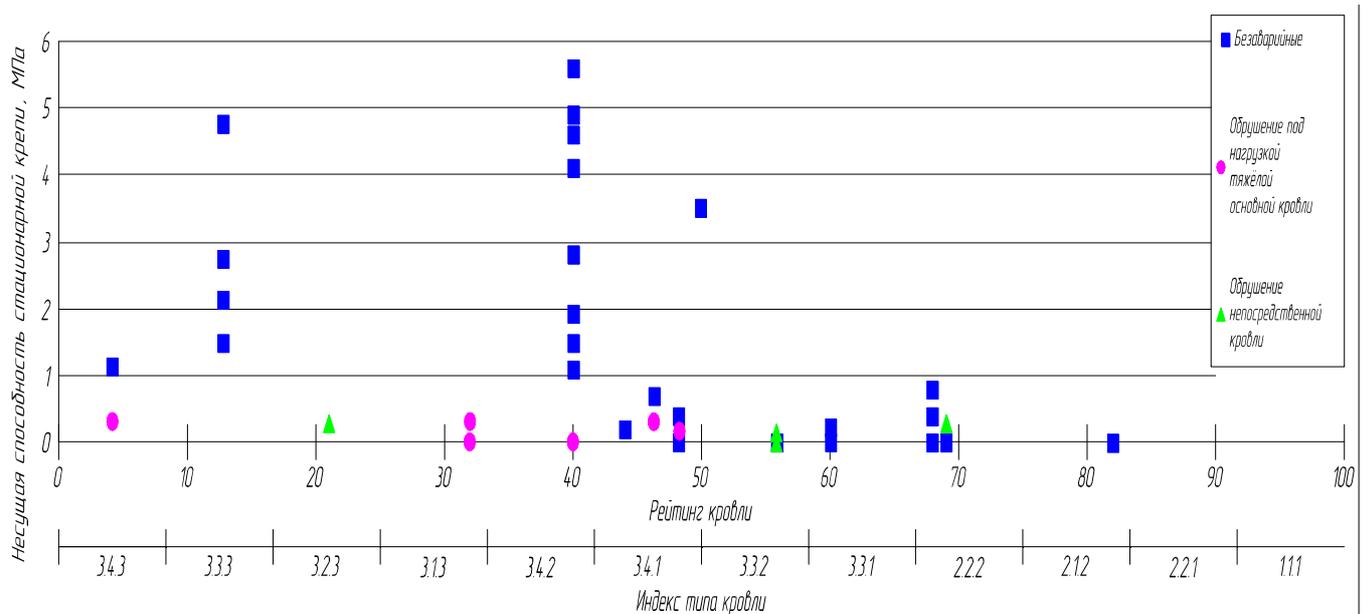


Рисунок 2.8 – Значения рейтинга кровли CMRR и индекса типа кровли, совмещённые с несущей способностью стационарной крепи

### 2.3 Выводы по главе 2

1. Как подтвердили большинство случаев въезда (92%), лавная отработка с заходом в предварительно пройденные монтажные выработки может быть успешно выполнена при условии соответствия крепления горно-геологическим условиям.
2. Аварии въезда могут быть разделены на две категории. Первая – связана с

- обрушением кровли перед механизированными крепями (тип 1). Вторая – включает в себя случаи со значительными нагрузками на крепи совместно с разрушением и конвергенцией непосредственной кровли (тип 2).
3. В случае обрушений под нагрузкой, обрушение затрагивает основную кровлю и вызывает новый очаг вывалов впереди забоя вплоть до опорного целика. Затраты, связанные с этими обрушениями, и возникающие риски весьма существенны. Однако, даже при слабой кровле (CMRR=40, трудноуправляемая) плотность стационарной крепи в 1000 кН/м (1 МПа\*м) является достаточной для предотвращения или управления обрушением и позволяет забою войти в предварительно проведённые выработки. С более прочной кровлей необходимая плотность стационарной крепи снижается. Этот факт не должен рассматриваться как рекомендация к ликвидации стационарной крепи.
  4. Другие факторы, играющие роль в таком роде обрушениях – это мягкая почва, она может привести к погружению целика и замедлению темпов отработки.
  5. С более прочной кровлей, т.е. когда не возникает обрушений при нагрузке, успешным являлось небольшое количество стационарной крепи или только внутреннее усиление кровли. Однако, даже в этих условиях, обрушение кровли может произойти либо в незакрепленной зоне между механизированными крепями и целиком, либо в самой демонтажной выработке. В тех случаях, когда обрушения происходили в демонтажных выработках, их можно было контролировать путем повышенного усиления кровли (увеличение RDI) или добавления стационарных крепей.

### **3 НАТУРНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ОКРЕСТНОСТЯХ ПЕРЕДОВОЙ (ДЕМОНТАЖНОЙ) ВЫРАБОТКИ ПРИ ПЕРЕСЕЧЕНИИ ФРОНТОМ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ**

#### **3.1 Натурное исследование смещения и деформации кровли при пересечении очистным забоем диагональной печи на ш. Распадская**

Нами были проведены исследования для определения следующих геомеханических параметров:

- протяженность зоны влияния впереди очистной выработки в условиях шахты Распадская;
- величина конвергенции (кровля – почва) в диагональной разрезной печи выемочного столба 5а-10-18 ш. Распадская.

Объектом исследования выступила промежуточная разрезная печь (диагональная печь) выемочного столба 5а-10-18, на пласте №10 шахты Распадская (рис. 3.1). Промежуточная разрезная печь является единственной выработкой, практически идеально подходящей для моделирования въезда и мониторинга геомеханических процессов. Длина выработки, сечение выработки, угол примыкания к штрекам и параметры крепления и т. д., с некоторой степенью допущения могут быть сопоставимыми с аналогичными параметрами предварительно подготовленной демонтажной выработки.

Горнотехнические условия разработки выемочного столба представлены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Горнотехнические условия разработки выемочного столба 5а-10-18

Система разработки	Длинными столбами по простирацию с выемкой межлавных целиков
Длина выемочного столба	3000 м
Длина лавы	300 м

Продолжение таблицы 3.1

Глубина работы лавы	240-420 м
Угол падения пласта	5-9 град.
Вынимаемая мощность пласта	2-2,7 м

В соответствие с паспортом проведения выработок выемочного участка 5а-10-18, при проходке вентиляционный штрек шириной 5.5 м закреплён шестью анкерами в ряду с шагом 1 м (анкера типа АРПС, длина 2.2 м). Диагональная печь шириной 5 м закреплена пятью анкерами в ряду с шагом 1 м (анкера типа АРПС, длина 2.2 м), (рис. 3.2).

Согласно паспорту выемочного участка 5а-10-18 за 20 м от пересечения очистным забоем диагональной печи, происходит усиление крепи сопряжения установкой стационарной крепи. В данном случае стационарная крепь усиления на вентиляционном штреке была выполнена из двух деревянных рудничных стоек в ряду диаметром 0,2 м и более, установленных с шагом 1 м под деревянный лафет (рис. 3.5, 3.6). Усиление крепи – установка одного деревянного костра с шириной стороны не менее 1 м. Крепь усиления в диагональной печи была выполнена аналогично крепи усиления вентиляционного штрека, но на всём протяжении печи (рис. 3.5).

Суммарный отпор крепи, установленной в диагональной разрезной печи, составляет  $\approx 168 \text{ кН/м}^2$ .

Для проведения эксперимента в выемочном столбе 5а-10-18 нами были установлены 7 замерных станций для замера конвергенции (сближение кровли с почвой). Три замерные станции (под номерами 1, 2, 3) были заложены в вентиляционном штреке и в сбойке №4 и четыре (под номерами 4, 5, 6, 7) в промежуточной разрезной печи (рис. 3.1).

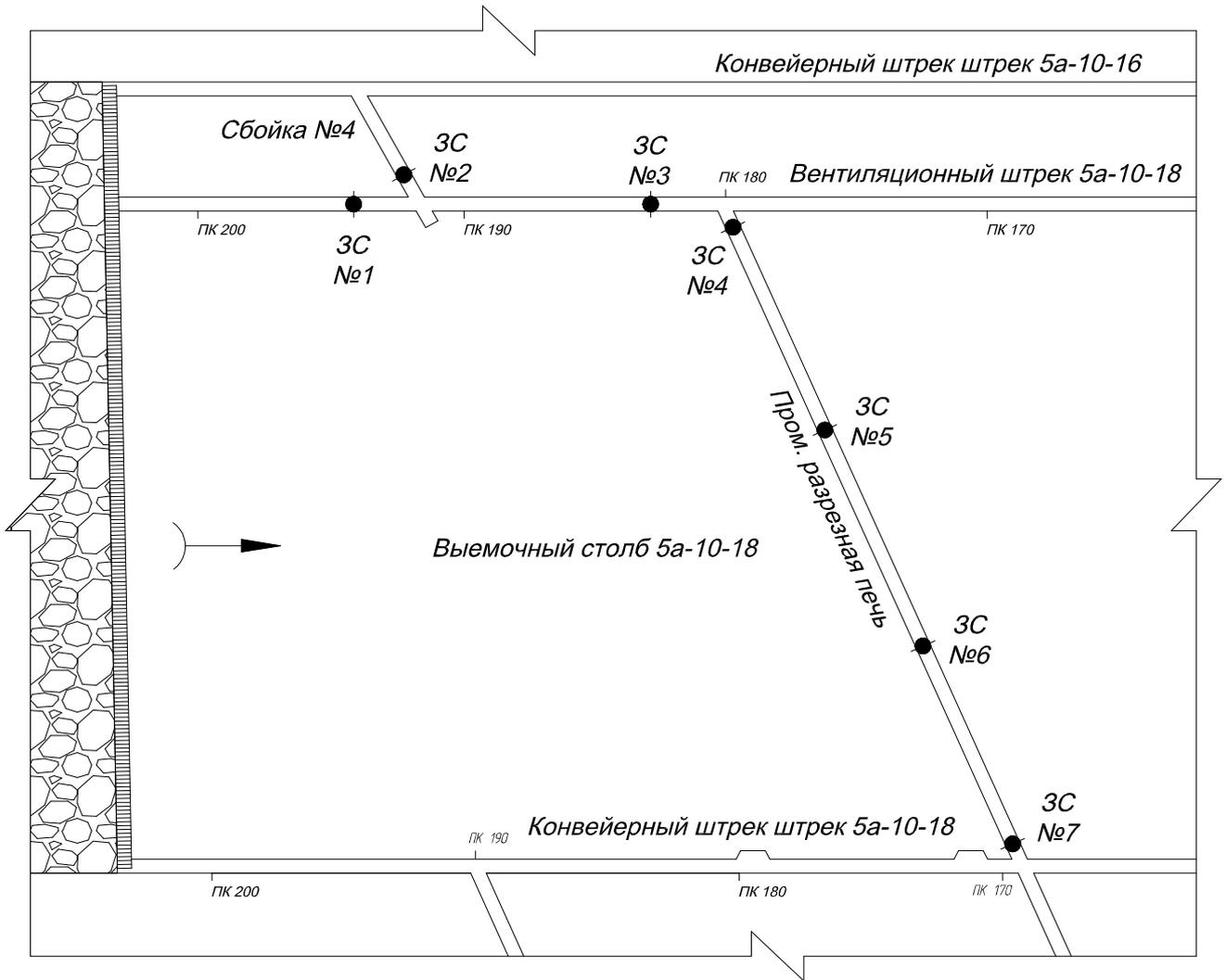


Рисунок 3.1 – Схема размещения замерных станций (ЗС):  
 ● – замерная станция

Замерные станции №4, 5, 6, 7 на первоначальном этапе представляли собой по три парных репера, установленных в кровле и почве выработки, один центральный и два – у бортов выработки (рис. 3.2). В процессе эксплуатации выработки часть центральных реперов, установленных в почве, были безвозвратно утеряны при доставке вспомогательных грузов и древесины волоком. Замерные станции №1, 2, 3 изначально не содержали центральный ряд реперов, так как установка репера в почву была невозможна из-за рельсового пути.

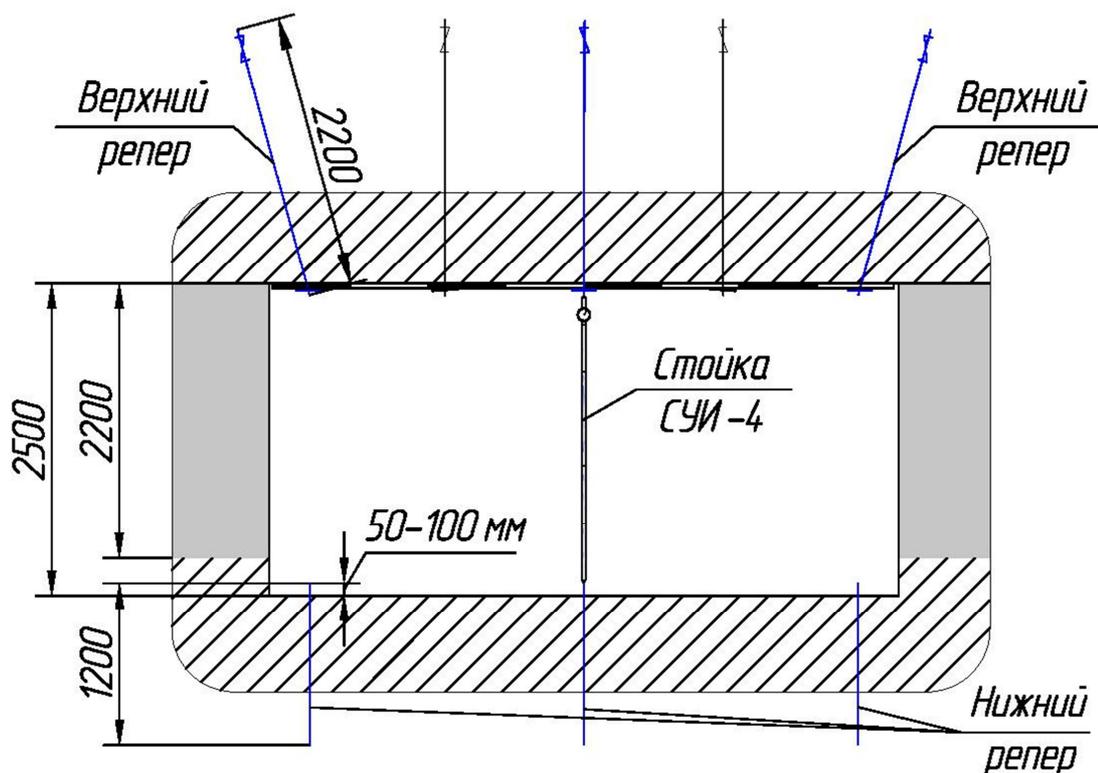


Рисунок 3.2 – Схема размещения реперов в замерных станциях (ЗС)

Парный репер представляет собой два отрезка анкера длиной не менее 1 м или анкер целиком, установленные и закреплённые в кровле и почве друг напротив друга (рис. 3.2). Все реперы, установленные в кровлю, являлись частью анкерной крепи выработок, отличающиеся от обычных анкеров только небольшим углублением на торце и наличием люминесцентных маячков для идентификации реперов. Реперы, установленные в почву – отрезки анкера длиной 1,2 м, имеющие на концах такие же отличия, что и верхние реперы.

Установка люминесцентных маячков из светоотражающей плёнки применялась для быстрого поиска и идентификации реперов в горной выработке.

Углубления на торцах верхних и нижних реперов необходимы для возможности установки стойки СУИ-4 (СУИ – стойка универсальная измерительная (рис. 3.3)).

Набор СУИ-4 состоит из следующих комплектующих:

Стойка универсальная измерительная СУИ-4 – 1 шт.;

Штанга длинная упорная – 1 шт.;

Штанга длинная вспомогательная – 1 шт.;

Штанга короткая вспомогательная – 1 шт.;

Головка индикаторная – 1 шт.;

Механический индикатор часового типа – 1 шт.;

Хомут – 1 шт.;

Упор – 2 шт.



Рисунок 3.3 – Стойка универсальная измерительная СУИ-4 в футляре для транспортировки

### 3.1.1 Проведение натурных исследований и обработка данных.

Нами за 2008-2009 гг. проведены исследования геомеханических процессов, происходящих в передовой выработке под влиянием движущегося очистного забоя. Всего за два года было выполнено свыше 200 экспериментальных наблюдений. Первый замер был произведён 14.08.2008 г., когда расстояние между очистным забоем и диагональной разрезной печью составляло 577,7 м и 675,7 м для замерных станций №4 и №7 соответственно (таблица 3.2). Последний замер под номером семнадцать произведён 29.07.2009 г. Расстояние для замерных станций №4 и №7 составляли: - 40 м и 58 м соответственно (знак минус указывает на то, что очистной забой отработал выемочный столб в месте заложения ЗС№4 и продвинулся ещё на 40 м). На рисунке 3.4 изображена часть выемочного столба 5а-10-18. На нём, в соответствии с датами, обозначены 11 последних измерений, и

движение линии очистного забоя по этим датам

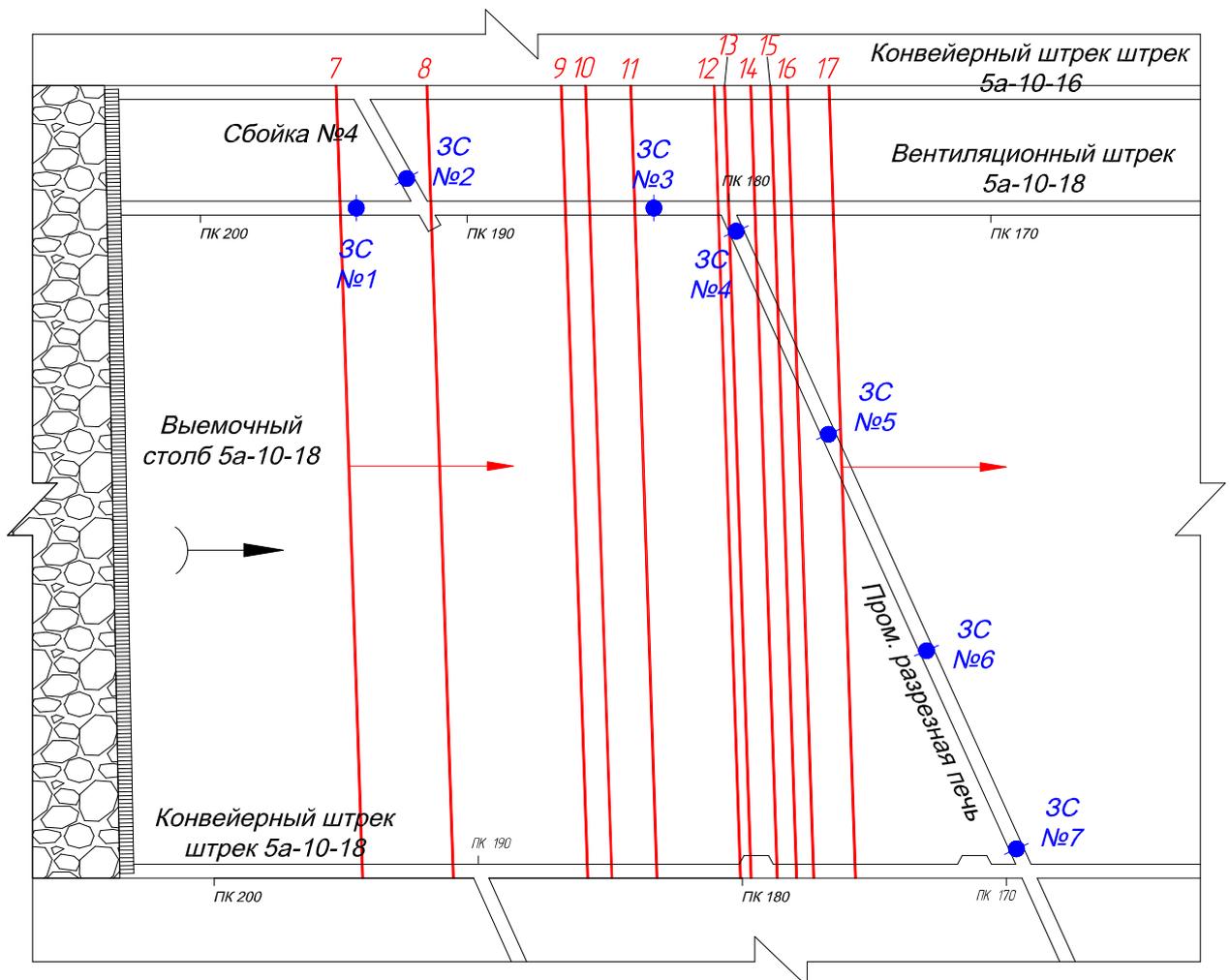


Рисунок 3.4 – Схема положения линии очистного забоя по датам измерений:  
 7 – 26.05.09; 8 – 18.06.09; 9 – 01.07.09; 10 – 02.07.09; 11 - 06.07.09; 12 – 14.07.09;  
 13 – 15.07.09; 14 – 20.07.09; 15 – 22.07.09; 16 - 24.07.09; 17 – 29.07.09

На момент, когда очистной забой находился на расстоянии 4 м от въезда в диагональную печь на уровне вентиляционного штрека (номер замера 12, дата замера 14.04.09), был сделан ситуационный план сопряжения (рис. 3.5). Ситуационный план иллюстрирует последствия влияния суммарного опорного давления от движущегося очистного забоя с одной стороны и опорного давления, проведённой заранее выработки с другой стороны, действующего на ограждающий целик и крепь сопряжения выработок.

Таблица 3.2

Сводная таблица расстояний между очистным забоем и замерными станциями,  
установленных в разрезной печи по датам измерений

№ замера	Дата	Кол-во дней м/д замерами	Расстояние от ОЗ до пром разрезной печи (ВШ, ЗС№4), м	Расстояние от ОЗ до пром разрезной печи ( ЗС №5), м	Расстояние от ОЗ до пром разрезной печи (ЗС №6), м	Расстояние от ОЗ до пром разрезной печи (ВШ,ЗС №7), м
1	14,08,08	0	577,7	612,9	647,8	675,7
2	09,10,08	55	494,6	529,9	564,7	592,6
3	31,10,08	21	462,9	498,2	533	560,9
4	11,11,08	12	444,8	480	514,9	542,8
5	17,12,08	36	390,4	425,7	460,5	488,4
6	03,03,08	76	275,7	310,9	345,8	373,7
7	26,05,09	84	148,8	184,1	218,9	246,8
8	18,06,09	23	114	149,3	184,1	212
9	01,07,09	13	62,6	97,9	132,7	160,6
10	03,07,09	2	53,3	88,6	123,4	151,3
11	06,07,09	3	36	71,3	106,1	134
12	14,07,09	8	4	39,3	74,1	102
13	15,07,09	1	0	35,3	70,1	98
14	20,07,09	5	-10	25,3	60,1	88
15	23,07,09	3	-17,5	17,8	52,6	80,5
16	24,07,09	1	-24	11,3	46,1	74
17	29,07,09	5	-40	-4,7	30,1	58

где: ВШ – вентиляционный штрек; ЗС – замерная станция.

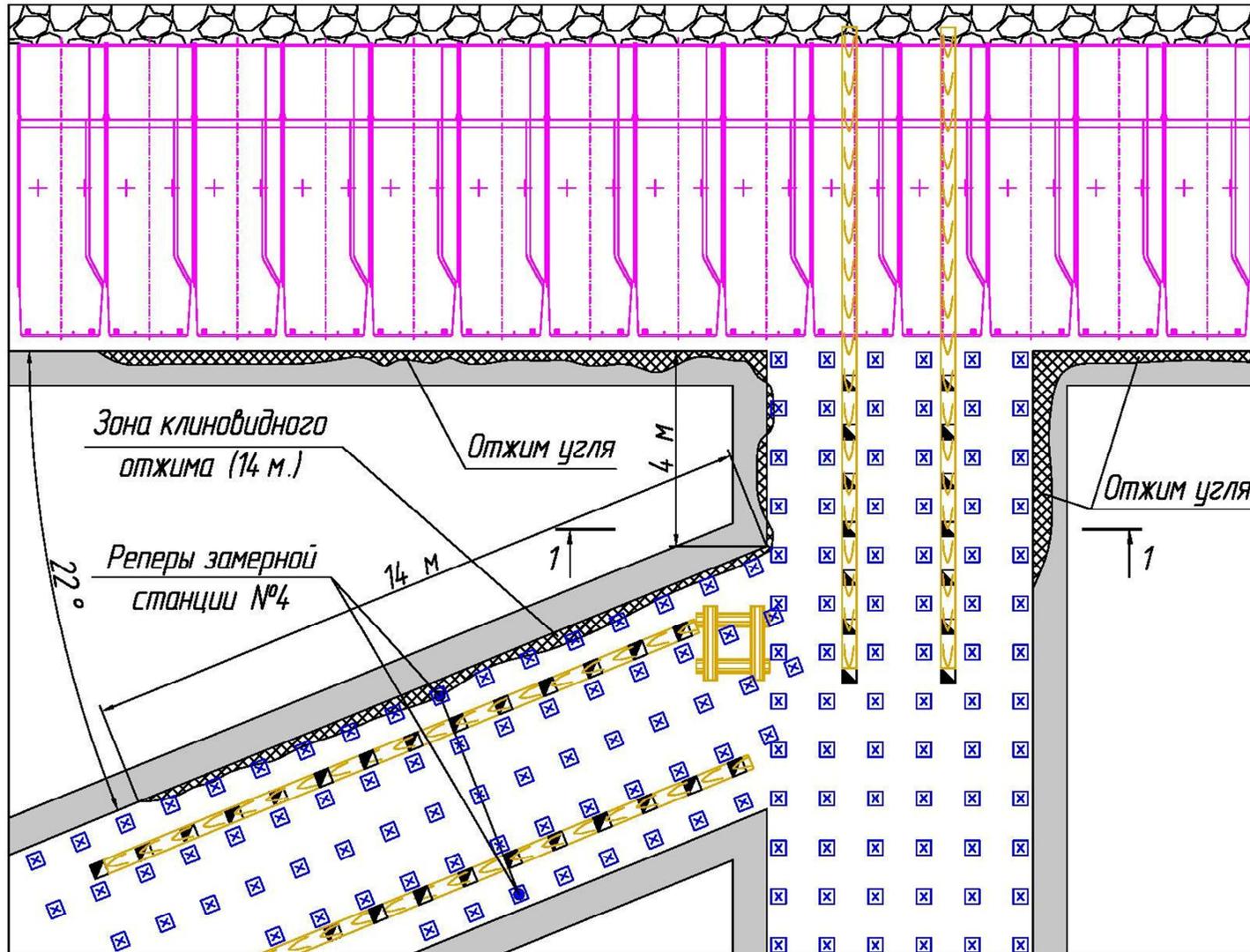


Рисунок 3.5 – Ситуационный план на 14 июля 2009 (расстояние от очистного забоя до диагональной печи 4 метра)

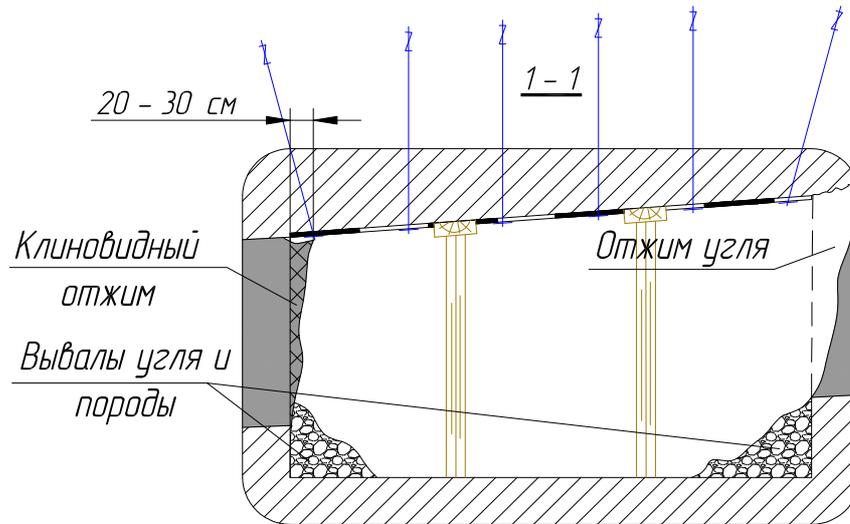


Рисунок 3.6 – Отжим угля на сопряжении очистного забоя и вентиляционного штрека (разрез по линии 1-1)

Было установлено, что в момент въезда краевая часть целика воспринимает нагрузку, превышающую боковой отпор пласта, об этом свидетельствует отжим бортов оградительного целика. Зона отжима распространяется на 14 м по падению пласта.

На рисунке 3.6 представлено сечение вентиляционного штрека с характерным для этого случая отжимом в виде клина. Под действием опорного давления пласт выдавливался в выработку в виде козырька, отклоненного на 20–30 см от вертикальной плоскости борта выработки. Отклонение козырька более чем на 30 см приводило к его обрушению. Зависающий козырёк затруднял замеры конвергенции, либо делал их почти невозможными, так как закрывал головку анкера (верхний репер), как показано на рисунке 3.7. Данный вид отжима наблюдался за всё время проведения исследования как у внутреннего борта разрезной печи, так и у внешнего. С продвижением очистного забоя зона отжима увеличивалась, но не превышала 30–40 м.

Работы [11, 12, 24, 30] объясняют, что появление отжима или изменение формы целика с обеих его сторон, свидетельствует о потере устойчивости и несущей способности целика. Таким образом, часть целика, ограниченная по падению зоной распространения отжима, находится в стадии запредельного деформирования с положительным эффектом дилатансии в виде отжима. Эта

часть целика уходит из под нагрузки вышележащих пород, и нагрузка перераспределяется на секции крепи и противоположный внешний борт разрезной печи (об этом свидетельствует отжим у этого борта).

На основе замеров и наблюдений были построены графики конвергенции кровли с почвой в зависимости от сокращения расстояния между замерной станцией и очистным забоем. Для замерных станций №4, 5, 6, 7 они представлены на рисунках 3.7, 3.8, 3.9, 3.10.

Из графиков видно, что зону влияния очистного забоя на передовую выработку можно регистрировать за 300–400 м до неё (конвергенция 1–3 мм), а в некоторых случаях и раньше. Активная зона влияния очистного забоя распространяется на расстояние в 50 м.

Деформация целика (потеря несущей способности) хорошо видна на рисунках 3.7 и 3.8, она выражается в увеличении скорости деформации целика и изменению линейной функции. Увеличение скорости смещения кровли в 4–6 раз свидетельствует о разрушении ядра целика [17].

Максимальная конвергенция в диагональной разрезной печи на репере ЗС №4 возле внешнего борта целика составила 90 мм. Визуальный мониторинг крепи в разрезной печи при этих смещениях показал, что анкерная крепь не подвергается воздействию смещения и сохраняет целостность. Стационарная крепь, состоящая из рудстойки, из-за малой несущей способности и высокой жесткости, при разрушении податливого элемента (бруса), выходит из строя. Ненарушенность элементов анкерной крепи может свидетельствовать о том, что она двигается совместно с породами кровли, не влияя на скорость их конвергенции.

Результаты замеров были аппроксимированы формулой зависимости конвергенции  $h$  в передовой горной выработке от расстояния  $L$  до линии очистного забоя:

$$h = 562 \cdot (L)^{-1,09},$$

где  $h$  – конвергенция кровли с почвой, мм;

$L$  – расстояние до линии очистного забоя, м.

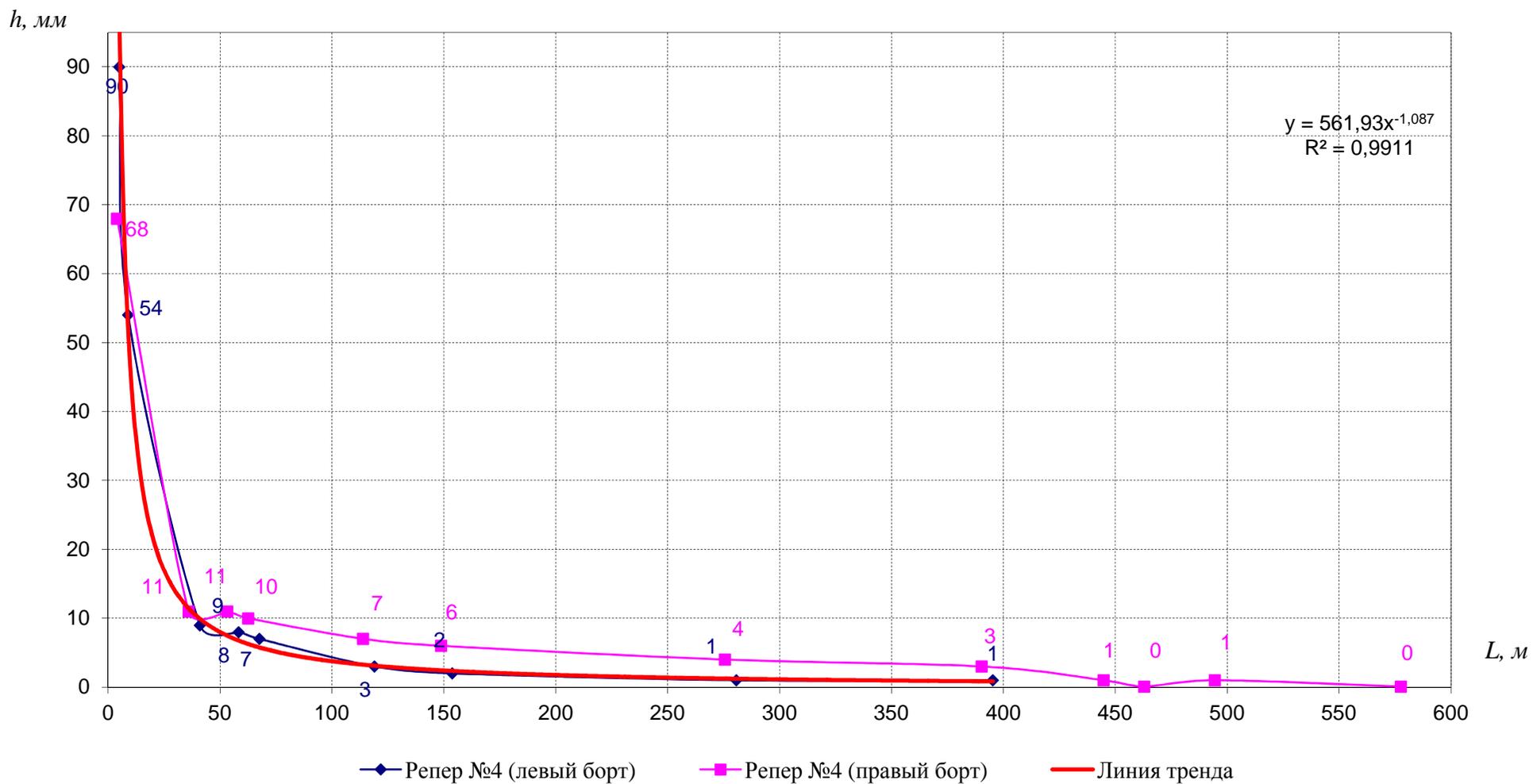


Рисунок 3.7 – График конвергенции кровли с почвой в зависимости от расстояния между замерной станцией и очистным забоем (ЗС №4)

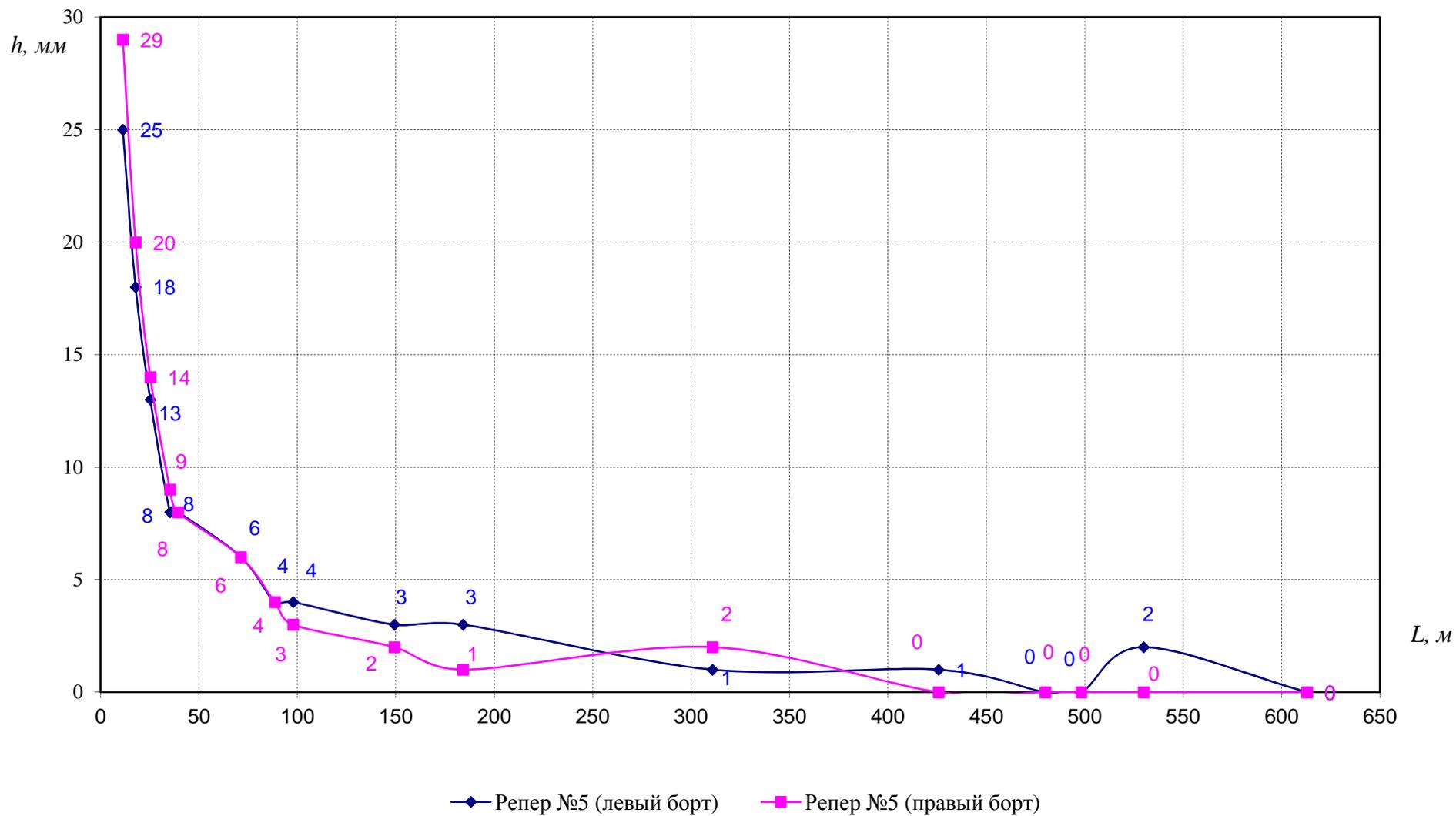


Рисунок 3.8 – График конвергенции кровли с почвой в зависимости от расстояния между замерной станцией и очистным забоем (ЗС №5)

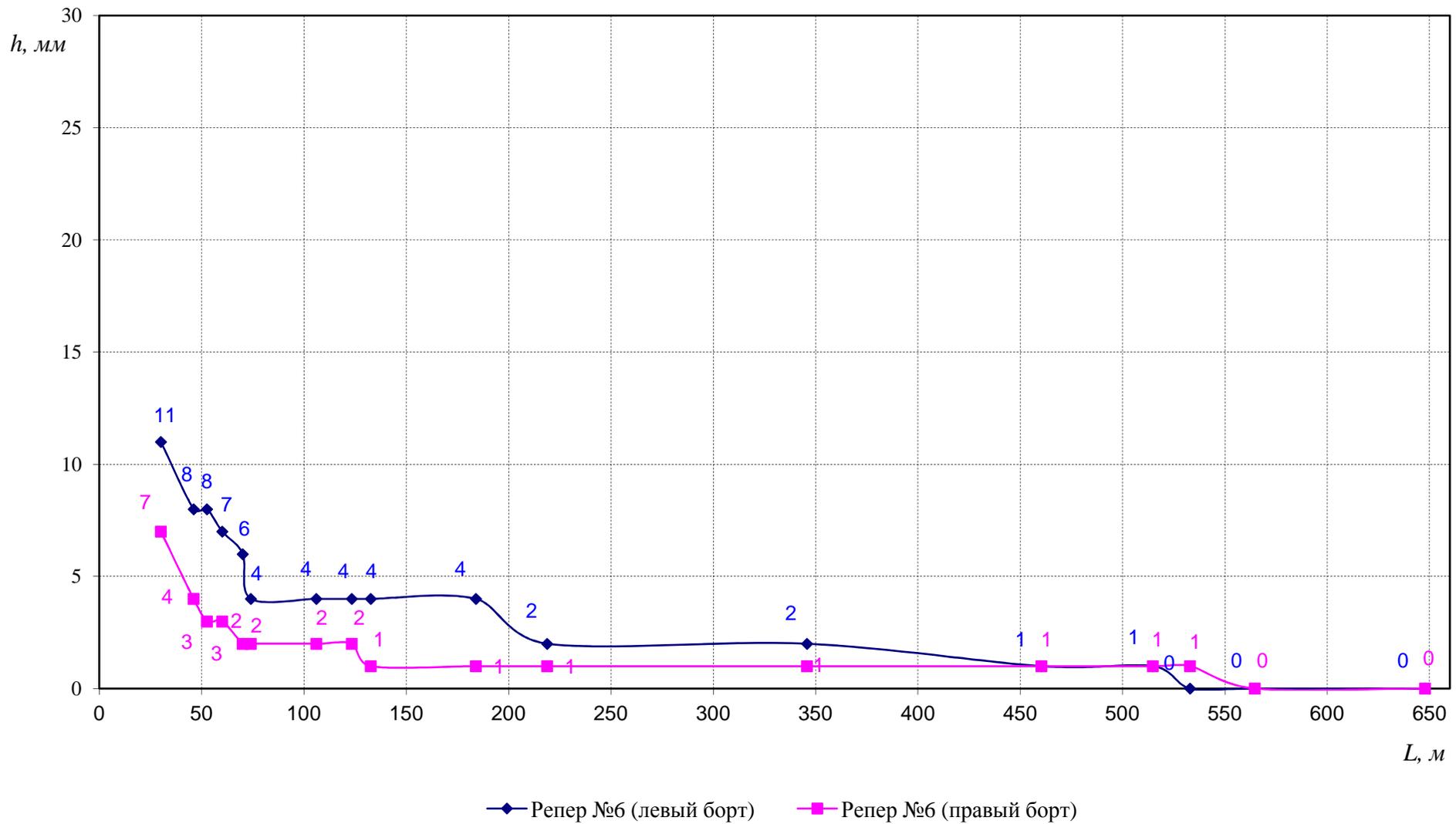
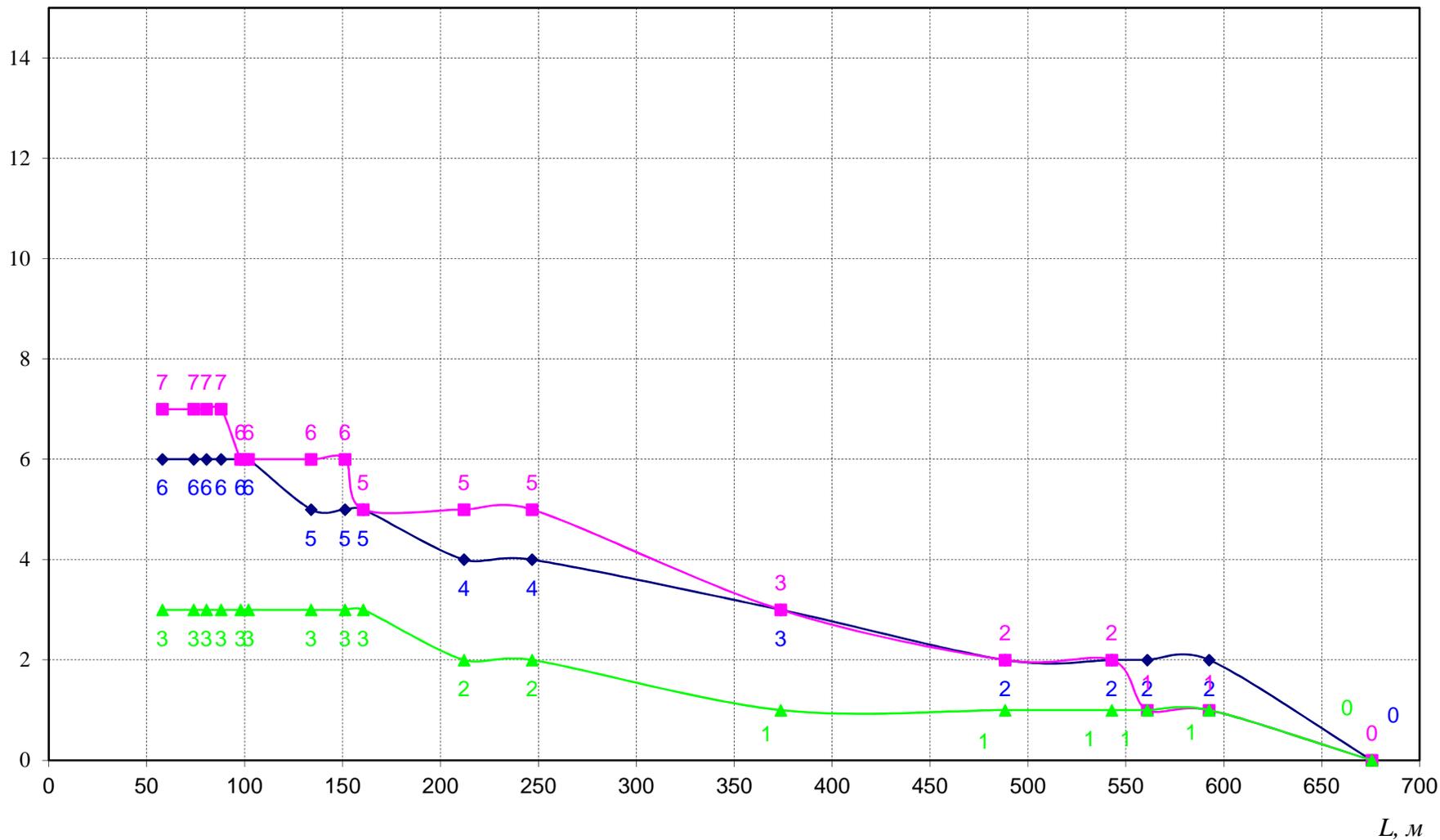


Рисунок 3.9 – График конвергенции кровли с почвой в зависимости от расстояния между замерной станцией и очистным забоем (ЗС №6)

$h, \text{мм}$



◆ Репер №7 (левый борт)    ■ Репер №7 (центральный)    ▲ Репер №7 (правый борт)

Рисунок 3.10 – График конвергенции кровли с почвой в зависимости от расстояния между замерной станцией и очистным забоем (ЗС №7)

### 3.1.2 Выводы

- При угле пересечения передовой выработки фронтом очистного забоя равном  $22^\circ$  часть целика, ограниченная по падению зоной распространения отжима 30–40 м, находится в стадии запредельного деформирования и теряет устойчивость. Эта часть целика уходит из под нагрузки вышележащих пород, и нагрузка перераспределяется на секции крепи и противоположный внешний борт разрезной печи (об этом свидетельствует отжим у этого борта).
- На пластах мощностью 2–2,7 м активная зона деформации пород распространяется на расстояние до 50 м от линии очистного забоя.
- Увеличение скорости смещения кровли в 4–6 раз свидетельствует о разрушении ядра целика.
- Величина конвергенции в горной выработке на пластах мощностью 2–2,7 м при расстоянии 5 м от линии очистного забоя достигает 90 мм и убывает по степенной зависимости с увеличением расстояния между очистным забоем и передовой выработкой.
- Наблюдения за состоянием крепи в разрезной печи показали, что анкерная крепь не подвергается воздействию смещения и сохраняет целостность, ненарушенность элементов анкерной крепи. Это может свидетельствовать о том, что она движется совместно с породами кровли и никак не влияет на скорость их конвергенции. Исходя из этого, в данных горно-геологических условиях целесообразно применять как дополнительный вид крепи канатные анкера глубокого заложения.
- Стационарная крепь, из-за малой несущей способности и высокой жесткости, слишком быстро выходит из строя. Это значительно увеличивает нагрузку на секции механизированной крепи и на неотработанный массив. В данных условиях (в тяжёлых кровлях) увеличивается вероятность возникновения обрушений кровли по типам 1 и 2 (п.п. 1.2.4). Использование стационарных крепей с высокой несущей способностью и податливостью свыше 100 мм может значительно снизить риск обрушения кровли.

## **3.2 исследования физико-механических свойств угля и вмещающих пород в месте заложения передовой выработки**

### **3.2.1 Отбор образцов пород для физико-механических испытаний**

Отбор проб пород кровли и угля произведен в лаве выемочного столба 5а-10-18 (согласно п. 3.9, 3.14 [58]). Это было продиктовано необходимостью получить образцы угля и пород непосредственной кровли, обладающих рядом свойств, близких к свойствам естественного массива в зоне влияния очистной выработки, то есть образцы должны быть представительны по отношению к объекту изучения. Отбор проб произведен локально в районе расположения в данный момент выемочного комплекса (маркшейдерский пикет №276 м по конвейерному штреку, рисунки 3.11 и 3.12). Места забора проб по лаве - секций механизированной крепи №3, №80, №145 (в дальнейшем места забора проб №1, 2, 3 соответственно). Для предотвращения размокания и высыхания образцов пород, каждый из них был парафинирован.

### **3.2.2 Определение плотности образцов вмещающих пород методом гидростатического взвешивания**

Определение плотности пород кровли и угля проводилось для отдельных образцов каждого из трех заборов проб, имеющих подходящие размеры для проведения эксперимента [31].

Образец с ниткой взвешивался на технических весах и результат ( $m$ ) заносился в таблицу 3.3. Затем образец погружался в парафиновый расплав и быстро (иначе образец нагреется и парафин на нем будет плавиться) вынимался. После застывания пленка парафина для удаления пузырьков заглаживалась. Операция повторялась 3-4 раза для создания сплошной парафиновой оболочки вокруг образца.

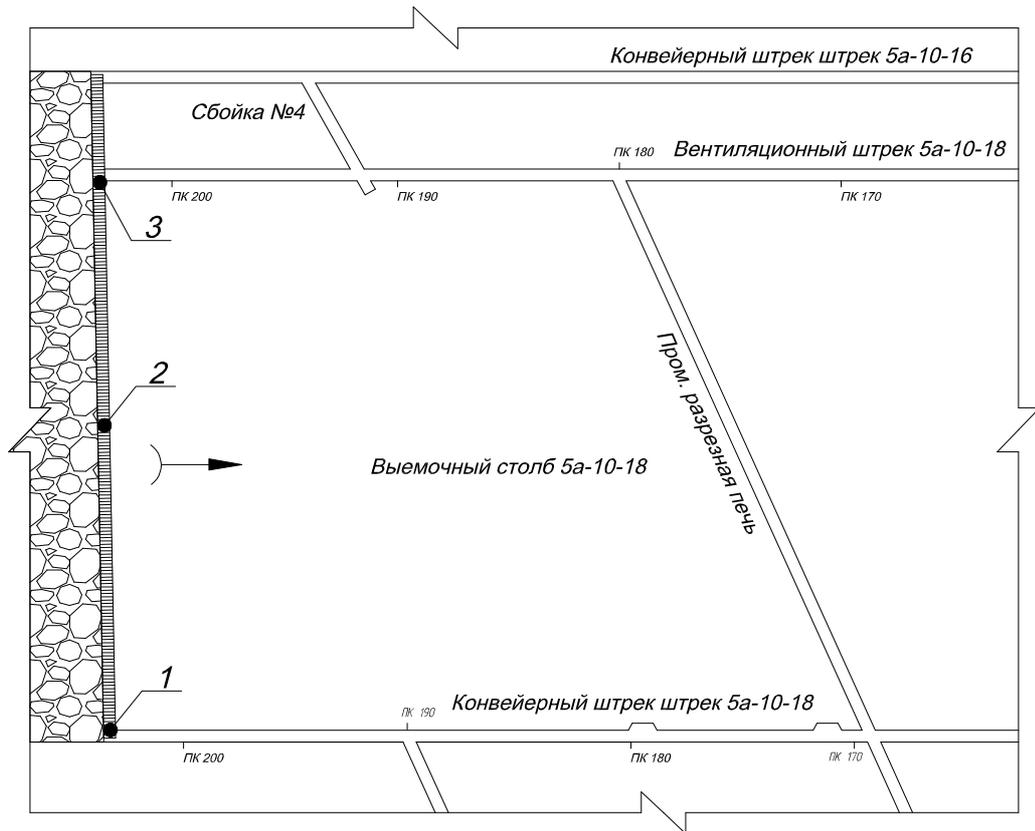


Рисунок 3.11 – Схема мест отбора образцов: 1 – место отбора секция №3; 2 – место отбора, секция №80; 3 – место отбора, секция №145

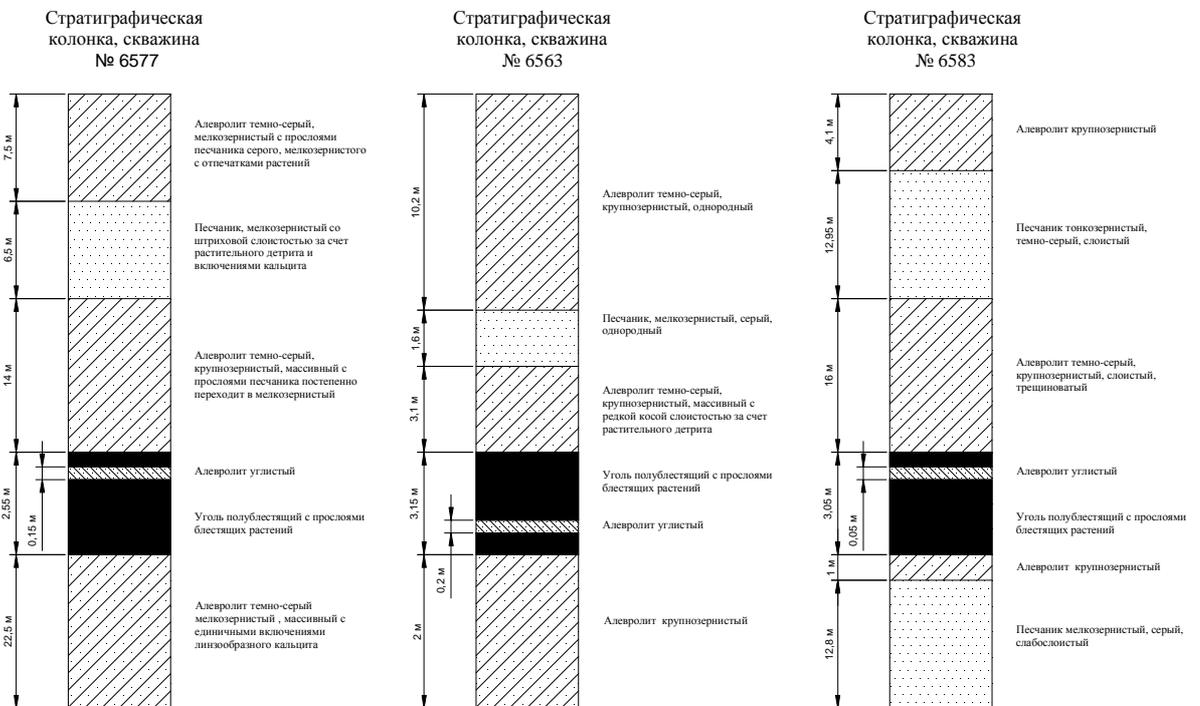


Рисунок 3.12 – Стратиграфические колонки пласта 10 по скважинам №6577, 6563, 6583

Запарафинированный образец взвешивался на технических весах и результат ( $m_1$ ) заносился в таблицу 3.3. Затем запарафинированный образец подвешивался за коромысло весов и, используя столик - подставку для емкости с водой, взвешивался в дистиллированной воде, результаты ( $m_2$ ) заносились в таблицу 3.3.

Окончательно плотность породы рассчитывалась по формуле:

$$\rho = \frac{m \cdot \rho_w \cdot \rho_n}{\rho_n (m_1 - m_2) - \rho_w (m_1 - m)}$$

Таблица 3.3

Результаты определения плотности породы методом парафинирования

№ образца	Наименование породы	№ места забора проб	Масса образца породы, г			Плотность $\rho$ , г/см <sup>3</sup>
			без парафина, $m$	покрытого парафином, $m_1$	покрытого парафином в воде, $m_2$	
1	Алевролит	1	85,93	88,33	52,32	2,58
2	Алевролит	2	49	51,01	29,21	2,5
3	Алевролит	3	33,02	35,04	19,96	2,57
4	Уголь	1	39,04	42,68	10,36	1,38

### 3.2.3 Определение коэффициента крепости угля $f$

Определение предела прочности угля на сжатие и на растяжение, практически невозможно провести стандартными методами, которые применяются для более прочных пород, в силу высокой трещиноватости, слоистости и низкой крепости угля. Для определения прочности угля применяют метод толчения (метод М. М. Протодяконова)[1] и уплотнения угольной мелочи [58]).

#### 3.2.3.1 Определение коэффициента крепости угля $f$ методом толчения (метод М. М. Протодяконова)

Методика испытаний.

На рисунке 3.13 представлено устройство для метода ударного измельчения кусков крупностью 10–20мм.



Рисунок 3.13 – Устройство для метода ударного измельчения:  
1 – стальной стакан; 2 – гиря ( $P = 2,4$  кг); 3 – мерный стакан (объемомер)

Сущность метода заключается в определении коэффициента крепости, который пропорционален отношению работы, затраченной на дробление горной породы, к вновь образованной при дроблении поверхности, оцениваемой суммарным объемом частиц размером менее 0,5 мм.

После разрушения пород молотком или кувалдой массу просеивали через сито (рис. 3.14), получая куски крупностью 10–20 мм. Из измельченного материала пробы отбирали двадцать навесок массой 40–60 г каждая. Число сбрасывания гири на каждую навеску устанавливали при дроблении первых пяти навесок.

Каждую навеску отдельно дробили в стакане гирей, падающей с высоты 60 см. Число сбрасываний гири принимали в зависимости от ожидаемой крепости породы, обычно от 5 до 15 сбрасываний на каждую навеску (при очень мягких породах число сбрасываний может было сокращено до 1, а при очень крепких - увеличено до 30).



Рисунок 3.14 – Сита (3 в 1) для разделения мелочи на фракции

После дробления каждых пяти навесок их просеивали на сите, подрешетный продукт сита ссыпали в объемомер, слегка встряхнув, затем замеряли плунжером высоту столбика мелочи и заносили ее в таблицу 3.4.

Коэффициент крепости горной породы ( $f$ ) вычисляли по формуле:

$$f = \frac{20 \cdot n}{h}$$

где: 20 – эмпирический числовой коэффициент, обеспечивающий получение общепринятых значений коэффициента крепости и учитывающий затраченную на дробление работу;

$n$  – число сбрасываний гири при испытании одной навески;

$h$  – высота столбика мелкой фракции в объемомере после испытания пяти навесок, мм.

Перед измерением пыль уплотняли легким постукиванием стакана по столу.

Результаты определения высоты навесок в объемомере, после просеивания через сито (ячейка=0,5 мм) заносили в таблицу 3.4.

За окончательный результат испытания принимали среднее арифметическое результатов трех определений по формуле:

$$h_{cp} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n h_i,$$

где:  $h$  - высота столбика мелкой фракции в объемомере после испытания пяти навесок, мм;

$n$  – число измерений в объемомере.

Результаты испытаний крепости пород по методу М. М. Протоdjяконова

№ опыта	Крупность кусков, мм.	Вес навесок, гр.	Число сбрасываний гири	Высота $h$ в объемомере, мм.	$h_{ср}$ , мм	Коэф. крепости, $f$
1	10-20	40	4	159	160	0,5
2	10-20	40	4	164		
3	10-20	40	4	157		

### 3.2.3.2 Определение коэффициента крепости угля $f$ методом уплотнения угольной мелочи

Устройство для определения прочности пород на сжатие методом уплотнения кусков пород в стакане 2 плунжером 3 на заданную величину представлено на рисунке 3.15.

Сущность метода заключается в определении прочности пород на сжатие, которая пропорциональна отношению работы, затраченной на уплотнение кусков пород на заданную величину (19 мм), оцениваемой величиной приложенного усилия.

Образцы для испытаний - неправильной формы куски породы, просеянные через сито весом от 5 г. до 20 г. каждый (крупность 10–20 мм) в количестве 500–800 г.

Если куски угля или породы не входили между конусами 1-2, их предварительно разрушали молотком или кувалдой. В дальнейшем, после разрушения кусков, всю измельченную массу просеивали через сита (рис. 3.14).

Породные кусочки плотно укладывали (рис. 3.15) в стальной стакан 2 ( $d = 55,3$  мм,  $h = 80$  мм) на высоту засыпки  $53 \pm 1$  мм. На засыпку устанавливали плунжер 3 ( $d = 55$  мм,  $h = 80$  мм), отмечая по его рискам высоту установки. Нагружение породы через плунжер производили плавно до уплотнения (по шкале) 19 мм с такой скоростью, чтобы нагружение завершилось в течение 30 – 60 с. от начала нагружения.



Рисунок 3.15 – Устройство для метода уплотнения:  
1 – опорная рама; 2 – стальной стакан; 3 – плунжер; 4 – гидродомкрат с манометром

Прочность породы на сжатие  $\sigma_{сж}$  определяли по формуле:

$$\sigma_{сж} = \frac{P}{24\text{см}^2}, \text{ кгс/см}^2.$$

Испытание повторяли (с новыми засыпками) 2–3 раза, принимая результаты, отличающиеся между собой не более чем 25-30%.

Результаты испытаний заносили в таблицу 3.5.

Таблица 3.5

Результаты испытаний прочности пород методом уплотнения

№ опыта	Крупность кусков, мм.	Величина уплотняющего усилия, кгс.	Расчетная величина $\sigma_{сж}$ , кгс/см <sup>2</sup>	Среднее значение $\sigma_{сж}$ , кгс/см <sup>2</sup>	Коэф. Крепости, $f$
1	10-20	1352	56	52	0,5
2	10-20	1176	49		
3	10-20	1284	53		

### 3.2.4 Определение прочности и деформационных свойств горных пород

Все образцы пород были подвергнуты испытаниям на стенде для измерения предела прочности и деформационных свойств горных пород БУ-39. Механический пробник БУ-39 представляет собой механический пресс с ручным приводом и предназначен для комплексного определения прочностных и деформационных характеристик горных пород в лабораторных и полевых условиях на образцах произвольной формы, в том числе и неправильной [2, 25].

Методика испытаний позволяет определять следующие конкретные показатели:

- предел прочности на растяжение;
- предел прочности на сжатие;
- модуль упругости при сжатии;
- модуль пластичности при нагружении сферическими инденторами.

При разрыве образца на две части вычисляли величину фактической площади поверхности сквозного разрыва (раскола) образца  $S_{abc}$ , см<sup>2</sup> (где  $a$  – номер забора проб,  $b$  – номер образца,  $c$  – номер опыта): по результатам измерения линейных размеров образцов правильной формы или по очертаниям контура фактической поверхности разрыва образцов неправильной формы. В последнем случае применяли либо метод непосредственного подсчета, либо сводили сложную конструкцию контура к одной или нескольким простейшим геометрическим фигурам. При этом резко выступающие периферийные части контура в виде остроконечных пиков в расчет не принимались.

При разрыве образца на количество частей больше двух (в общем случае на  $n$  частей) вычисляли величину фактической площади поверхности сквозного разрыва (раскола) образца  $S$  по формуле:

$$S = 2 \frac{S_1 + S_2 + \dots + S_n}{n},$$

где  $S_1, S_2, \dots, S_n$  - площади поверхностей по каждому из направлений полуразрыва (рис. 3.16).

Значения условной прочности на растяжение  $\sigma_{pi}$  по каждому образцу вычислялись по формуле:

$$\sigma_{pi} = \frac{P_p}{S_{abc}},$$

где  $P_p$  - значение разрушающей нагрузки (1 дел.  $P = 160$  кгс, 1 кгс = 9,8 Н).

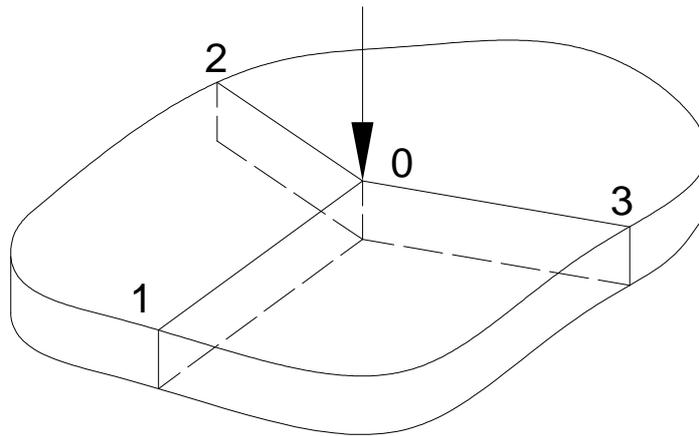


Рисунок 3.16 – Раскалывание образца на 3 части

Далее определяли среднеарифметическое значение условной прочности на растяжение  $\sigma_p$  для  $n$  образцов (опытов) каждого забора проб:

$$\sigma_p = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \sigma_{pi}.$$

Предел прочности на растяжение  $\sigma_p^0$  определяли по формуле:

$$\sigma_p^0 = 0,75 \cdot \sigma_p.$$

Для определения предела прочности на сжатие использовали корреляционные зависимости:

$$\sigma_{сж} = 20\sigma_p^0 \quad \text{при} \quad \sigma_p^0 \leq 4,9 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{сж} = 26\sigma_p^0 - 19,6 \text{ МПа} \quad \text{при} \quad \sigma_p^0 > 4,9 \text{ МПа}.$$

Далее определяли паспорта прочности горной породы по методам которые, изложенных в ГОСТ 21153.4-75 и ГОСТ 21153.8-88.

По полученным средним значениям  $\sigma_p$  и  $\sigma_{сж}$  паспорт прочности строили упрощенным способом (прямолинейная форма паспорта прочности).

Для этого в одном и том же масштабе откладывали по оси абсцисс нормальные напряжения  $\sigma$ , а по оси ординат – касательные напряжения  $\tau$ . От начала координат (рис. 3.17) вправо откладывали среднюю величину  $\sigma_{сж}$ , полученную по данным эксперимента. Из центра полученного отрезка радиусом  $0,5\sigma_{сж}$  чертили полуокружность, представляющую собой предельный круг напряжений при сжимающей одноосной нагрузке для данной горной породы.

Точно так же слева от начала координат строили предельный круг напряжений для  $\sigma_p$ . После этого проводили касательную к обоим кругам напряжений. Это и есть прямолинейный участок паспорта прочности изучаемой горной породы.

На графике зависимости  $\tau = f(\sigma)$  измеряли угол наклона касательной к оси абсцисс  $\rho$ , являющийся углом внутреннего трения породы и величину отрезка на оси ординат от начала координат до точки пересечения касательной к предельным кругам напряжений с осью ординат, равного величине сцепления горной породы  $k$  (МПа).

Мы производили расчеты  $k$  и  $\rho$  по формулам и сравнивали полученные значения со значениями, измеренными на паспорте прочности.

Для случая прямолинейной формы паспорта прочности (рис. 3.17) справедливы соотношения:

$$k = 0,5\sqrt{\sigma_{сж} \cdot \sigma_p} ;$$

$$\operatorname{tg} \rho = \frac{\sigma_{сж} - \sigma_p}{2\sqrt{\sigma_{сж} \cdot \sigma_p}} .$$

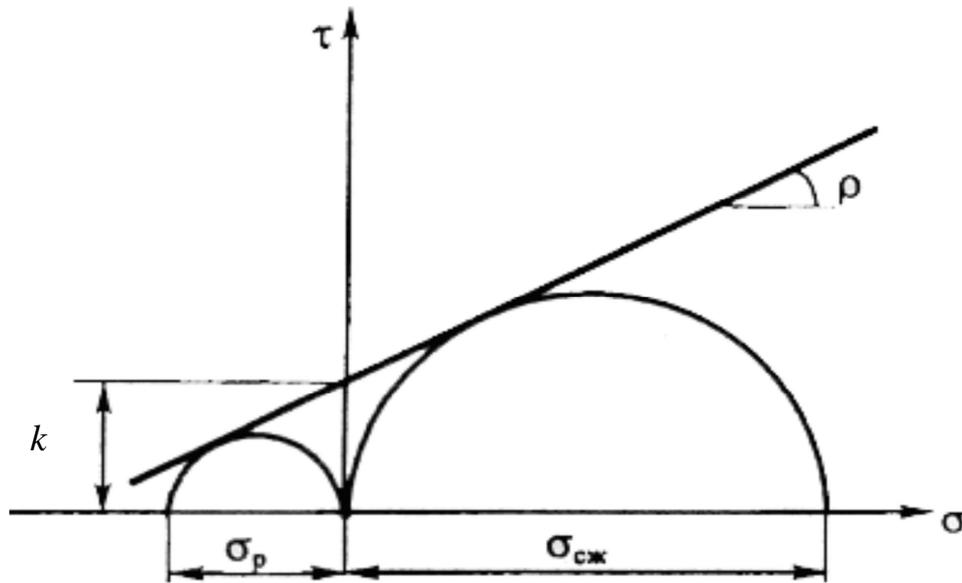


Рисунок 3.17 – Паспорт прочности горной породы:  
 $k$  – сцепление горной породы (МПа);  $\rho$  – угол внутреннего трения породы

В испытаниях участвовало 7 типов образцов горной породы, преимущественно алевролиты: темно – серые, крупнозернистые с вкраплениями растительного детрита. Лишь несколько образцов отличались структурой внутреннего строения – это образец №2 отбора проб №2 (алевролит углистый черного цвета с блестящими площадками контакта), и образцы 1,2 отбора проб №3 (алевролиты темно-серые, имеющие однородную без включений структуру от крупнозернистой до среднезернистой).

В ходе испытаний установлено, что прочностные свойства образцов сильно зависят от места приложения силы. Так однородные образцы в ходе отдельных опытов показывали примерно равные пределы прочности на растяжение, а пределы прочности образцов с инородными вкраплениями сильно отличались друг от друга. Это объясняется анизотропией образцов и формированием площади раскола в зонах повышенного влияния микро и макродефектов (трещиноватости породы и включений растительного происхождения)

Прочностные характеристики образцов горных пород, полученные при испытании на механическом пробнике БУ-39, представлены в таблице 3.6.

Прочностные характеристики пород непосредственной кровли в местах отбора проб

Наименование породы	№ забора проб	№ образца	Плотность породы, г/см <sup>3</sup>	Предел прочности породы				Сцепление породы $k$ , МПа	Угол внутр. трения $\rho$
				$\sigma_p$ , МПа	$\sigma_p^{cp}$ , МПа	$\sigma_{сж}$ , МПа	$\sigma_{сж}^{cp}$ , МПа		
Алевролит	1	1	2,58	1,58	2,0	31,7	39,4	3,55	$\approx 65^\circ$
		2	-	2,35		47		5,25	$\approx 65^\circ$
	2	1	2,5	2,27	2,2	45,45	43,9	5,08	$\approx 65^\circ$
		2	-	2,12		42,4		4,5	$\approx 65^\circ$
	3	1	2,57	1,46	1,7	29,27	33,5	3,27	$\approx 65^\circ$
		2	-	2,32		46,39		5,19	$\approx 65^\circ$
		3	-	1,24		24,73		2,76	$\approx 65^\circ$

### 3.2.5 Определение модуля упругости $E_y$ горной породы вдавливанием сферических инденторов в образцы неправильной формы

Испытания проводились с помощью механического пробника БУ-39 следующим образом. В породный кусок вдавливают встречно направленные сферические инденторы. Режим нагружения предусматривает приложение нагрузки меньшей, чем разрушающая, и последующее ее снятие с изменением глубины лунок вдавливания при приложении нагрузки и при ее снятии, и определение упругого и остаточного (пластического) слагаемых глубин лунок. Показатели деформируемости образца определяются соотношением его деформаций в зоне лунок и нагрузок, отвечающих деформациям [58].

Оборудование – механический пробник БУ-39 со встроенными индикаторами часового типа (ИЧ-10 по ГОСТ 577-68 и 2 ИГМ по ГОСТ 9696-61) для измерения сближения инденторов, отвечающего суммарной глубине двух лунок от вдавливания.

Предварительно на одном из породных образцов производили определение предела прочности породы на растяжение  $\sigma_p$ . На основе этого показателя устанавливали для каждого последующего испытания величину предельной нагрузки  $P_{max}$ .

Испытываемый образец устанавливали между нагрузочных лысок с инденторами. Нагрузки велись последовательно, с отсчетами величин сближения инденторов (таблица 3.7):

- при нагрузке, отвечающей сжатию шероховатости поверхности образца и составляющей 5-8% от предельной;
- при предельной и снятой нагрузках.

Модуль упругости (кгс/см<sup>2</sup>) образца рассчитывали по формуле:

$$E_y = \frac{1.13 \cdot 10^5}{1.82 \frac{\Delta y}{P_{max}} \sqrt{(0.5\Delta y + \Delta_{пл}) \cdot 10^3 - 0.043}},$$

где  $P_{max}$  – предельная нагрузка, кгс;  $\Delta y$  – сближение инденторов, определяемое их упругим вдавливанием и вычисляемое как разность сближений при предельной и снятой нагрузках;  $\Delta_{пл}$  – сближение инденторов, определяемое их пластическим вдавливанием и вычисляемое как разность сближений при снятой нагрузке и при нагрузке, отвечающей сжатию шероховатостей поверхности.

Результаты наших исследований представлены в таблице 3.7.

### 3.2.6 Выводы

- Породы непосредственной кровли пласта представлены алевролитами серыми и темно-серыми мощностью в данном районе от 3 до 16 м. - Структура алевролитов в местах отбора проб крупнозернистая с включениями растительного происхождения.
- Пределы прочности на растяжения и сжатие испытанных образцов отличаются от средних значение на 45 %. Значительное отличие прочности на растяжение и сжатие в отдельных опытах по образцам характеризуется анизотропией образцов, т.е. формированием площади раскола в зонах повышенного влияния микро и макродефектов (трещиноватости породы и включений растительного происхождения).
- Коэффициент крепости  $f$  угля по результатам серии испытаний методом

толчении (метод М.М. Протодяконова) и методом уплотнения угольной мелочи равен 0,5.

- Плотность пород кровли составляет в среднем  $2,55 \text{ г/см}^3$ , плотность угольного образца составила  $1,38 \text{ г/см}^3$ .
- Модуль упругости образцов пород находится в пределах  $2,0 \times 10^4 - 2,7 \times 10^4 \text{ МПа}$ . Характерно, что рост модуля упругости связан с ростом предела прочности горной породы на сжатие.

Таблица 3.7

Таблица к определению модуля упругости  $E_y$ 

№ забора проб	№ образца	Пределная нагрузка $P_{max}$ , кгс	Деформация до нагрузки $P=8\% P_{max}$ , мм	Деформация при нагрузке $P=P_{max}$ , мм	Деформация при нагрузке $P=0$ , мм	Деформация упругого сближения инденторов, $\Delta_y$	Деформация пластического вдавливания, $\Delta_{пл}$	Модуль упругости $E_y$ , кгс/см <sup>2</sup>	Средний модуль упругости $E_y$ кгс/см <sup>2</sup>	Средний модуль упругости $E_y$ , *10 <sup>4</sup> МПа	
1	1	50	0,035	0,085	0,059	0,026	0,024	196406,3	202226,53	2	
		50	0,055	0,115	0,09	0,025	0,035	180254,8			
		50	0,02	0,08	0,061	0,019	0,041	230018,5			
	2	2	50	0,04	0,09	0,065	0,025	0,025	202894,6	272575,19	2,7
			50	0,015	0,065	0,047	0,018	0,032	269488,7		
			50	0,033	0,08	0,069	0,011	0,036	438314,1		
			50	0,012	0,062	0,045	0,017	0,033	283615		
			50	0,08	0,15	0,122	0,028	0,042	148214,9		
			50	0,038	0,102	0,082	0,02	0,044	211311,5		
			50	0,1	0,152	0,139	0,013	0,039	354187,6		
2	1	50	0,048	0,113	0,067	0,046	0,019	104187,8	253098,17	2,5	
		50	0,05	0,114	0,074	0,04	0,024	117058,5			
		50	0,035	0,09	0,08	0,01	0,045	439216,7			
		50	0,021	0,087	0,071	0,016	0,05	254861,4			
		50	0,02	0,075	0,061	0,014	0,041	320201,2			
		50	0,079	0,14	0,125	0,015	0,046	283063,3			
3	1	50	0,03	0,081	0,06	0,021	0,03	232413,3	248555,33	2,5	
		50	0,03	0,083	0,065	0,018	0,035	260130,1			
		50	0,01	0,051	0,035	0,016	0,025	337974			
		50	0,035	0,09	0,06	0,03	0,025	163704			
	2	2	100	0,04	0,15	0,122	0,028	0,082	226365,7	259540,15	2,6
			100	0,04	0,15	0,13	0,02	0,09	310506,3		
			100	0,015	0,115	0,083	0,032	0,068	211752,5		
			100	0,055	0,161	0,137	0,024	0,082	266889,3		
			100	0,04	0,13	0,105	0,025	0,065	282186,8		
	3	3	50	0,011	0,065	0,046	0,019	0,035	245049,3	201987,16	2
			50	0,03	0,09	0,058	0,032	0,028	146323,2		
50			0,065	0,123	0,102	0,021	0,037	214589,1			

## 4. МОДЕЛЬ ВЪЕЗДА ОЧИСТНОГО МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПРОЙДЕННУЮ ДЕМОНТАЖНУЮ ВЫРАБОТКУ

### 4.1. Процесс формирования напряженно деформированного состояния в окрестности предварительно пройденной монтажной выработки

Предварительно пройденная монтажная выработка (ППДВ) формируется в конце выемочного столба. Место формирования монтажной выработки строго регламентируется шириной опорного целика. Этот целик имеет общешахтное значение и влияет на сохранность наклонных пластовых выработок (бремсберг, уклон, ходки). Изменение места заложения ППДВ влечет за собой с одной стороны увеличение общешахтных потерь в целиках, с другой стороны – угрозу разрушения наклонных пластовых выработок. Оба варианта недопустимы. ППДВ можно использовать как нулевую точку отсчета, так как место формирования выработки известно заранее и её местоположение не меняется со временем

В отличие от ППДВ очистной забой (ОЗ) постоянно находится в движении и движется он в сторону монтажной выработки со скоростью  $V$  м/сут. Скорость движения  $V$  определяется произведением количества добычных циклов в сутки  $n$  и шириной захвата комбайна  $r$  м:

$$V = n \cdot r \quad (4.1)$$

Каждые сутки очистной забой сокращает расстояние между собой и ППДВ, или другими словами, уменьшает ширину ограждающего целика. Останавливается очистной забой, достигая места заложения монтажной выработки. Таким образом, въезд очистного механизированного комплекса (ОМК) в ППДВ начинается, как только ОЗ выходит из монтажной камеры. Многие исследователи [41] считают въезд ОМК в ППДВ процессом окончательного разрушения ограждающего целика. Оба утверждения имеют место быть, так как описывают начало и конец процесса въезда ОЗ в ППДВ, но

необходимо уточнить границы процесса въезда.

По нашему мнению въезд начинается с момента начала влияния ОЗ на выработку, вмещающие породы и крепь, установленную в этой выработке. Таким образом, под понятием «въезд» стоит понимать отработку выемочного столба очистным механизированным комплексом с расстояния до демонтажной выработки равным ширине зоны опорного давления  $L_{од}$  впереди очистного забоя.

Эпюра напряжений в начальный период въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку представлена на рисунке 4.1.

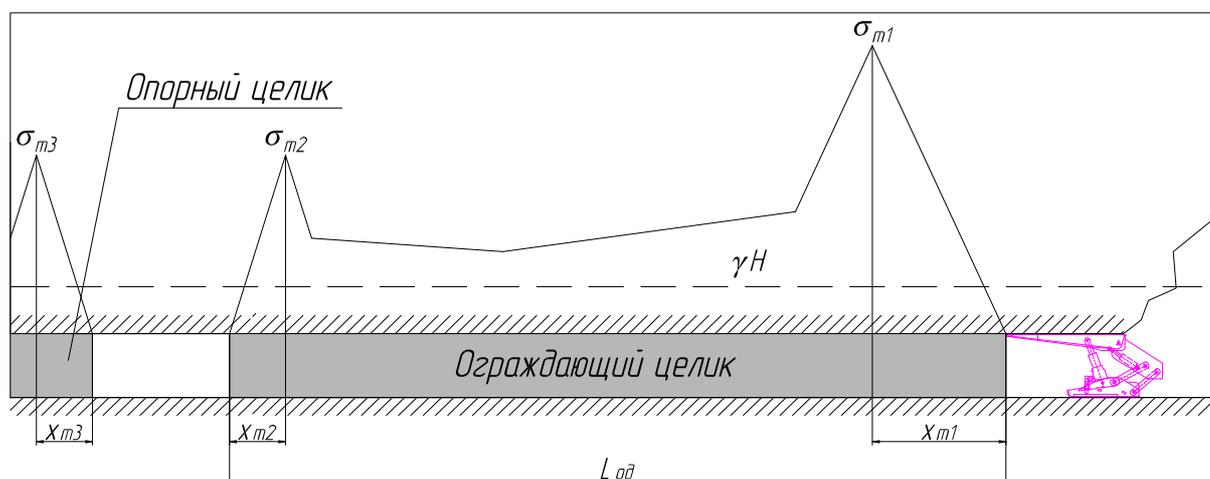


Рисунок 4.1 – Эпюра напряжений в начальный период въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку

На рисунке 4.1 отчетливо видно 3 пика максимума опорного давления, два из которых  $\sigma_{m2}$  и  $\sigma_{m3}$  принадлежат демонтажной выработке и они статичны, а третий  $\sigma_{m1}$  принадлежит движущемуся очистному забою. По мере приближения очистного забоя к выработке, максимум опорного давления  $\sigma_{m1}$  смещается к  $\sigma_{m2}$ , при этом происходит наложение опорных давлений. При этом краевая часть ограждающего целика воспринимает большую нагрузку, что выражается в увеличении конвергенции в демонтажной выработке. Согласно проведенным исследованиям для условий ш. Распадская выемочного столба 5а-10-18, величина конвергенции  $h$  описывается функцией ширины ограждающего целика:

$$h = 562 \cdot (L)^{-1.09}, \quad (4.2)$$

где  $L$  – расстояние от очистного забоя до демонтажной выработки, м.

Из анализа опыта применения технологии с ППДВ было выявлено два типичных сценария аварийных въездов. Они сопряжены с заключительной стадией въезда, а именно с моментом, когда ограждающий целик теряет несущую способность. Используя данные работ, связанных с устойчивостью ленточных целиков и работу И. М Петухова [49], было предположено, что ограждающий целик теряет несущую способность при уменьшении его ширины, которая равна сумме расстояний до максимумов опорного давления от очистного забоя  $x_{m1}$  и демонтажной выработки  $x_{m2}$  (рис. 4.2). Однако полученные расчетные величины не прошли проверку при моделировании в шахтных условиях (ш. Распадская выемочный столб 5а-10-18).

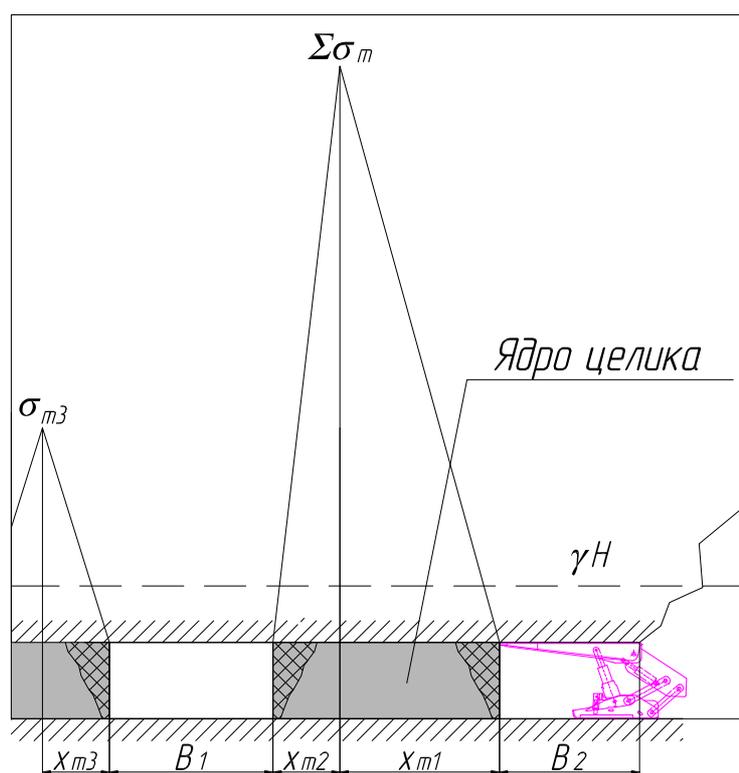


Рисунок 4.2 – Схема формирования ядра в ограждающем целике

Экспериментальные исследования показали, что ширина ограждающего целика, потерявшего несущую способность, составляет примерно 50% от расчетного значения. По нашему мнению, это несоответствие связано с высокими

предъявляемыми требованиями к устойчивости и прочности ленточных опорных целиков, а так же длительности процесса эксплуатации этих целиков. В тоже время ограждающий целик лишен этой реологической составляющей и воспринимает максимумы опорных давлений не более 1 – 2 суток, так как очистной забой находится в постоянном движении.

Изучая практические исследования и теоретические разработки в работе [41] было выявлено, что в ограждающем целике возникает запредельное напряженное состояние части целика, находящегося во всестороннем сжатии, так называемое ядро целика. Ядро находится в стабильном состоянии, до того момента пока напряжение отпора бортов ограждающего целика уравнивает значение горизонтального напряжения ядра целика. Численно ширину ограждающего целика  $x$ , потерявшего несущую способность, можно выразить через неравенство (4.3):

$$x \leq 0,5 \cdot (x_{m1} + x_{m2}) . \quad (4.3)$$

После потери несущей способности ограждающего целика, опорное давление перераспределяется и начинает воздействовать на внешний опорный целик, а также на секции механизированной крепи (рис. 4.3). Если нагрузка на секции механизированной крепи превысит их несущую способность, то произойдет посадка секций «нажестко». Эта ситуация характерна для случаев аварийного въезда второго типа, когда оторвавшиеся блоки основной и непосредственной кровли движутся совместно относительно точки вращения, расположенной над опорным целиком. При этом тяжесть нагрузки на секции механизированной крепи очистного забоя никак не зависит от плотности установки и несущей способности анкерной крепи, установленной в демонтажной выработке, так как анкерная крепь движется вместе с блоками кровли.

В тоже время надо уделять большое внимание установке анкерной крепи, чтобы предотвратить обрушение по первому типу. Это обрушение происходит, когда в кровле находятся породы с низкими прочностными характеристиками, а плотность установки и несущая способность анкерной крепи, установленной в

демонтажной выработке недостаточна для того, чтобы компенсировать увеличение пролёта выработки на ширину  $x$  ограждающего целика, потерявшего несущую способность.

Необходимо решить вопросы по напряжённо-деформированному состоянию массива вмещающих пород и, определив нагрузки на крепь демонтажной выработки и секций механизированной крепи, можно дать ответ на возможность применения метода демонтажа с использованием ППДВ.

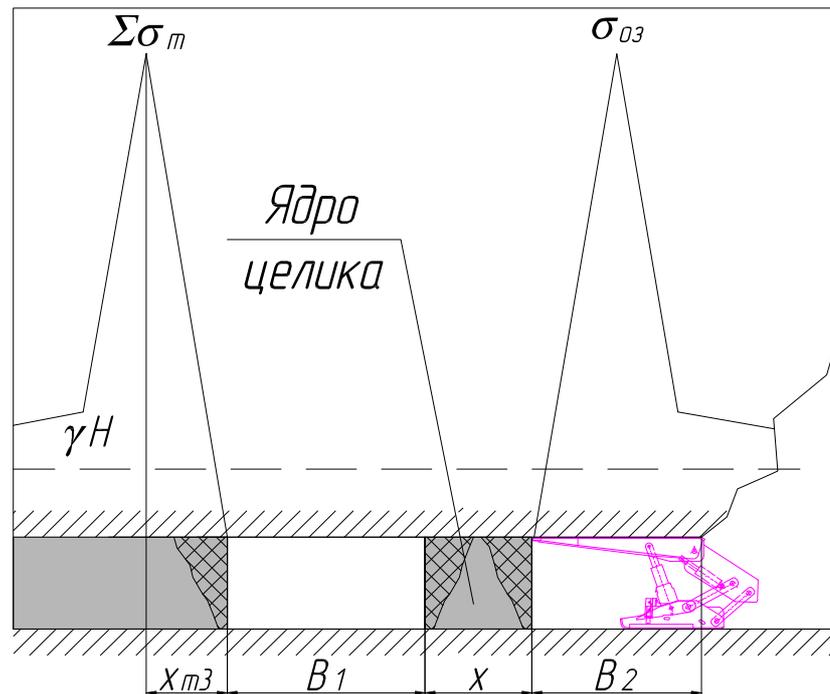


Рисунок 4.3 – Схема потери несущей способности ограждающего целика

Задача решается путём исключения возможности появления обрушений кровли в демонтажной выработке по первому и второму типу. Решение происходит в несколько этапов и описывается алгоритмом (рис. 4.4). Алгоритм даёт возможность исключить случай аварийного развития ситуации при въезде или отказаться от применения этой технологии ещё на стадии проектирования, при этом существенно сократив временные и финансовые издержки.

Пояснения к блок-схеме (рис. 4.4):

Блок 1. Определение плотности установки анкерной крепи с учётом незакрепленного пролёта над ограждающим целиком, потерявшим несущую способность;

Блок 2.1. Проверка нагрузки на секции механизированной крепи. Должно выполняться условие, при котором расчетное значение нагрузки на секцию крепи при въезде  $P_p$ , кН/м меньше несущей способности секции крепи  $P_k$ , кН/м (условие  $P_p < P_k$ );

Блок 2.2. Использование механизированного комплекса с секциями большей несущей способности. Проверка нагрузки на секции механизированной крепи (условие  $P_p < P_k$ );

Блок 2.3. Установка дополнительной стационарной (пассивной) крепи. Проверка нагрузки на секции механизированной крепи (условие  $P_p < P_k$ );

Блок 3. Принимается решение о возможности применения технологии с применением ППДВ;

Блок 4. Принимается решение о применении разупрочнения кровли или других методов демонтажа очистного механизированного комплекса.

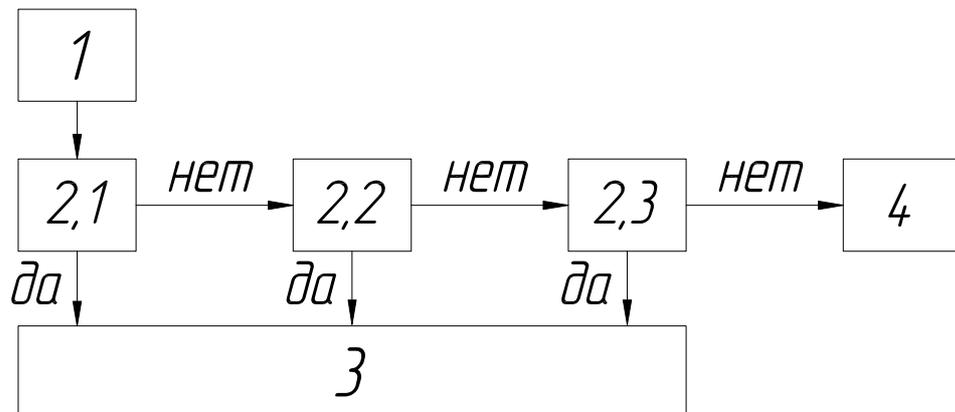


Рисунок 4.4 - Блок-схема алгоритма принятия решения о способе крепления демонтажной выработки и принципиальной применимости технологии ППДВ в заданных геологических условиях

Согласно алгоритму задача разделена на 2 подзадачи: первая направлена на определение ожидаемой нагрузки на анкерную крепь, установленную в демонтажной выработке и выбора её конфигурации, основанной на расчётных данных; вторая подзадача направлена на определение ожидаемой нагрузки на секции механизированной крепи, выбор подходящей механизированной и дополнительной крепи демонтажной выработки в виде стационарной (пассивной) крепи.

## 4.2 Определение ожидаемой нагрузки на крепь, установленную в демонтажной выработке

Нагрузку на крепь выработки можно определить с помощью теории свода давления профессора М. М. Протодяконова [45-48, 57] и П. М. Цимбаревича [62, 63, 57]. Однако теория свода давления больше подходит для одиночных выработок вне зоны влияния очистных работ, расположенных в сыпучих вмещающих породах. Демонтажная же выработка находится в непосредственной зоне влияния очистных работ, а кровля выработки, для условий Кузбасса, представляет собой слоистую структуру из ложной, непосредственной и основной кровель с разной степенью эндогенной и техногенной трещиноватости. В этих условиях наиболее предпочтительнее обратиться к исследованиям В. В. Орлова [57], который дополнил теорию свода давления экспериментальными исследованиями для выработок шахт Кузбасса, находящихся в зоне влияния очистных работ. Но и в исследованиях В. В. Орлова не учитывается слоистая структура и трещиноватость пород кровли. Эти особенности были учтены в постановке задачи.

Требуется определить нагрузку на крепь выработки  $Q$  кН/м<sup>2</sup>, расположенной в зоне очистных работ с учётом незакреплённого пролёта  $x$  над ограждающим целиком, потерявшим несущую способность (рис. 4.5). Считаем, что нагрузка на крепь передаётся не от всего свода давления, а только от частей ложной, непосредственной и основной кровель, обладающих техногенной трещиноватостью в зоне влияния очистных работ.

Если в кровле находятся породы, относящиеся к группе трудноуправляемых по единой отраслевой классификации кровель [14], то в расчете принимают полную суммарную мощность ложной  $Z_{л}$ , непосредственной кровли  $Z_{н}$  и части основной, обладающей техногенной трещиноватостью  $h_{о}$  (ослабленная пачка). Для средних и легких типов кровель по управляемости принимается к расчёту только суммарная мощность ложной кровли  $Z_{л}$  и части непосредственной кровли, подверженной техногенной трещиноватости  $h_{н}$  (ослабленная пачка).

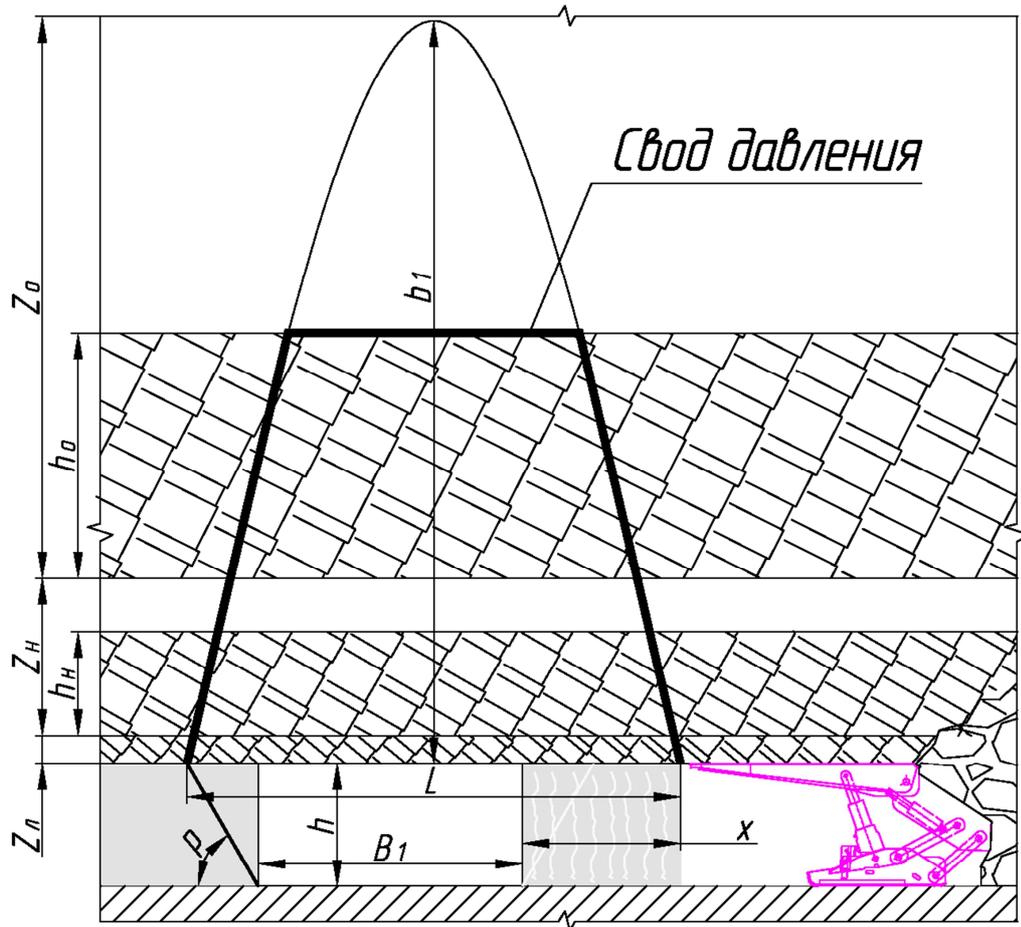


Рисунок 4.5 – Расчетная схема к определению нагрузки на крепь выработки  $Q$ , расположенной в зоне влияния очистных работ, в момент разрушения целика угля между демонтажной выработкой и очистным забоем

Исходные данные:

$H$  – глубина ведения работ, м;

$B_1$  – ширина демонтажной выработки, м;

$h$  – средняя высота выработки, м;

$Z_d$  – мощность ложной кровли, м;

$Z_n$  – мощность непосредственной кровли, м;

$\sigma_d$  – предел прочности на сжатие ложной кровли, МПа;

$\sigma_n$  – предел прочности на сжатие непосредственной кровли, МПа;

$\sigma_o$  – предел прочности на сжатие основной кровли, МПа;

$\rho$  – угол внутреннего трения пород борта выработки, град;

$\gamma_d$  – объемный вес ложной кровли, кН/м<sup>3</sup>;

$\gamma_n$  – объемный вес непосредственной кровли, кН/м<sup>3</sup>;

$\gamma_o$  – объемный вес основной кровли, кН/м<sup>3</sup>;

$\sigma_{\text{куб}}$  – предел прочности куба угля на сжатие, МПа;

$m$  – мощность пласта, м;

$\psi_3$  – угол полных сдвижений по простиранию, град.

Определим расстояние до максимумов опорных давлений от очистного забоя  $x_{m1}$  и демонтажной выработки  $x_{m2}$  по следующим формулам:

$$x_{mi} = z + 0,96 \cdot \left( \frac{m}{2\sigma_{\text{куб}}} \cdot |K_i| \right)^{2/3} \cdot f(\rho_i), \quad (4.4)$$

где  $x_{mi}$  – расстояние от обнажения до максимума опорного давления, м;  $z$  – ширина зоны трещиноватости угля в бортах выработок, м;  $m$  – мощность пласта, м;  $\sigma_{\text{куб}}$  – предел прочности куба угля на сжатие, МПа;  $K_i$  – коэффициент интенсивности напряжений, МПа·м<sup>1/2</sup>;  $f(\rho_i)$  – значение функции, зависящее функционально от значения параметра  $\rho_i$ .

Коэффициент  $K_i$  определяется по формуле:

$$K_i = -\gamma \cdot H \cdot \sqrt{\frac{\pi a_i}{2}}, \quad (4.5)$$

где  $\gamma$  – средний объёмный вес вышележащих пород, Н/м<sup>3</sup>;  $H$  – глубина ведения горных работ, м;  $a_i$  – ширина выработки или выработанного пространства (в зависимости от расчетной схемы), м. Для определения максимума напряжений по простиранию подставляется ширина зоны разгрузки по простиранию, значение которой можно принять равным  $H \text{ctg } \psi_3$ .

Параметр  $\rho_i$  определяется по формуле:

$$\rho_i = 0,57 \cdot \frac{\sigma_{\text{куб}}^2}{K_i^2} \cdot \frac{m}{2}, \quad (4.6)$$

где  $\sigma_{\text{куб}}$  – предел прочности куба угля на сжатие, МПа;  $K_i$  – коэффициент интенсивности напряжений, МПа·м<sup>1/2</sup>;  $m$  – мощность пласта, м.

Значение функции  $f(\rho_i)$  находится как (7):

$$f(\rho_i) = 0,47 - 0,13 \log p_i. \quad (4.7)$$

Расстояние до максимума опорного давления от очистного забоя  $x_{m1}$  составит:

$$x_{m1} = z + 0,96 \cdot \left( \frac{m}{2\sigma_{\text{куб}}} \cdot |K_1| \right)^{2/3} \cdot f(\rho_1).$$

Расстояние до максимума опорного давления от демонтажной выработки  $x_{m2}$  составит:

$$x_{m2} = z + 0,96 \cdot \left( \frac{m}{2\sigma_{\text{куб}}} \cdot |K_2| \right)^{2/3} \cdot f(\rho_2).$$

Размеры зон активного техногенного расслоения, согласно методике [13], рассчитываются по формулам:

$$h_n = 36 \cdot 10^{-3} L \sqrt{\frac{Z_n \cdot n}{f_y (1 + \eta) \cdot 2 \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot V_n}}; \quad (4.8)$$

$$h_o = 36 \cdot 10^{-3} L \sqrt{\frac{Z_n \cdot n}{f_y (1 + \eta) \cdot 2 \cdot (1 + \sin \alpha)}}, \quad (4.9)$$

где  $h_n$  и  $h_o$  – размер зоны активного расслоения пород непосредственной и основной кровли, м;  $L_{\text{од}}$  – протяженности зоны опорного давления впереди лавы, м;  $Z_n$  – мощность пород непосредственной кровли, м;  $n$  – количество плоскостей расслоения пород кровли в 1 м ее мощности;  $\alpha$  – угол падения пласта, град;  $f_n$ ,  $f_o$  и  $f_y$  – средневзвешенный коэффициент крепости пород непосредственной, основной кровли и угля;  $\eta$  – отношение начального распора крепи к ее рабочему сопротивлению;  $V_n$  – скорость подвигания очистного забоя, м/сут.

Нагрузку на крепь выработки  $Q$  определяется следующим образом.

Определим максимальный пролет свода обрушения, по формуле:

$$L = B_1 + x + h \cdot \text{ctg} \left( 45 + \frac{\rho}{2} \right). \quad (4.10)$$

Высота свода давления выработки в зоне влияния очистных работ  $b_1$  определяется по формуле:

$$b_1 = \frac{9 \cdot \sqrt[3]{H \cdot L}}{2 \cdot \sigma_{cp}}, \quad (4.11)$$

где  $\sigma_{cp}$  – средний предел прочности сжатие пород кровли, МПа.

Для трудноуправляемой кровли:

$$\sigma_{cp} = \frac{(\sigma_l \cdot Z_l + \sigma_n \cdot Z_n + \sigma_o \cdot h_o)}{Z_l + Z_n + h_o}.$$

Для легкоуправляемой и среднеуправляемой кровли:

$$\sigma_{cp} = \frac{(\sigma_l \cdot Z_l + \sigma_n \cdot h_n)}{Z_l + h_n}.$$

Величина нагрузки со стороны кровли определяется по формуле:

$$Q = \sum Q_i, \quad (4.12)$$

где  $Q_i$  – величина нагрузки со стороны кровли ложной  $Q_l$ , непосредственной  $Q_n$  и основной кровли  $Q_o$  соответственно, кН/м<sup>2</sup>.

$$Q_i = \frac{P_i}{B_1}, \quad (4.13)$$

где  $P_i$  – величина нагрузки на погонный метр выработки со стороны кровли ложной  $P_l$ , непосредственной  $P_n$  и основной кровли  $P_o$  соответственно, кН/м.

$$P_i = \frac{V_i \cdot \gamma_i}{l}, \quad (4.14)$$

где  $V_i$  – объём породы входящих в свод давления для ложной  $V_l$ , непосредственной  $V_n$  и основной кровли  $V_o$ , м<sup>3</sup>;  $\gamma_i$  – объёмный вес породы входящих в свод давления для ложной  $\gamma_l$ , непосредственной  $\gamma_n$  и основной кровли  $\gamma_o$ , кН/м<sup>3</sup>;  $l$  – ширина блока кровли, численно равна 1 м.

$$V_i = S_i \cdot l, \quad (4.15)$$

где  $S_i$  – площадь пород, входящих в свод давления для ложной  $S_l$ , непосредственной  $S_n$  и основной кровли  $S_o$ , м<sup>2</sup>.

Площадь  $S_i$  для разных типов пород, входящих в свод давления можно вычислить с помощью интеграла функции, описывающей кривую свода давления. Как видно из расчётной схемы (рис. 4.5) кривая свода представляет собой параболу, точка экстремума которой имеет следующую координату  $(0; b_1)$ , а точки пересечения с осью абсцисса –  $(-L/2; 0), (L/2; 0)$ .

Заменим значение  $b_1$  и  $L/2$  на  $b$  и  $a$  соответственно, тогда определённые выше координаты будут иметь следующий вид  $(0; b)$ ,  $(-a; 0)$ ,  $(a; 0)$ . Исходя из имеющихся координат, составим уравнение функции (4.16), оно будет иметь следующий вид:

$$f(x) = -\frac{b}{a^2}x^2 + b. \quad (4.16)$$

Зная уравнение функции, определим через интегрирование по диапазону от  $-a$  до  $a$  площадь всей фигуры  $S_{общ}$ , входящей в свод давления:

$$S_{общ} = \int_{-a}^a \left( -\frac{b}{a^2}x^2 + b \right) dx. \quad (4.17)$$

Очевидно, что если отнимать от  $S_{общ}$  сумму площадей, не входящую в  $S_i$ , мы получим искомые величины. Обозначим эти площади через  $S_i'$ , тогда  $S_i$  имеет следующий вид:

$$S_i = S_{общ} - S_i'. \quad (4.18)$$

Слои пород, участвующих в нагрузке на крепь демонтажной выработки, имеют каждый свою мощность, обозначим эти величины через  $h_i$ , тогда в общем виде  $S_i'$  можно выразить в следующей формуле:

$$S_i' = \int_{-f(x)=h_i}^{f(x)=h_i} \left( -\frac{b}{a^2}x^2 + b - h_i \right) dx. \quad (4.19)$$

Выразим искомые величины площадей ложной  $S_l$ , непосредственной  $S_n$  и основной кровли  $S_o$ :

$$S_l = S_{общ} - \int_{-f(x)=Z_l}^{f(x)=Z_l} \left( -\frac{b}{a^2}x^2 + (b - Z_l) \right) dx; \quad (4.20)$$

$$S_n = S_{общ} - S_l - \int_{-f(x)=Z_n+Z_l}^{f(x)=Z_n+Z_l} \left( -\frac{b}{a^2}x^2 + (b - Z_n - Z_l) \right) dx; \quad (4.21)$$

$$S_o = S_{общ} - S_l - S_n - \int_{-f(x)=Z_n+Z_l+h_o}^{f(x)=Z_n+Z_l+h_o} \left( -\frac{b}{a^2}x^2 + (b - Z_n - Z_l - h_o) \right) dx. \quad (4.23)$$

Согласно методике, представленной выше, были произведены расчёты ожидаемой нагрузки на крепь демонтажной выработки. Расчёты производились в граничных условиях выемочного столба 5а-10-18, ш. Распадская. Рассмотрены три варианта въезда очистного механизированного комплекса в предварительно

подготовленную демонтажную выработку, отличающиеся между собой характеристиками вмещающих пород и шириной демонтажной выработки  $B_1$ . В расчетах кровля демонтажной выработки была представлена, согласно единой отраслевой классификации кровель, тремя типами по управляемости: легкоуправляемой, среднеуправляемой и трудноуправляемой. Расчетная ширина демонтажной выработки находилась в пределах от 3 до 12 м, расчет производился с шагом 1 м. Диапазон ширины демонтажной выработки был подобран в соответствии с отечественным и зарубежным опытом применения технологии въезда в предварительно пройденную демонтажную выработку.

По результатам исследования составлен график зависимости ожидаемой нагрузки на крепь демонтажной выработки от характеристики кровли и ширины демонтажной выработки (рис. 4.6).

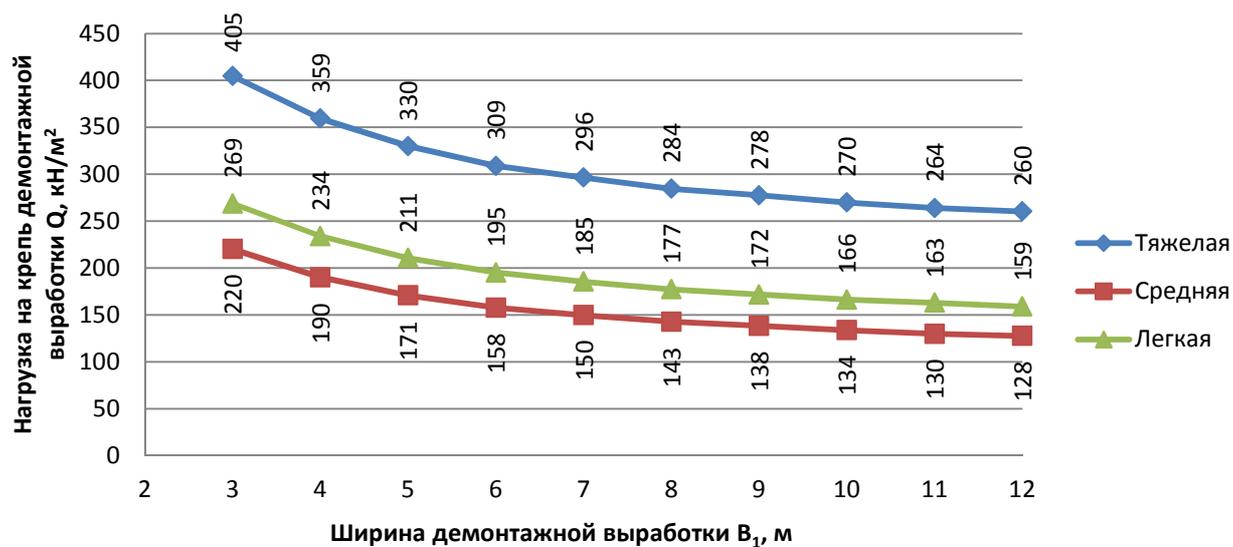


Рисунок 4.6. Ожидаемая нагрузка на крепь демонтажной выработки в зависимости от характеристики кровли и ширины демонтажной выработки

### Выводы:

- ожидаемая нагрузка на крепь демонтажной выработки для легкоуправляемой кровли при ширине демонтажной выработки от 3 до 12 м находится в диапазоне от 159 до 269 кН/м<sup>2</sup>;
- ожидаемая нагрузка на крепь демонтажной выработки для

среднеуправляемой кровли при ширине демонтажной выработки от 3 до 12 м находится в диапазоне от 128 до 220 кН/м<sup>2</sup>;

- ожидаемая нагрузка на крепь демонтажной выработки для трудноуправляемой кровли при ширине демонтажной выработки от 3 до 12 м находится в диапазоне от 260 до 405 кН/м<sup>2</sup>;
- ожидаемая нагрузка на крепь демонтажной выработки для легкоуправляемой кровли на 20-25% больше, чем у среднеуправляемой кровли, это связано с тем, что в случае с легкоуправляемой кровлей в её структуре находится больший объём пород с низкими прочностными характеристиками;
- с увеличением ширины демонтажной выработки нагрузка на крепь падает, уменьшение нагрузки на крепь, поддерживающей единичную площадь демонтажной выработки, связано с долей участия незакрепленного пролёта кровли  $x$  над ограждающим целиком, потерявшим несущую способность. Чем больше ширина выработки, тем меньше доля влияния, так как длина пролёта  $x$ , при данных условиях величина постоянная.

#### **4.3 Определение ожидаемой нагрузки на секции механизированной крепи и стационарную (пассивную) крепь, установленную в демонтажной выработке при въезде очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку.**

Главная функция секций механизированной крепи, ограждая и сопротивляясь весу обрушающихся блоков кровли, создать безопасную призабойную область. В этой области практически постоянно находятся горнорабочие, размещено дорогостоящее оборудование и сложные механизмы. Основной характеристикой, обеспечивающей реализацию этой функции, является сопротивление секций крепи  $P_k$ , кН/м<sup>2</sup>.

При отработке выемочного столба очистным механизированным комплексом секции механизированной крепи испытывают постоянную нагрузку

от вышележащих пород. При этом интенсивность максимальной нагрузки на секции крепи носит периодический характер. Периодичность максимальной нагрузки связана с шагом обрушения основной и непосредственной кровель. Научные исследования в области периодичности шагов обрушения получили относительно широкое признание и легли в основы нормативных документов [13].

Шаги обрушения кровли разделяются на два вида: первичный шаг обрушения непосредственной  $R_{\text{III}}^{\text{H}}$  и основной  $R_{\text{III}}^{\text{O}}$  кровель, и установившиеся периодические шаги обрушения непосредственной  $R_{\text{IIO}}^{\text{H}}$  и основной кровли  $R_{\text{IIO}}^{\text{O}}$ .

Первичный шаг обрушения непосредственной  $R_{\text{III}}^{\text{H}}$  и основной  $R_{\text{III}}^{\text{O}}$  кровель – это первичная посадка кровли при отходе очистного комплекса от монтажной камеры на расстояние равное шагу её обрушения. Периодический или устоявшийся шаг обрушения непосредственной  $R_{\text{IIO}}^{\text{H}}$  и основной кровель  $R_{\text{IIO}}^{\text{O}}$  – это максимальная длина зависающего над секцией крепи блока основной и(или) непосредственной кровли до момента их полного обрушения.

Как упоминалось ранее, при рассмотрении процесса формирования напряженно деформированного состояния в окрестности предварительно пройденной демонтажной выработки, въезд очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку – это процесс движения очистного забоя от начала границы зоны влияния до момента окончательного разрушения ограждающего целика. Таким образом, требуется определить нагрузку на секции механизированной крепи в начале и в конце процесса въезда. На начальном этапе въезда, который находится на значительном удалении от монтажной камеры, на секции крепи оказывают дополнительное нагружающее воздействие только блоки основной и непосредственной кровель при периодическом шаге обрушения  $P_{\text{III}}$ ,  $\text{кН/м}^2$ . Однако, на заключительном этапе въезда, при потере несущей способности ограждающего целика, секции крепи воспринимают ещё один дополнительный источник нагрузки  $P_{\text{пр}}$ ,  $\text{кН/м}^2$  – это

нагрузка от оторвавшихся блоков пролёта над демонтажной выработкой основной и непосредственной кровли, движущихся совместно относительно точки вращения, расположенной над опорным целиком. Суммируя полученные нагрузки  $P_{ш}$  и  $P_{пр}$  от двух источников нагрузки, мы получаем искомую величину  $P_p$  ожидаемой нагрузки на секции механизированной крепи.

$$P_p = P_{ш} + P_{пр}, \quad (4.24)$$

где  $P_p$  – суммарная расчетная нагрузка на секции механизированной крепи, кН/м<sup>2</sup>;  $P_{ш}$  – ожидаемая нагрузка от блоков основной и непосредственной кровель при периодическом шаге обрушения, кН/м<sup>2</sup>;  $P_{пр}$  – ожидаемая нагрузка пролёта оторвавшихся блоков кровли, расположенных над демонтажной выработкой, кН/м<sup>2</sup>.

Для определения величины  $P_{ш}$  ожидаемой нагрузки от блоков основной и непосредственной кровли при периодическом шаге обрушения (рис. 4.7) воспользуемся методикой, представленной в работе К. А. Филимонова [61]. Методика основана на нормативных документах [13] и работе С. И. Калинана [26].

Расчет шагов обрушения кровли  $R_{по}^H$ ,  $R_{по}^O$ .

Шаг периодического обрушения непосредственной и основной кровли определяются по формулам:

$$R_{по}^H = 10,5(1 + \sin \alpha) e^{-0,7 \frac{h_n}{f_n}}; \quad (4.25)$$

$$R_{по}^O = 10,5 \sqrt{V_{п}} (1 + \sin \alpha) e^{-0,7 \frac{h_o}{f_o}}, \quad (4.26)$$

где  $R_{по}^H$  и  $R_{по}^O$  – шаги периодического обрушения непосредственной и основной кровли, м;  $f_n$  и  $f_o$  – средневзвешенный коэффициент крепости пород непосредственной и основной кровли;  $h_n$  и  $h_o$  – размеры зон активного расслоения пород непосредственной и основной кровли, м;  $V_{п}$  – скорость подвигания очистного забоя при предполагаемой нагрузке на забой, м/сут;  $\alpha$  – угол падения пласта, град;  $l_{л}$  – длина лавы, м.

Размеры зон активного расслоения рассчитываются по представленным

выше формулам (4.8, 4.9):

$$h_n = 36 \cdot 10^{-3} L_{од} \sqrt{\frac{Z_n \cdot n}{f_y (1 + \eta) \cdot 2 \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot V_{п}}};$$

$$h_o = 36 \cdot 10^{-3} L_{од} \sqrt{\frac{Z_n \cdot n}{f_y (1 + \eta) \cdot 2 \cdot (1 + \sin \alpha)}},$$

где  $h_n$  и  $h_o$  – размеры зон активного расслоения пород непосредственной и основной кровель, м;  $L_{од}$  – протяженности зоны опорного давления впереди лавы, м;  $Z_n$  – мощность пород непосредственной кровли, м;  $n$  – количество плоскостей расслоения пород кровли в 1 м ее мощности;  $\alpha$  – угол падения пласта, град;  $f_n$ ,  $f_o$  и  $f_y$  – средневзвешенные коэффициенты крепости пород непосредственной, основной кровли и угля;  $\eta$  – отношение начального распора крепи к ее рабочему сопротивлению;  $V_{п}$  – скорость подвигания очистного забоя при предполагаемой нагрузке на забой, м/сут.



Рисунок 4.7 – Схема для определения ожидаемой нагрузки  $P_{ш}$  от блоков основной и непосредственной кровель при периодическом шаге обрушения

Протяженности зоны опорного давления  $L_{од}$  определяем по номограмме (рис. 4.8), представленной в нормативном документе [44].

Скорость подвигания очистного забоя определяем, исходя из

предполагаемого значения суточной нагрузки на забой:

$$V_{\text{п}} = \frac{A_{\text{сп}}}{m \cdot l_{\text{л}} \cdot \gamma \cdot c}, \quad (4.27)$$

где  $V_{\text{п}}$  – скорость подвигания очистного забоя при предполагаемой нагрузке на забой, м/сут;  $A_{\text{сп}}$  – предполагаемая суточная нагрузки на забой, т;  $m$  – мощность пласта, м;  $l_{\text{л}}$  – длина лавы, м;  $\gamma$  – объемный вес угля, т/м<sup>3</sup>;  $c$  – коэффициент извлечения угля в очистном забое.

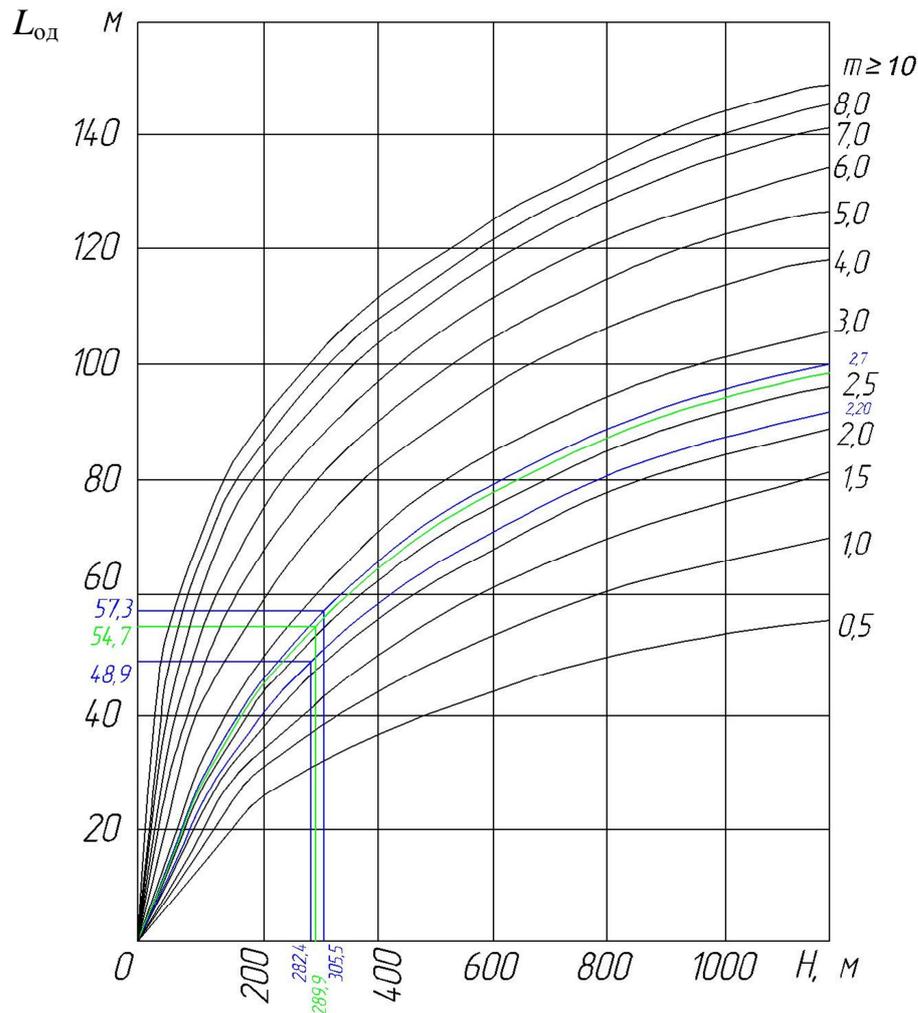


Рисунок 4.8 – Номограмма для определения размера зоны опорного давления  $L_{\text{од}}$

Ожидаемую нагрузку на крепь можно определить по формуле, включающей в себя классические параметры обрушения кровли:

$$P_{\text{ш}} = \frac{(\gamma_{\text{н}} \cdot Z_{\text{н}} \cdot R_{\text{по}}^{\text{н}} + 0,7 \cdot \gamma_{\text{о}} \cdot Z_{\text{о}} \cdot R_{\text{по}}^{\text{о}})}{B} \cdot k, \quad (4.28)$$

где  $P_{\text{ш}}$  – ожидаемая нагрузка на очистную крепь, кН/м<sup>2</sup>;  $\gamma_{\text{н}}$  – объемный вес непосредственной кровли, кН/м<sup>3</sup>;  $\gamma_{\text{о}}$  – объемный вес основной кровли, кН/м<sup>3</sup>;  $Z_{\text{н}}$  и

$Z_0$  – мощности непосредственной и основной кровель, м;  $R_{\text{по}}^{\text{H}}$  и  $R_{\text{по}}^{\text{O}}$  – шаги периодического обрушения непосредственной и основной кровель, м;  $B$  – длина элементов секции механизированной крепи, воспринимающих нагрузку обрушенных пород, м;  $k$  – коэффициент, учитывающий возможные изменения условий отработки выемочного столба.

Принимая допущение, что между опорным целиком и секцией механизированной крепи находятся либо слой достаточно крепких пород, либо слой, укрепленный анкерной крепью, способный воспринимать вес вышележащих пород, не разрушаясь подобно первому типу обрушений, то пролёт этого слоя можно считать балкой. Тогда задачу по определению ожидаемой нагрузки на секцию механизированной крепи от пролёта  $P_{\text{пр}}$ , оторвавшихся блоков кровли над демонтажной выработкой, можно решить с помощью методики расчёта балок и многопролётных, неразрезных балок. Эти методики всесторонне рассмотрены в теоретической механике и сопротивлении материалов.

Согласно блок-схеме алгоритма принятия решения о способе крепления демонтажной выработки и принципиальной применимости технологии ППДВ в заданных геологических условиях (рис. 4.4), первоначально требуется определить нагрузку на секции механизированной крепи без установки дополнительной стационарной (пассивной) крепи. Этот расчёт можно осуществить с помощью статически определимой задачи, ситуационная схема №1 которая представлена на рисунке 4.9.

Для решения задачи ситуационную схему №1 необходимо заменить на более простую расчётную схему. Расчётная схема состоит из балки, опор и силовых характеристик, приложенных к этой балке. Упрощённая расчётная схема в виде шарнирно-опёртой балки представлена на рисунке 4.10.

Согласно схеме (рис. 4.10) на балку длиной  $l_1$  действует распределённая нагрузка  $q$ , возникающая от веса пород кровли, вовлечённых в движение. Воспринимают нагрузку  $q$  две опоры под номерами 0 и 1, причем опора 0 имеет неподвижный шарнир, опора 1 – подвижный. Требуется определить реакцию

опоры  $R_1$  механизированной крепи при въезде очистного комплекса в демонтажную выработку.

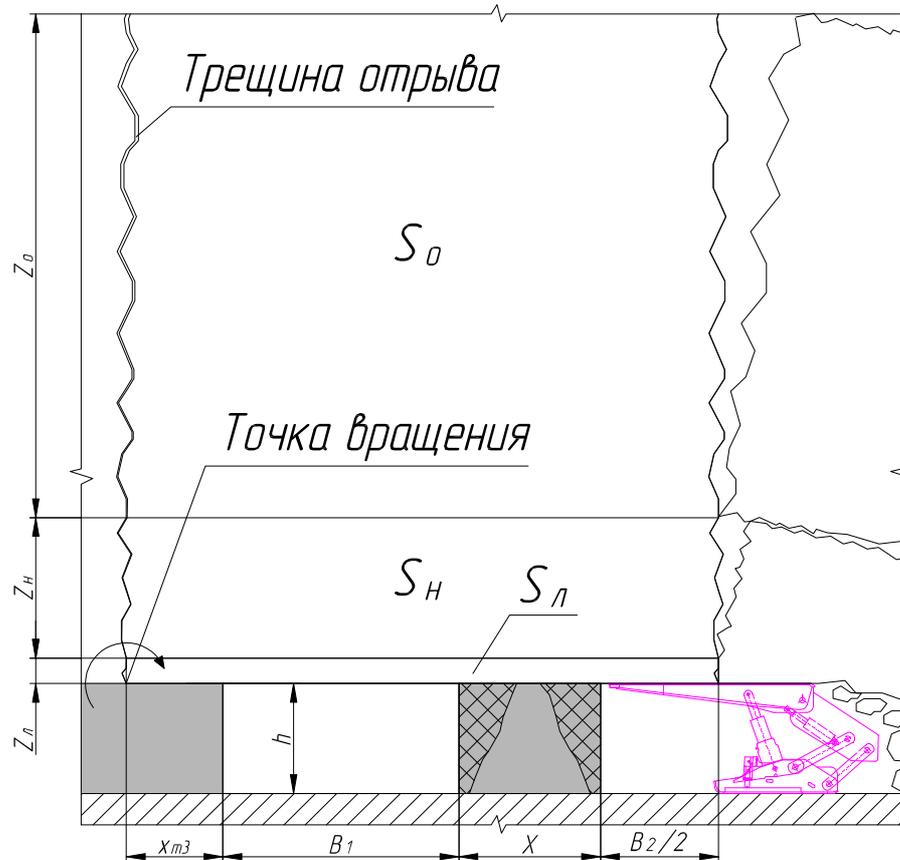


Рисунок 4.9 – Ситуационная схема №1, статически определимая задача (нет установленной стационарной крепи)

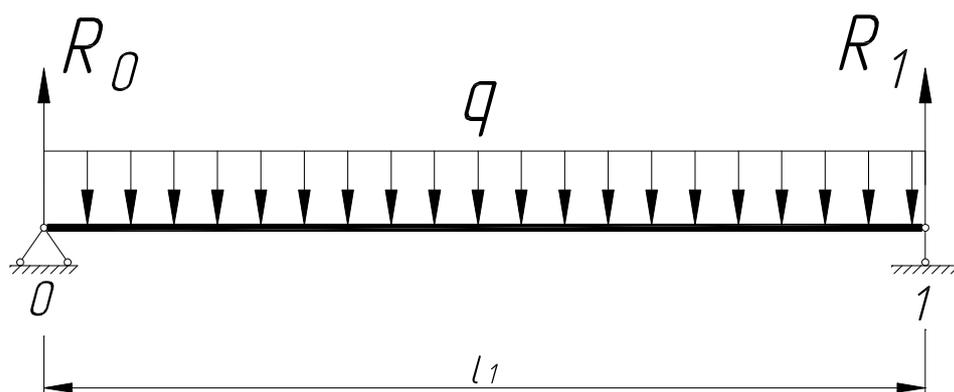


Рисунок 4.10 – Упрощённая расчётная схема в виде шарнирно-опёртой балки

Из уравнения равновесия сил, реакцию опоры  $R_1$  можно определить по формуле:

$$R_1 = \frac{q \cdot l_1}{2}, \quad (4.29)$$

где  $R_1$  – реакция опоры стойки механизированной крепи, кН;  
 $q$  – распределённая нагрузка, возникающая от веса пород кровель, вовлечённых в движение, кН/м;  $l_1$  – длина пролёта балки, м.

Исходя из ситуационной схемы №1 (рис. 4.9), распределённую нагрузку  $q$  можно выразить в формуле:

$$q = l_6 \cdot \sum(Z_i \cdot \gamma_i), \quad (4.30)$$

где  $l_6$  – единичная ширина блока кровли, равная 1 м;  $Z_i$  – мощность пород ложной  $Z_{л}$ , непосредственной  $Z_{н}$  и основной  $Z_0$  кровель, вовлечённых в сдвигание, м;  $\gamma_i$  – объёмный вес соответствующих пород кровли, кН/м<sup>3</sup>;

$$l_1 = x_{m3} + B_1 + x + \frac{B_2}{2}. \quad (4.31)$$

Тогда ожидаемая удельная нагрузка  $P_{пр1}$  на секцию крепи по схеме №1 составит:

$$P_{пр1} = \frac{R_1}{B_1 \cdot l_6}, \quad (4.32)$$

где  $P_{пр1}$  – ожидаемая нагрузка на очистную крепь, кН/м<sup>2</sup>.

Если суммарная ожидаемая нагрузка  $P_p$  от блоков кровли, равной шагам обрушения  $P_{ш}$  и нагрузки от пролёта балки  $P_{пр1}$ , превышает сопротивление секции крепи  $P_k$ , то в расчетную схему добавляют дополнительный элемент крепления, устанавливаемый в демонтажной выработке, – это стационарная (пассивная) крепь, шириной  $b_k$ .

Если к балке приложено связей более, чем необходимо для равновесия, то многопролётные балки, не имеющие промежуточных шарниров, называются неразрезными балками и относятся к числу статически неопределимых. Для таких балок реакцию связей определить с помощью одних уравнений сил невозможно, так как число неизвестных реакций превышает число уравнений статики. Для решения статически неопределимых задач к уравнениям равновесия сил необходимо дополнительно составить уравнения совместимости деформации. Таких уравнений должно быть столько, сколько лишних связей наложено на балку.

Расчёт неразрезных балок производится с помощью, так называемых,

уравнений трёх моментов:

$$M_{n-1}l_n + 2M_n(l_n + l_{n+1}) + M_{n+1}l_{n+1} = -6EJ_x(\alpha_n^0 + \beta_n^0), \quad (4.33)$$

где  $n-1, n, n+1$  – порядковые номера опор неразрезной балки, обозначаемые слева направо;  $M_{n-1}, M_n, M_{n+1}$  – опорные моменты, возникающие в сечении неразрезной балки над опорами, кН·м;  $l_n, l_{n+1}$  – пролёты неразрезной балки, обозначаемые слева направо, м;  $J_x$  – момент инерции балки относительно оси  $x$ , кг·м<sup>2</sup>;  $E$  – модуль упругости, Н/м<sup>2</sup>;  $\alpha_n^0, \beta_n^0$  – углы раскрытия от действия пролётной нагрузки на опоре  $n$  (левый и правый углы соответственно).

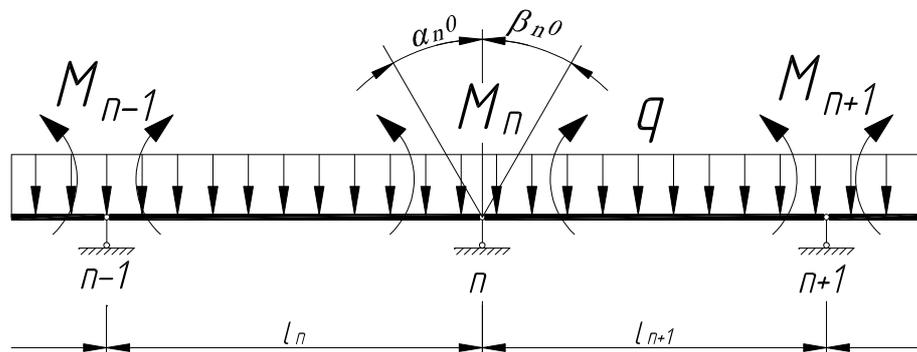


Рисунок 4.11 – Схема составления уравнений трёх моментов в общем виде при распределённой нагрузке  $q$

Углы раскрытия  $\alpha_n^0$  и  $\beta_n^0$  при распределённой нагрузке определяются по формулам:

$$\alpha_n^0 = \frac{q \cdot l_n}{24EJ_x}; \quad (4.34)$$

$$\beta_n^0 = \frac{q \cdot l_{n+1}}{24EJ_x}. \quad (4.35)$$

Решение задачи с неразрезной многопролётной балкой следует вести по следующему алгоритму.

1. Определить степень статической неопределимости.
2. Привести заданную систему к шарнирно-опертому виду.
3. Выбрать основную систему.
4. Построить эквивалентную систему.
5. Составить уравнение трёх моментов для промежуточных опор.
6. Найти опорные моменты, решив систему уравнений трёх моментов.
7. Построить эпюру поперечных сил от заданной пролётной нагрузки (эпюра  $Q_0$ ).

8. Найти поправки  $\Delta Q$  к эпюре  $Q_0$  от опорных моментов и построить эпюру поправок (эпюра  $\Delta Q$ ).
9. Построить окончательную эпюру поперечных сил (эпюра  $Q$ ).
10. Определить окончательную реакцию  $R_n$ .

Составим ситуационную схему №2 (рис. 4.12), в которой установлена одна дополнительная стационарная крепь. Размещаем эту крепь в демонтажной выработке у ограждающего целика. Установленная в этом месте крепь будет эффективнее противостоять вращению балки, и тем самым, снимет больше нагрузки с секции механизированной крепи.

Переведём ситуационную схему №2 к виду шарнирно-опертой балки (рис. 4.13). Нумеруем опоры и пролёты шарнирно-опертой балки по вышеуказанному порядку.

По виду шарнирно-опертой балки выберем основную систему неразрезной балки (рис. 4.14), для чего устанавливаются шарниры в сечениях над опорами. Основная система представляет цепь шарнирных балок на двух опорах, а основными неизвестными будут изгибающие моменты в сечениях над опорами – опорные моменты.

Исходя из основной системы многопролётной неразрезной балки, построим эквивалентную систему (рис. 4.15). Под эквивалентной системой понимается основная система, нагруженная заданными внешними силовыми факторами и неизвестными опорными моментами.

Далее составим уравнение трёх моментов для промежуточной опоры 1:

$$M_0 l_1 + 2M_1(l_1 + l_2) + M_2 l_2 = -6EJ_x(\alpha_1^0 + \beta_1^0).$$

Из ситуационной схемы №2 (рис. 4.12) длины пролётов балки  $l_1, l_2$  равны:

$$l_1 = x_{m3} + B_1 - \frac{b_{k1}}{2};$$

$$l_2 = x + \frac{(b_{k1} + B_2)}{2},$$

где  $b_{k1}$  – ширина стойки стационарной крепи, установленной у ограждающего целика, м.

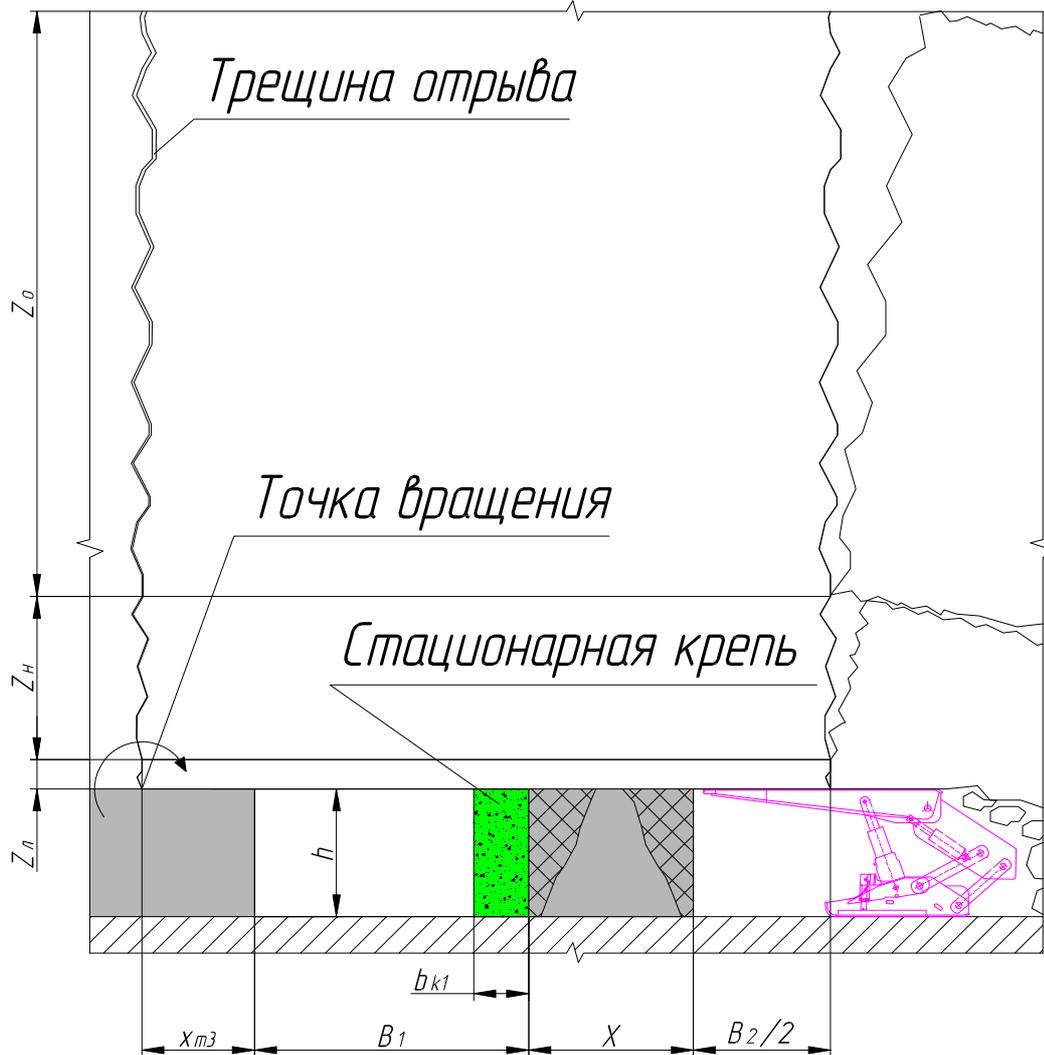


Рисунок 4.12 – Ситуационная схема №2. Один раз статически неопределимая задача (одна опора стационарной крепи)

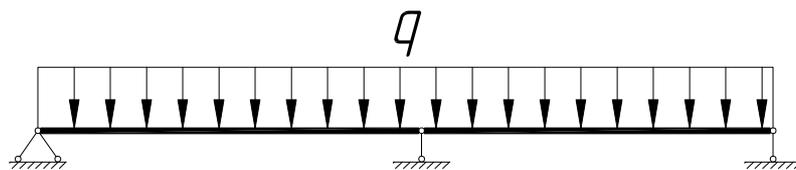


Рисунок 4.13 – Ситуационная схема №2 в виде шарнирно-опертой балки

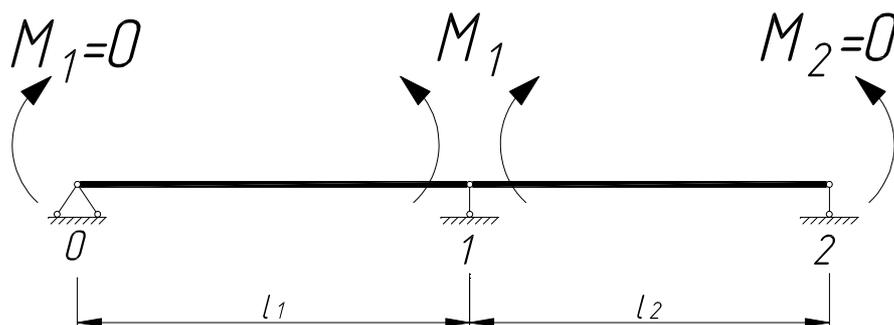


Рисунок 4.14 – Основная система неразрезной многопролётной балки

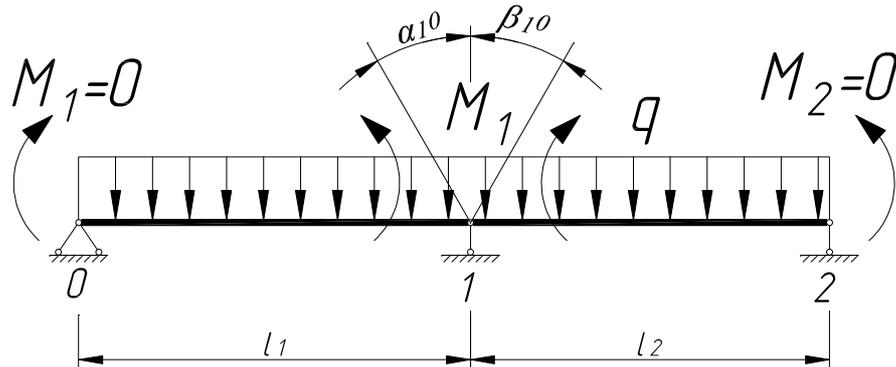


Рисунок 4.15 – Эквивалентная система многопролётной неразрезной балки

После решения уравнения трех моментов строится эпюра поперечных сил от пролётной нагрузки, эпюра  $Q_0$ . Для этого каждый пролёт рассматривается как самостоятельная двухопорная статически определимая балка (рис. 4.16, а). Для выделенной пролётной балки определяются опорные реакции и эпюра поперечных сил. Эпюра поперечных сил от пролётной нагрузки, эпюра  $Q_0$  представлена на рисунке 4.16, б.

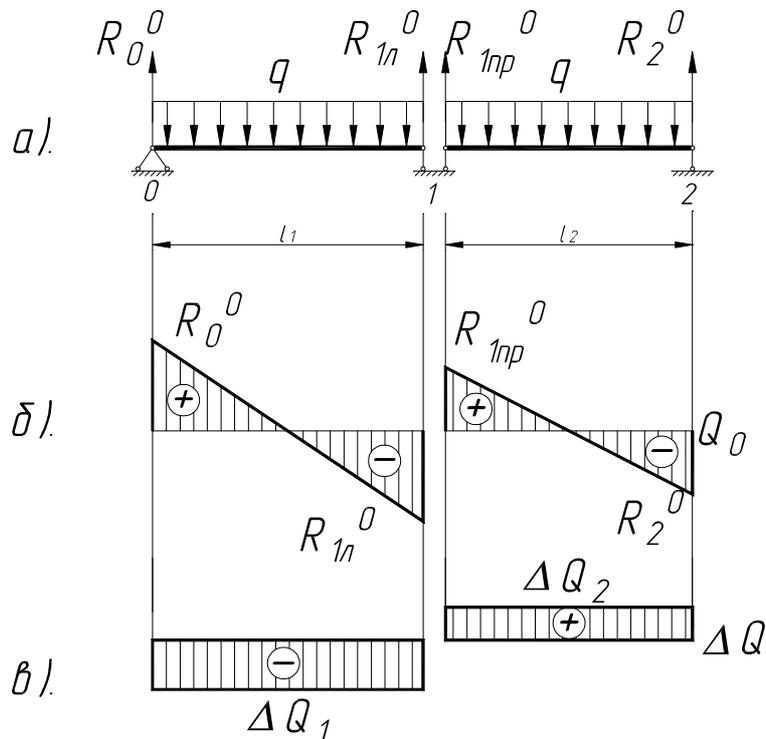


Рисунок 4.16 – Расчетная схема и эпюры: а) схема пролётных балок; б) эпюра поперечных сил от пролётной нагрузки  $Q_0$ ; в) эпюра поправок  $\Delta Q$

Далее определяют поправки  $\Delta Q_i$  к эпюре поперечных сил для каждого пролёта от действия опорных моментов (рис. 4.16, в) по формуле:

$$\Delta Q_i = \frac{M_{np} - M_{лев}}{l_i}. \quad (4.36)$$

Для данного случая поправки  $\Delta Q$  для первого и второго пролётов равны:

$$\Delta Q_1 = \frac{M_1 - M_0}{l_1}; \quad \Delta Q_2 = \frac{M_2 - M_1}{l_2}.$$

Окончательно эпюра поперечных сил строится путём суммирования двух эпюр  $Q_0$  и  $\Delta Q$ :

$$Q_i = Q_{0i} + \Delta Q_i. \quad (4.37)$$

По окончательной эпюре поперечных сил определяются опорные реакции неразрезной балки (рис. 4.17, а), равные разности поперечных сил, действующих в сечениях, расположенных справа и слева от опоры в непосредственной близости от неё, т. е. величина скачка на эпюре поперечных сил  $Q$  в сечении над опорами (рис. 4.17, б).

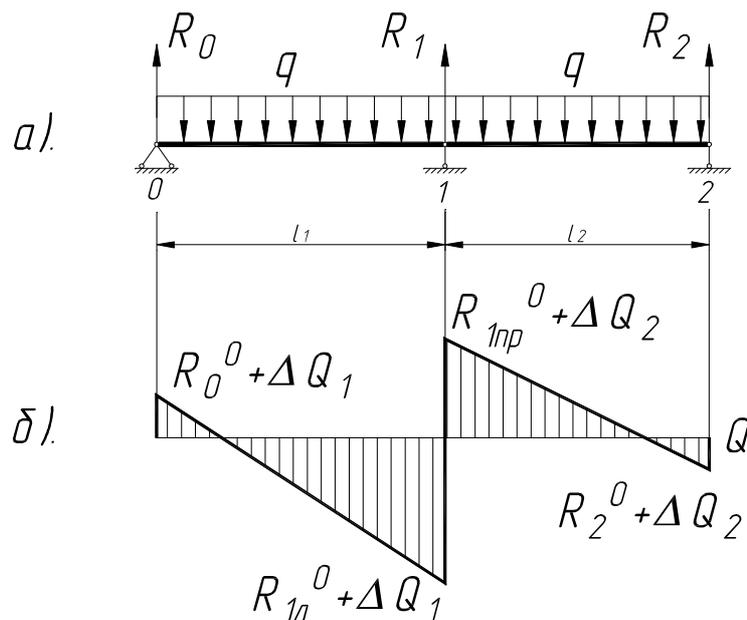


Рисунок 4.17 – Окончательная эпюра поперечных сил: а) неразрезная балка; б) эпюра поперечных сил  $Q$

После определения величины опорной реакции  $R_2$ , согласно ситуационной схеме №2 (рис. 4.12), принадлежащей опоре секции механизированной крепи, можно определить ожидаемую удельную нагрузку  $P_{пр2}$  на секцию крепи по формуле 4.32:

$$P_{пр2} = \frac{R_2}{B_1 \cdot l_6}.$$

Установка дополнительной опоры стационарной крепи в демонстрационной

выработке у ограждающего целика снимает часть нагрузки с секции механизированной крепи. Однако, с увеличением ширины демонтажной выработки, за счёт перераспределения нагрузки от веса балки кровли, резко возрастает нагрузка на опорный целик и стационарную крепь. Этот факт, в случае со стационарной крепью, добавляет ряд сложностей при выборе конструкции крепи и её прочностных и деформационных характеристик. В случае с опорным целиком, из зарубежного и отечественного опыта применения технологии ППДВ, может происходить активное разрушение краевой части целика с большим объёмом отжима борта. Согласно исследованиям напряжённо-деформированного состояния пород в окрестностях демонтажной выработки [100], проведённого с использованием метода конечных элементов, в кровле над краевой частью опорного целика формируется обширная область пластической деформации (рис. 4.18).

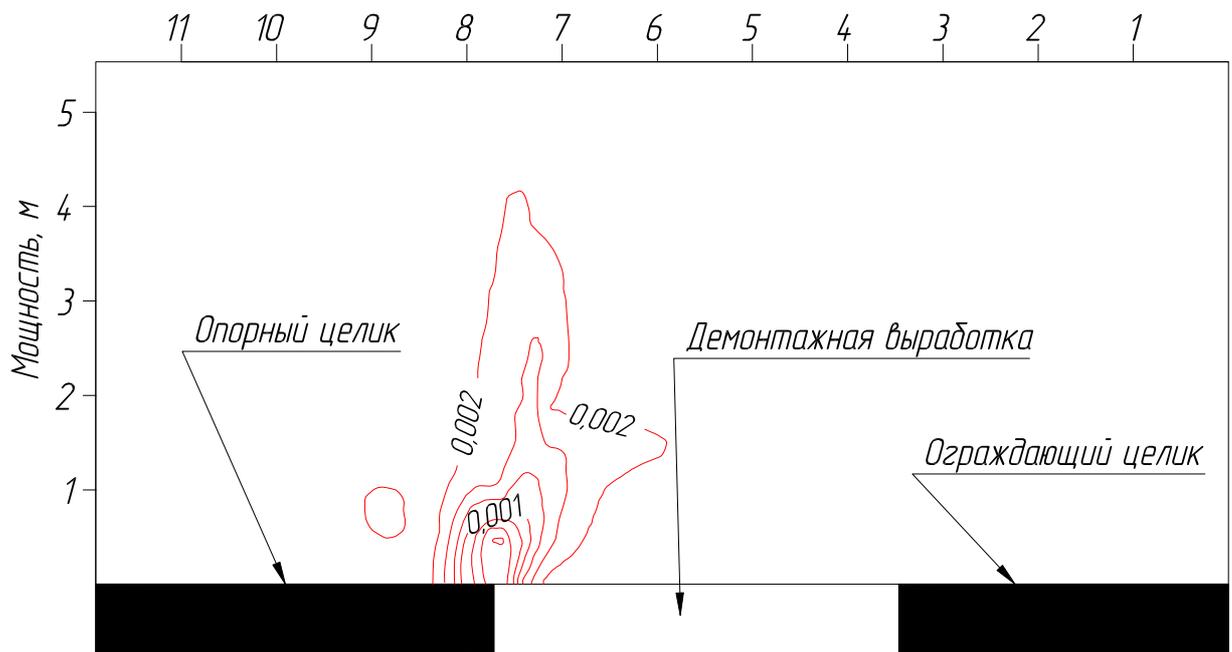


Рисунок 4.18 – Распределение пластической деформации в демонтажной выработке, закреплённой анкерами (стационарная крепь не установлена)

Распространение зоны пластической деформации кровли может быть выше высоты крепления кровли анкерной крепью, поэтому, для предотвращения обрушения кровли под этой зоной, следует установить дополнительную опору стационарной крепи. Но, так как пластические деформации кровли вызваны

прогибом балки над демонтажной выработкой, то для уменьшения прогиба и снятия части нагрузки с анкерной крепи следует передвигать опору стационарной крепи на половину приращения ширины демонтажной выработки  $B_1$ .

Составим ситуационную схему №3 (рис. 4.19) въезда очистного механизированного комплекса в демонтажную выработку с установкой двух дополнительных стационарных крепей (опор). Опоры располагаем возле бортов демонтажной выработки.

Согласно методике и алгоритму решения задачи с неразрезной многопролётной балкой, приведенной выше, приведём заданную систему (ситуационная схема №2) к шарнирно-опертому виду, выберем основную систему, построим эквивалентную систему (рис. 4.20).

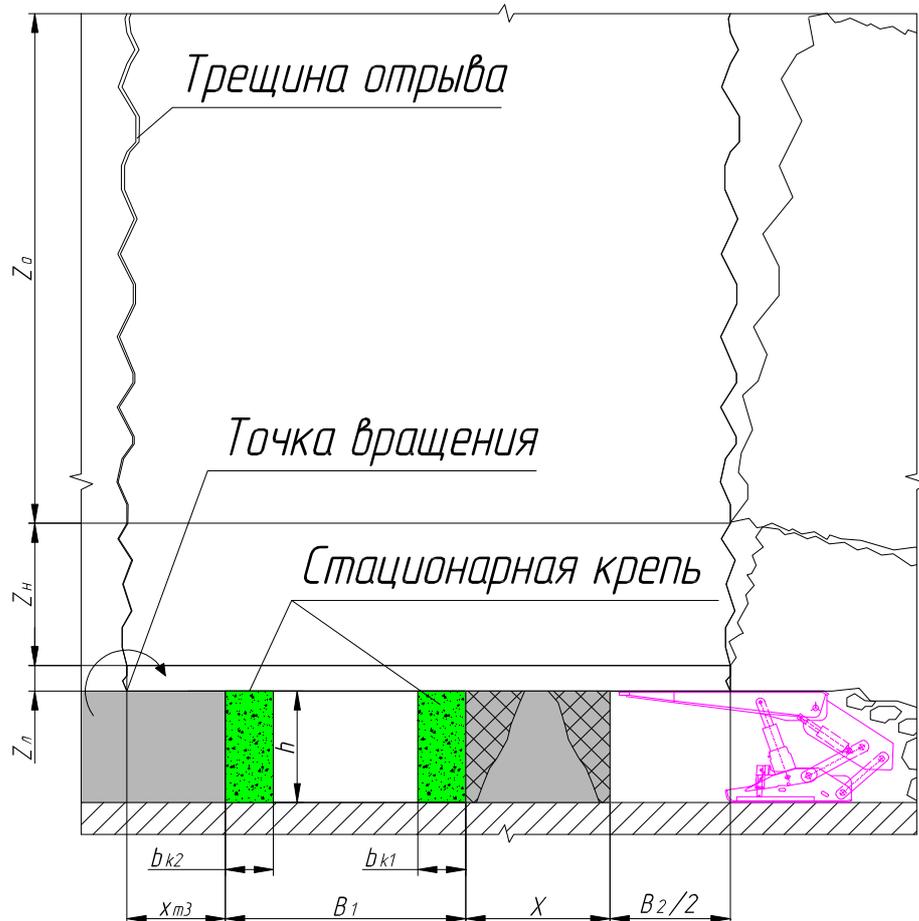


Рисунок 4.19 – Ситуационная схема №3. Два раза статически неопределимая задача (две опоры стационарной крепи)

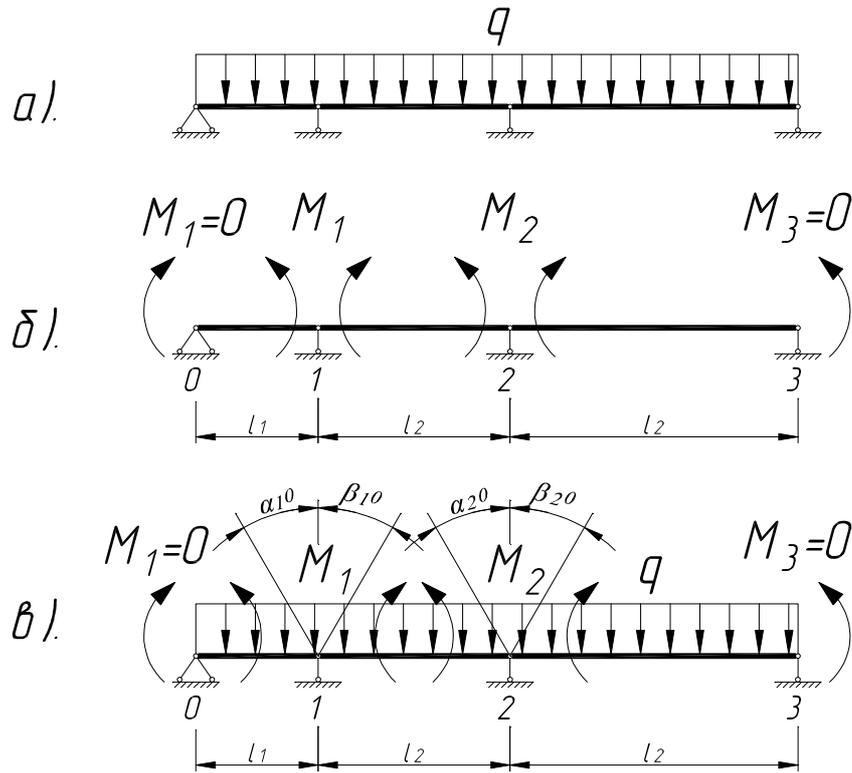


Рисунок 4.20 – Расчетные схемы: а) шарнирно-опертая балка; б) основная система; в) эквивалентная система

Из полученной эквивалентной системы составим два уравнения трёх моментов для промежуточной опоры 1 и 2:

$$\text{опора 1} \quad M_0 l_1 + 2M_1(l_1 + l_2) + M_2 l_2 = -6EJ_x(\alpha_1^0 + \beta_1^0),$$

$$\text{опора 2} \quad M_1 l_2 + 2M_2(l_2 + l_3) + M_3 l_3 = -6EJ_x(\alpha_2^0 + \beta_2^0).$$

Решаем систему уравнений и находим  $M_1$  и  $M_2$ .

Исходя из ситуационной схемы №3 (рис. 4.19) длины пролётов балки  $l_1, l_2, l_3$  равны:

$$l_1 = x_{m3} + \frac{(b_{k2} + \Delta B_1)}{2};$$

$$l_2 = B_1 - \frac{(b_{k2} + \Delta B_1 - b_{k1})}{2};$$

$$l_3 = x + \frac{(b_{k1} + B_2)}{2},$$

где  $b_{kl}$  – ширина стойки стационарной крепи, установленной у ограждающего целика, м;  $b_{kl}$  – ширина стойки стационарной крепи, установленной у опорного целика, м;  $\Delta B_1$  – приращение ширины демонтажной выработки (за единичную ширину выработки принято значение  $B_1=3$  м, т.е. при

этой ширине  $\Delta B_1=0$  м), м.

После решения системы уравнений трех моментов строится эпюра поперечных сил от пролётной нагрузки, эпюра  $Q_0$ . Для этого каждый пролёт рассматривается как самостоятельная двухопорная статически определимая балка (рис. 4.21, а). Для выделенной пролётной балки определяются опорные реакции и эпюра поперечных сил. Эпюра поперечных сил от пролётной нагрузки, эпюра  $Q_0$  представлена на рисунке 4.21, б.

Далее определяют поправки  $\Delta Q_i$  к эпюре поперечных сил для каждого пролёта от действия опорных моментов (рис. 4.21, в), по формуле (4.36). Для данного случая, с двумя дополнительными опорами, поправки  $\Delta Q$  для первого, второго и третьего пролётов равны:

$$\Delta Q_1 = \frac{M_1 - M_0}{l_1}; \quad \Delta Q_2 = \frac{M_2 - M_1}{l_2}; \quad \Delta Q_3 = \frac{M_3 - M_2}{l_3}.$$

Окончательно эпюра поперечных сил строится путём суммирования двух эпюр  $Q_0$  и  $\Delta Q$ .

По окончательной эпюре поперечных сил определяются опорные реакции неразрезной балки (рис. 4.22, а), равные разности поперечных сил, действующих в сечениях, расположенных справа и слева от опоры в непосредственной близости от неё, т. е. величина скачка на эпюре поперечных сил  $Q$  в сечении над опорами (рис. 4.22, б).

После определения величины опорной реакции  $R_3$ , согласно ситуационной схеме №3 (рис. 4.19), принадлежащей опоре секции механизированной крепи, можно определить ожидаемую удельную нагрузку  $P_{\text{пр3}}$  на секцию крепи по формуле 4.32:

$$P_{\text{пр3}} = \frac{R_3}{B_1 \cdot l_6}.$$

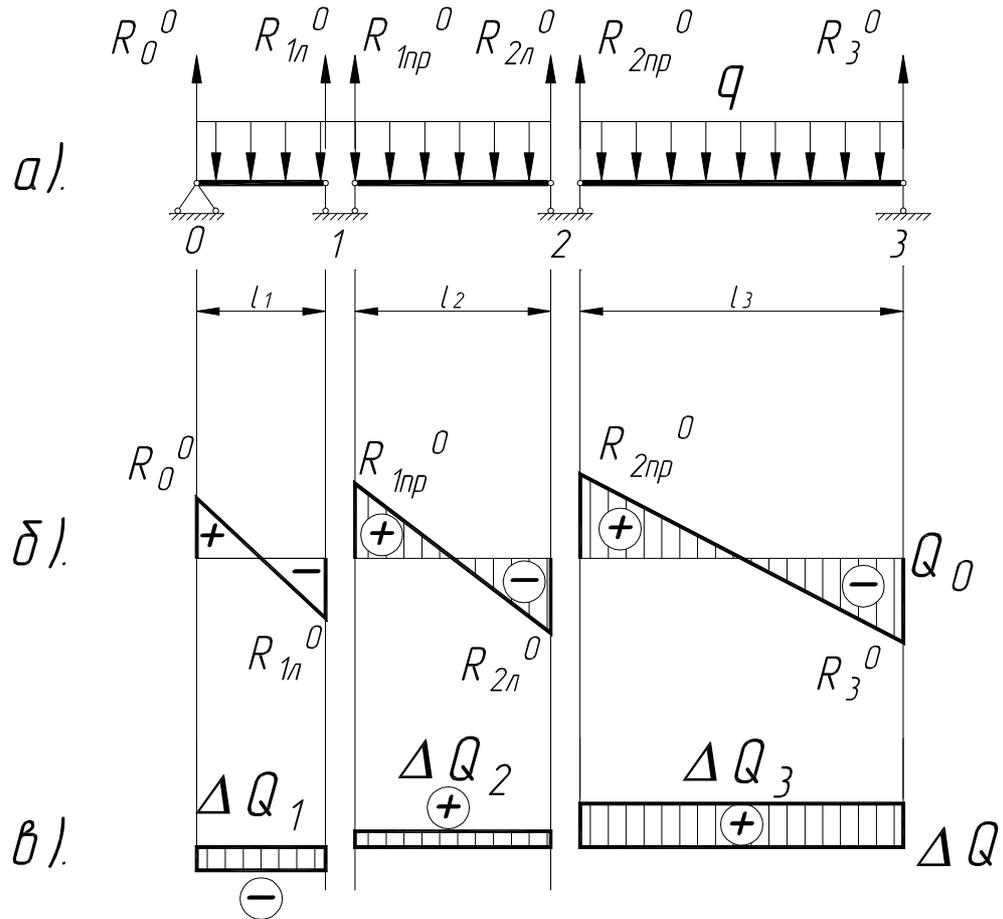


Рисунок 4.21 – Расчетная схема и эпюры: а) схема пролётных балок; б) эпюра поперечных сил от пролётной нагрузки  $Q_0$ ; в) эпюра поправок  $\Delta Q$

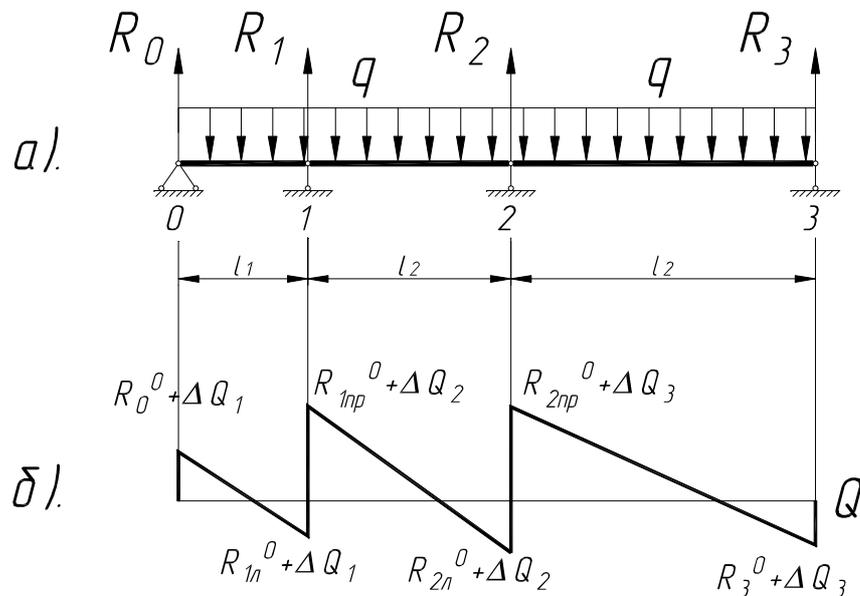


Рисунок 4.22 – Окончательная эпюра поперечных сил: а) неразрезная балка; б) эпюра поперечных сил  $Q$

Согласно методике представленной выше, нами были произведены расчёты

ожидаемой нагрузки на секцию механизированной крепи. Расчёты производились в граничных условиях выемочного столба 5а-10-18, ш. Распадская. Рассмотрены девять вариантов въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку, отличающиеся между собой характеристиками вмещающих пород и шириной демонтажной выработки  $B_1$  и скоростью подвигания очистного забоя в сутки. Остальные параметры были приняты аналогично тем, что использовались в расчёте для ожидаемой нагрузки на крепь демонтажной выработки (п. 4.2).

По результатам исследования составлены графики ожидаемой удельной нагрузки на секцию при въезде очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную выработку, в зависимости от характеристик кровель, ширины демонтажной выработки и скорости подвигания очистного забоя (рисунки 4.23, 4.24, 4.25).

Также представлены графики (рисунки 4.26, 4.27, 4.28, 4.29, 4.30, 4.31) ожидаемых нагрузок на опорный целик  $R_0$  и опоры стационарной крепи  $R_1$  и  $R_2$ . Графики рассчитаны для случаев с одной и двумя опорами, установленными в демонтажной выработке, в условиях лёгкой, средней и тяжёлой кровли.

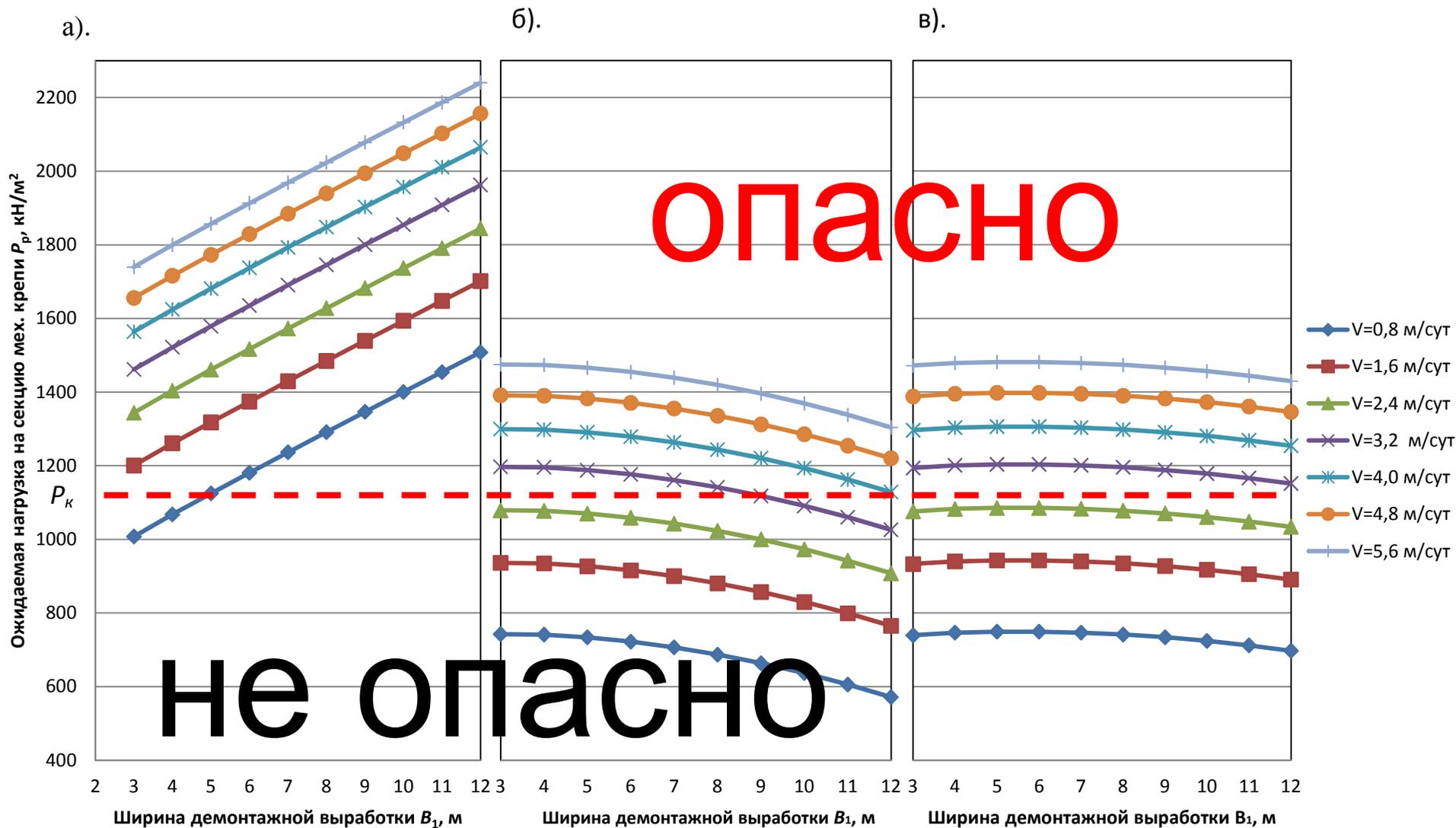


Рисунок 4.23 – График зависимости ожидаемой нагрузки на секцию механизированной крепи  $P_p$  от ширины демонтажной выработки и скорости подвигания очистного забоя при тяжёлой кровле: а) стационарная крепь не установлена; б) одна опора стационарной крепи; в) две опоры стационарной крепи

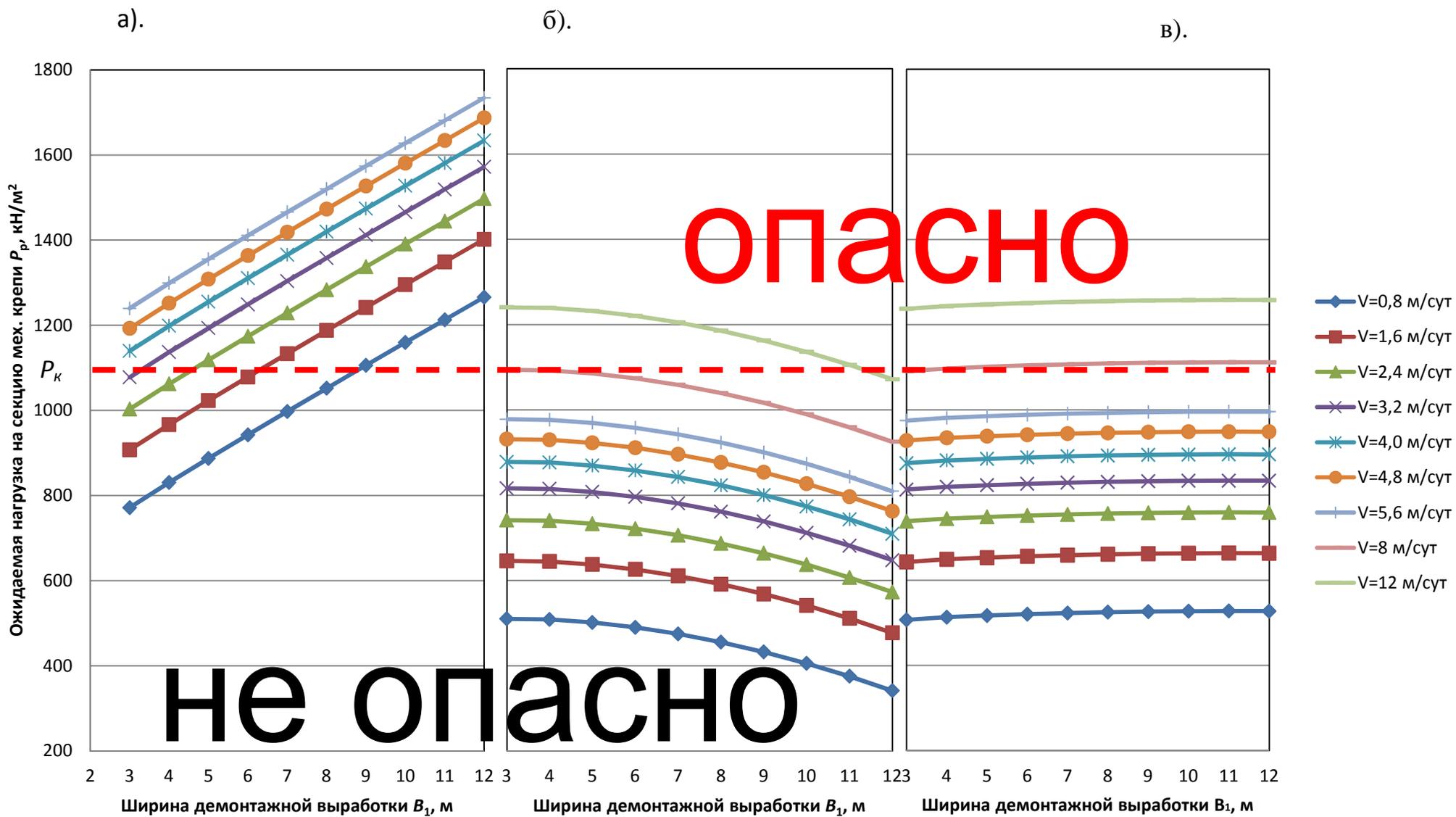


Рисунок 4.24 – График зависимости ожидаемой нагрузки на секцию механизированной крепи  $P_p$  от ширины демонтажной выработки и скорости подвигания очистного забоя при средней кровле: а) стационарная крепь не установлена; б) одна опора стационарной крепи; в) две опоры стационарной крепи

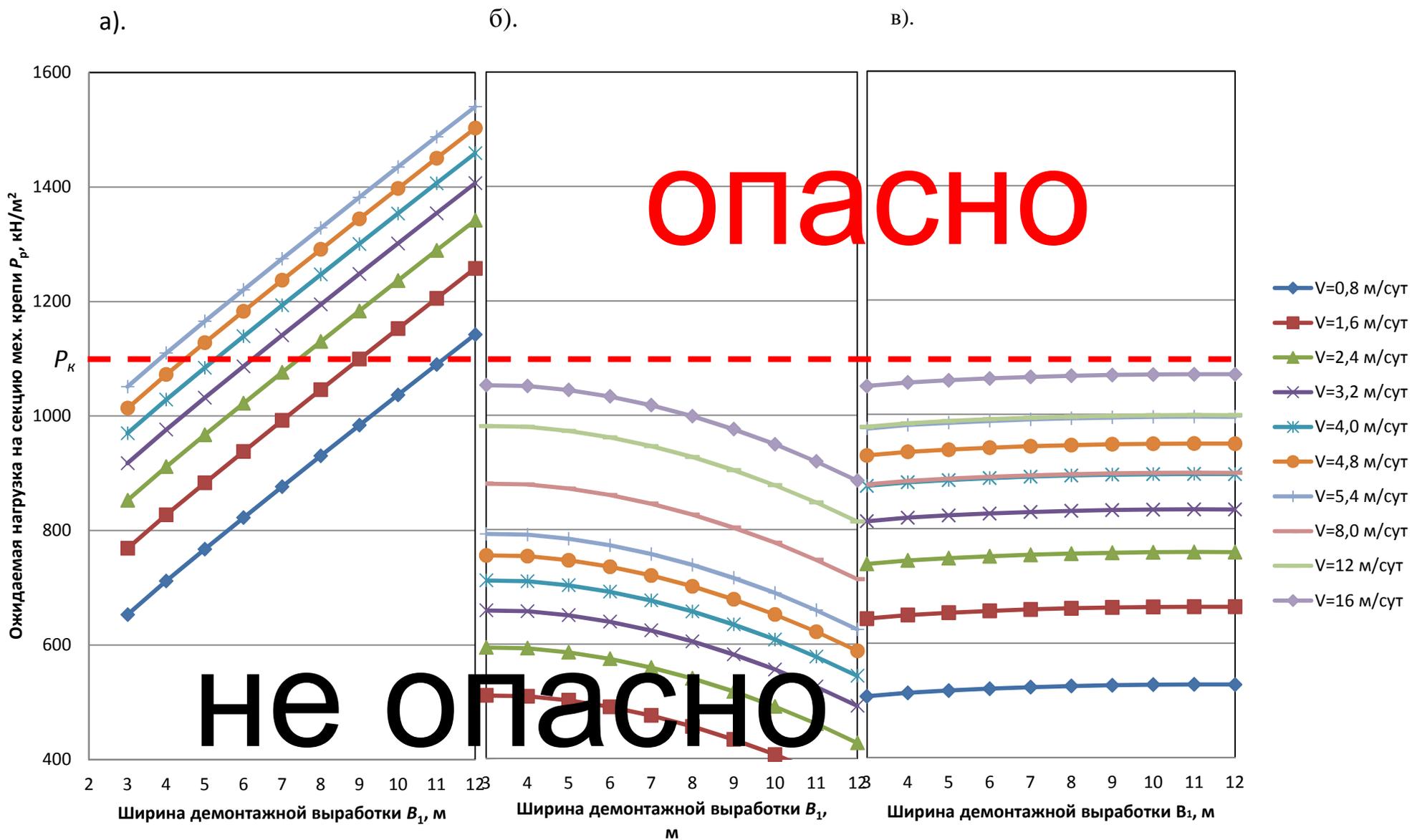


Рисунок 4.25 – График зависимости ожидаемой нагрузки на секцию механизированной крепи  $P_p$  от ширины демонтажной выработки и скорости подвигания очистного забоя при легкой кровле: а) стационарная крепь не установлена; б) одна опора стационарной крепи; в) две опоры стационарной крепи

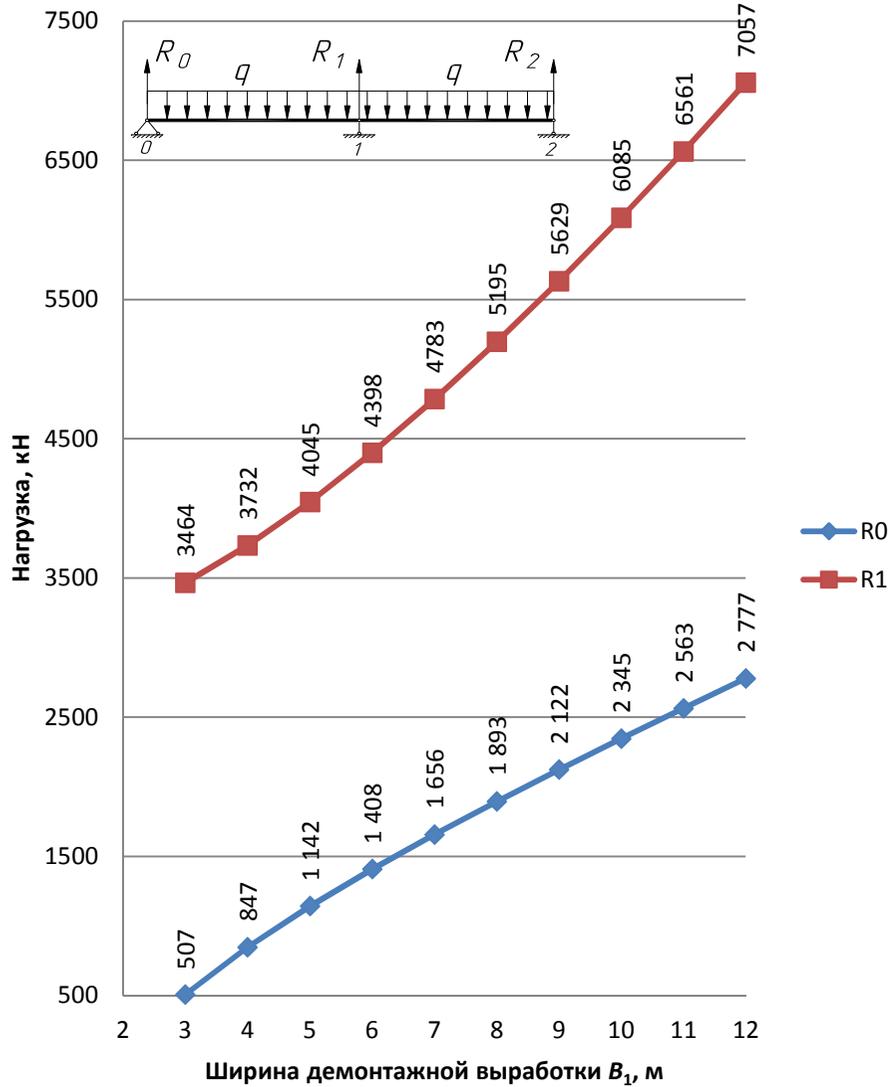


Рисунок 4.26 – График зависимости нагрузки на опорный целик  $R_0$  и опору стационарной крепи  $R_1$  от ширины демонтажной выработки (1 опора, тяжелая кровля)

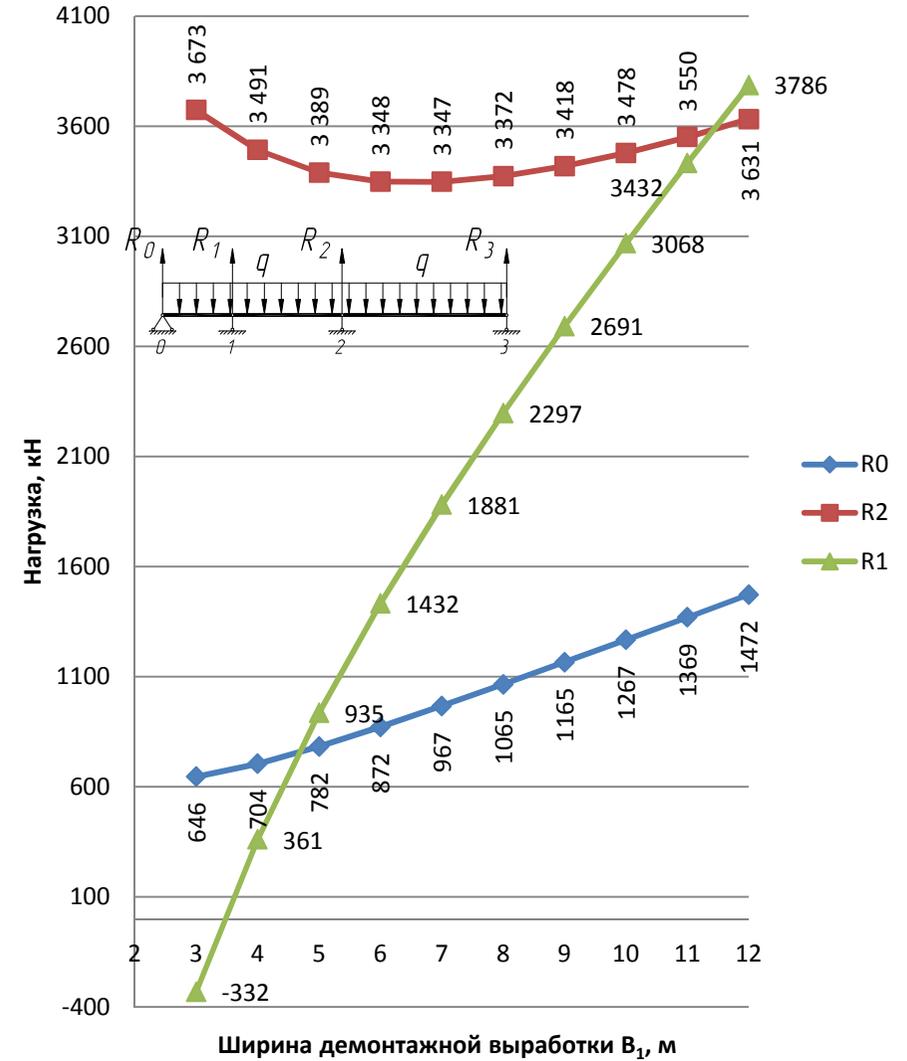


Рисунок 4.27 – График зависимости нагрузки на опорный целик  $R_0$  и опор стационарной крепи  $R_1$ ,  $R_2$  от ширины демонтажной выработки (2 опоры, тяжелая кровля)

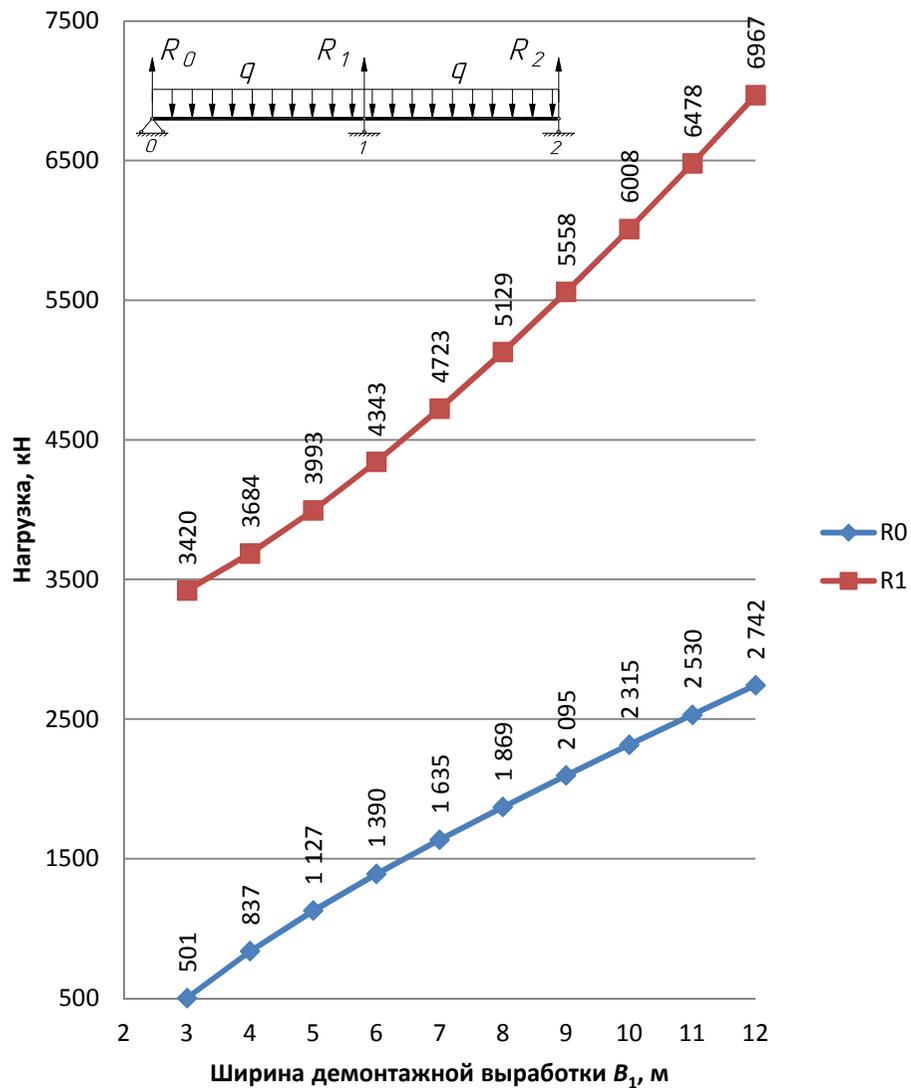


Рисунок 4.28 – График зависимости нагрузки на опорный целик  $R_0$  и опору стационарной крепи  $R_1$  от ширины демонтажной выработки (1 опора, средняя кровля)

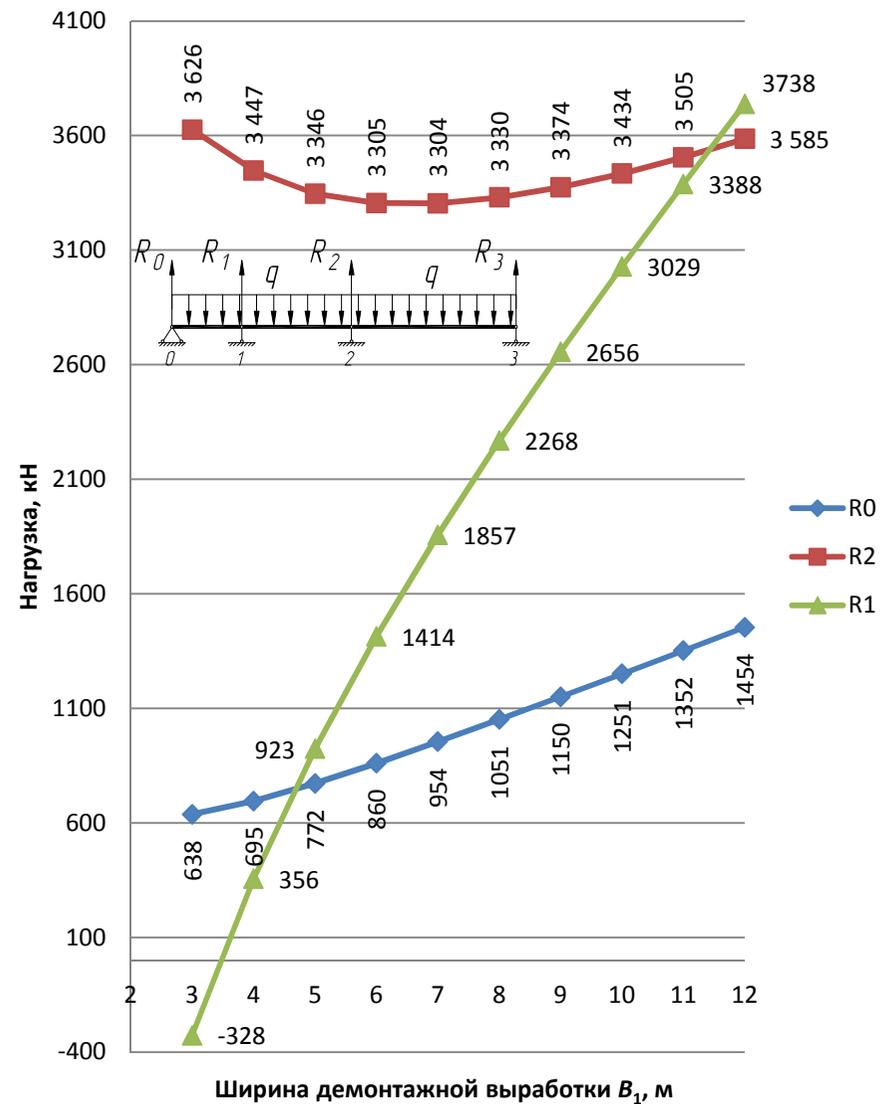


Рисунок 4.29 – График зависимости нагрузки на опорный целик  $R_0$  и опор стационарной крепи  $R_1$ ,  $R_2$  от ширины демонтажной выработки (2 опоры, средняя кровля)

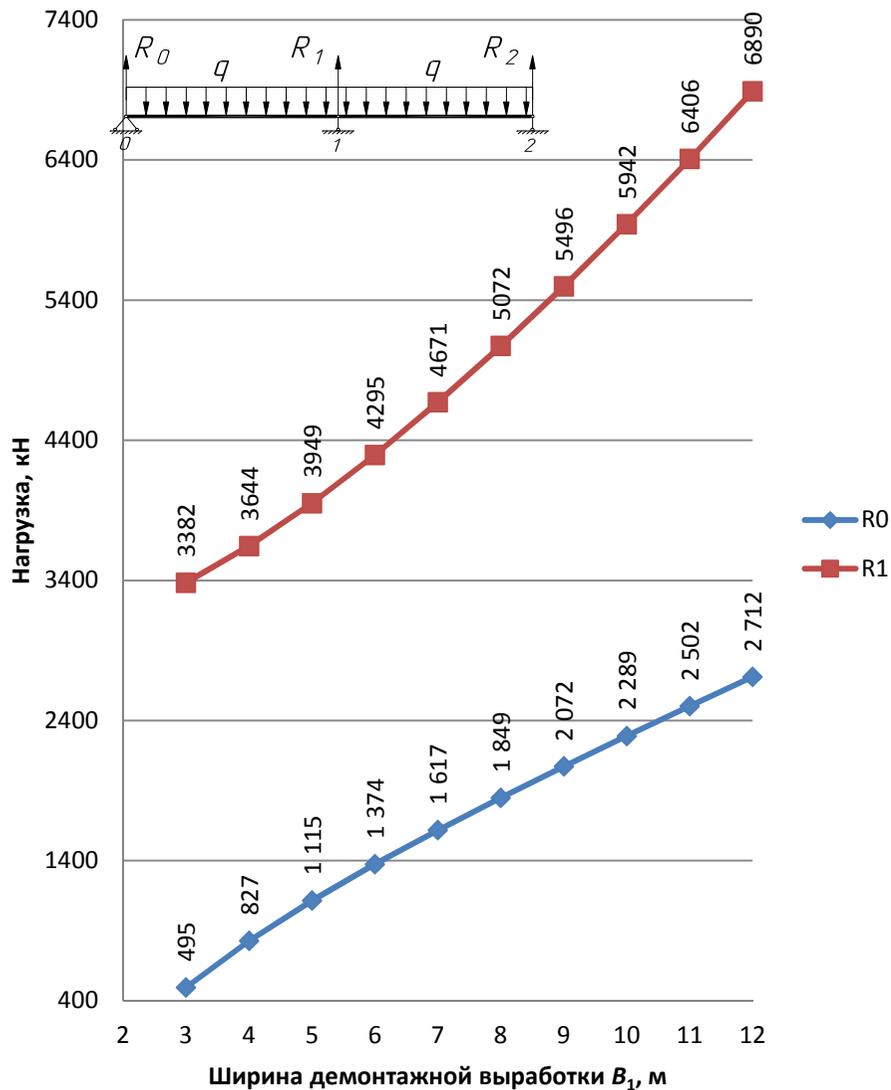


Рисунок 4.30 – График зависимости нагрузки на опорный целик  $R_0$  и опору стационарной крепи  $R_1$  от ширины демонтажной выработки (1 опора, легкая кровля)

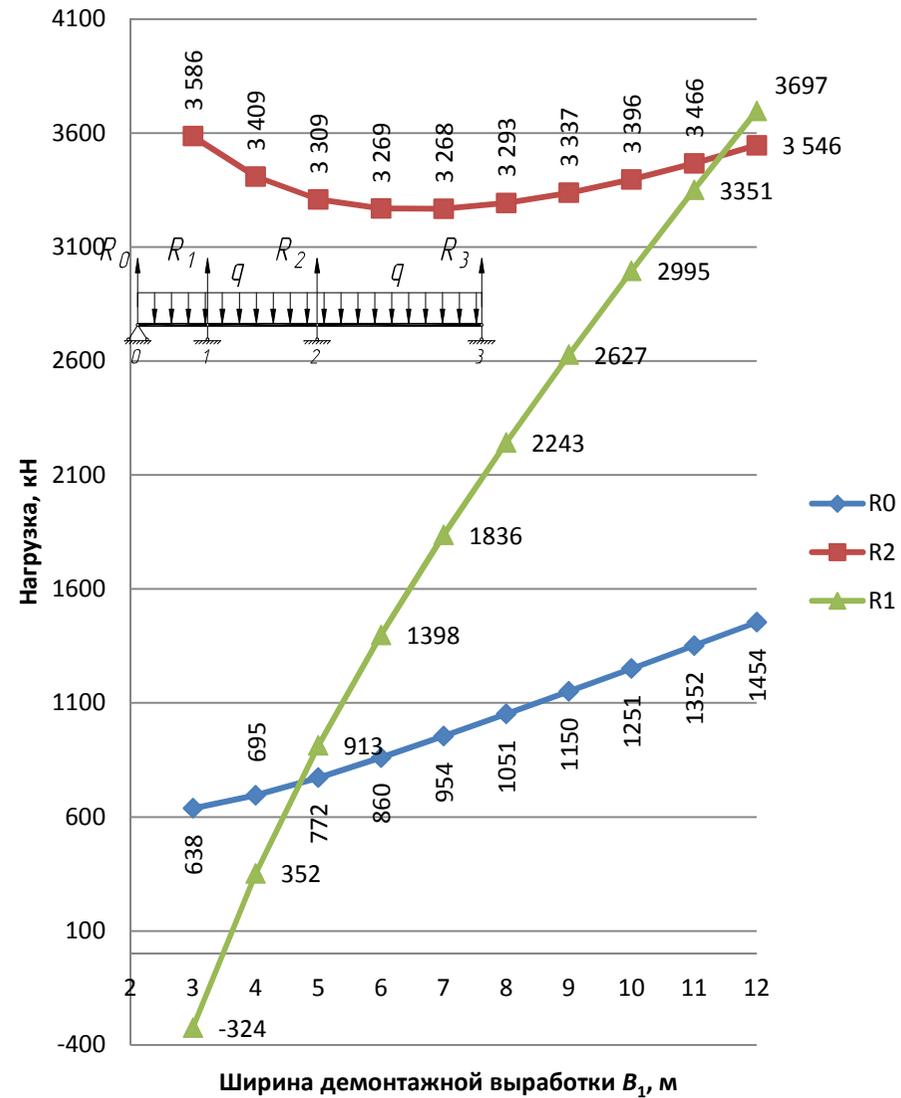


Рисунок 4.31 – График зависимости нагрузки на опорный целик  $R_0$  и опор стационарной крепи  $R_1$ ,  $R_2$  от ширины демонтажной выработки (2 опоры, лёгкая кровля)

**Выводы:**

1. При въезде очистного механизированного комплекса с сопротивлением секций крепи  $P_k$ , равном  $1100 \text{ кН/м}^2$  в условиях тяжелой кровли, в демонтажную выработку, в которой отсутствует стационарная крепь, безаварийный въезд возможен только в демонтажную выработку шириной 3–5 м со скоростью движения очистного забоя  $0,8 \text{ м/сут.}$  Данные технологические параметры показывают, что использование технологии въезда при тяжелой кровле без установки дополнительных опор стационарной крепи или без разупрочнения кровли практически невозможно.

При установке в демонтажной выработке одной или двух опор стационарной крепи существенно снижается риск аварийного въезда. Безаварийность въезда, при скоростях движения очистного забоя от  $0,8$  до  $2,4 \text{ м/сут.}$ , обеспечивается на всём расчётном диапазоне ширины демонтажной выработки от 3 до 12 м. При этом, с точки зрения более равномерного распределения опорного давления на опоры стационарной крепи, в демонтажных выработках шириной более 4 м, вариант с двумя опорами более предпочтителен. Использование двух опор стационарной крепи обоснованно, начиная с ширины демонтажной выработки более 3 м.

При установке одной стационарной крепи нагрузка, воспринимаемая крепью в зависимости от ширины демонтажной выработки, линейно возрастает от 3464 до 7057 кН, что предъявляет большие требования к материалу, из которого изготовлена крепь и его прочностных и деформационных свойств. Использование двух опор стационарной крепи снижает максимальную нагрузку на 46 % до 3786 кН, что даёт возможность использовать в изготовлении крепи менее прочных и недорогих материалов. Установка двух опор также снижает максимальную нагрузку с опорного целика на 17–47 % в зависимости от ширины демонтажной выработки, – это снижает риск образования отжима борта выработки и образование купола в кровле.

2. При въезде очистного механизированного комплекса с сопротивлением

секций крепи  $P_k$  равном  $1100 \text{ кН/м}^2$  в условиях средней кровли в демонтажную выработку, в которой отсутствует стационарная крепь, безаварийный въезд возможен только в демонтажную выработку шириной 3–9 м со скоростью движения очистного забоя от 3,2 до 0,8 м/сут соответственно. Данные технологические параметры показывают, что использование технологии въезда при средней кровле возможны и без установки дополнительных опор стационарной крепи, но на ограниченных диапазонах ширины выработки и скорости въезда.

При установке в демонтажной выработке одной или двух опор стационарной крепи существенно снижается риск аварийного въезда. Безаварийность въезда, при скоростях движения очистного забоя от 0,8 до 8 м/сут., обеспечивается на всём расчётном диапазоне ширины демонтажной выработки от 3 до 12 м. При этом, с точки зрения более равномерного распределения опорного давления на опоры стационарной крепи, в демонтажных выработках шириной более 4 м, вариант с двумя опорами более предпочтителен. Использование двух опор стационарной крепи обоснованно начиная с ширины демонтажной выработки более 3 м.

При установке одной стационарной крепи нагрузка, воспринимаемая крепью в зависимости от ширины демонтажной выработки, линейно возрастает от 3420 до 6967 кН, что предъявляет большие требования к материалу, из которого изготовлена крепь и его прочностных и деформационных свойств. Использование двух опор стационарной крепи снижает максимальную нагрузку на 47 % до 3738 кН, что даёт возможность использовать в изготовлении крепи менее прочных и недорогих материалов. Установка двух опор также снижает максимальную нагрузку с опорного целика на 17–47 % в зависимости от ширины демонтажной выработки, это снижает риск образования отжима борта выработки и образование купола в кровле.

3. При въезде очистного механизированного комплекса с сопротивлением секций крепи  $P_k$  равном  $1100 \text{ кН/м}^2$  в условиях легкой кровли в демонтажную выработку, в которой отсутствует стационарная крепь, безаварийный въезд

возможен только в демонтажную выработку шириной 3–11 м со скоростью движения очистного забоя от 5,4 до 0,8 м/сут соответственно. Данные технологические параметры показывают, что использование технологии въезда при легкой кровле возможны и без установки дополнительных опор стационарной крепи, но на ограниченных диапазонах ширины выработки и скорости въезда.

При установке в демонтажной выработке одной или двух опор стационарной крепи существенно снижается риск аварийного въезда. Безаварийность въезда, при скоростях движения очистного забоя от 0,8 до 16 м/сут., обеспечивается на всём расчётном диапазоне ширины демонтажной выработки от 3 до 12 м. При этом, с точки зрения более равномерного распределения опорного давления на опоры стационарной крепи, в демонтажных выработках шириной более 4 м, вариант с двумя опорами более предпочтителен. Использование двух опор стационарной крепи обоснованно начиная с ширины демонтажной выработки более 3 м.

При установке одной стационарной крепи нагрузка, воспринимаемая крепью в зависимости от ширины демонтажной выработки, линейно возрастает от 3382 до 6890 кН, что предъявляет большие требования к материалу, из которого изготовлена крепь и его прочностных и деформационных свойств. Использование двух опор стационарной крепи снижает максимальную нагрузку на 47 % до 3697 кН, что даёт возможность использовать в изготовлении крепи менее прочных и недорогих материалов. Установка двух опор также снижает максимальную нагрузку с опорного целика на 17–47 % в зависимости от ширины демонтажной выработки, это снижает риск образования отжима борта выработки и образование купола в кровле.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертационная работа является научно-квалификационной работой, в которой изложены научно обоснованные технические и технологические решения по определению основных параметров въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку, включающие в себя скорость движения очистного забоя, способ крепления и размер демонтажной выработки, что повышает безопасность процессов демонтажа и вносит значительный вклад в развитие угольной отрасли страны.

### *Основные научные результаты, выводы и рекомендации:*

1. Аналитически установлены два типа аварийных въездов (25 % от общего числа) очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку;

2. Установлено, что обрушения кровли в демонтажной выработке при аварийных въездах происходят в тот момент, когда ширина внутреннего ограждающего целика равна полусумме расстояний до максимумов опорного давления от очистного забоя и демонтажной выработки;

3. Установлено чередование зон аварийных и безаварийных въездов очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку по глубине ведения горных работ при различных типах кровли;

4. Установлены закономерности перераспределения напряженно-деформированного состояния углепородного массива при въезде очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку, учитывающие механизм обрушения кровли, потерю несущей способности ограждающего целика, ширину демонтажной выработки, конфигурацию стационарной крепи, скорость движения очистного забоя;

5. Разработана методика расчёта нагрузки на анкерную, стационарную и механизированную крепи, позволяющая обосновать параметры приведённой несущей способности анкерной и стационарной крепи, конфигурацию

расположения и количество опор стационарной крепи, сопротивление секции механизированной крепи;

6. Выявлено, что установка двух опор стационарной крепи в демонтажной выработке для всех типов кровель снижает ожидаемую нагрузку на опоры (по сравнению с одной опорой) на 47 % и опорный целик на 17–47 % (в зависимости от ширины демонтажной выработки), при этом диапазон скоростей безопасного въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную камеру не изменяется;

7. Разработаны «Методические указания по выбору технологических параметров въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку».

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. ГОСТ 21153.1-75. Породы горные. Метод определения коэффициента крепости по Протоdjяконову : Введ. 1975–07–01. – Москва : Изд.-во стандартов, 1975. – 3 с.
2. ГОСТ 215.3-85. Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном растяжении : Введ. 1985–01–01. Москва : Госкомитет по стандартам. – 14 с.
3. Альтернативные технологии формирования демонтажных камер в условиях ОАО «СУЭЖ-Кузбасс» / В. Б. Артемьев [и др.] // Уголь. – 2010. – № 6. – С. 20-23.
4. Борисов, А. А. Давление на крепь горизонтальных выработок : дис. ... канд. техн. наук / А. А. Борисов – Ленинград, 1946.
5. Борисов, А. А. Давление на крепь горизонтальных выработок. / А. А. Борисов. – Москва : Углетехиздат, 1948. – 380 с.
6. Борисов, А. А. Исследование работы штанговой крепи в выработках большого сечения при трещиноватых породах / А. А. Борисов, А. И. Голомолзин, И. П. Толстунов // Записки ЛГИ. Т. XLII. Вып. I. – 1960.
7. Борисов, А. А. К определению нагрузки на крепь горизонтальных выработок при разработке угольных месторождений / А. А. Борисов // Записки ЛГИ. Т. XXX. Вып. I. – 1955. – С. 85-103.
8. Борисов, А. А. Механика горных пород и массивов / А. А. Борисов. – Москва : Недра, 1980. – 360 с.
9. Борисов, А. А. Новые методы исследований и расчетов горного давления в лавах пологих пластов : автореф. дис. ... докт. техн. наук / А. А. Борисов. – Ленинград, 1961.
10. Борисов, А. А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов / А. А. Борисов. – Москва : Недра, 1964. – 278 с.

11. Векслер, Ю. А. Долговечность горных пород при сжатии / Ю. А. Векслер // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979. – № 2. – С. 71–76.
12. Вольмир, А. С. Устойчивость деформируемых систем / А. С. Вольмир. – 2-е изд. перераб. и доп. – Москва : Наука, 1967. – 984 с.
13. Временное руководство по расчету первичного и последующего шагов обрушений пород кровли при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию в условиях Кузбасса. – Кемерово, 1973. – 26 с.
14. Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м с углом падения до 35°. – Ленинград, 1982. – 136 с. – (М-во угольной пром-сти СССР).
15. Геомеханика : учеб. пособие / П. В. Егоров [и др.] ; ФГБОУ ВПО «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева». – Кемерово, 2015. – 309 с.
16. Геомеханическое состояние приконтурного массива демонтажной камеры / отв. ред. В. Ю. Изаксон. – Кемерово : ИУУ СО РАН, 2006. – 78 с. : ил.
17. Гузь, А. Н. Основы трехмерной теории устойчивости деформируемых тел. / А. Н. Гузь. – Киев : Вища школа, 1986. – 511 с.
18. Демченко, А. Г. Перемонтажи главных комплексов в России стали быстрее и безопаснее / А. Г. Демченко // Уголь. – 2012. – № 3. – С. 30-32.
19. Державин, Г. Р. Сочинения. В 9 т. Т. 5. Переписка / под. ред. Я. Грота. – Санкт-Петербург, 1869. – 984 с.
20. Джекстон, А. Г. Теория и практика анкерного крепления в шахте / А. Г. Джекстон // Iron and Coal. – 1956. – № 4615. – С. 1077—1089.
21. Динник, А. Н. Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок / А. Н. Динник, А. П. Моргаевский, Г. Н. Савин // Труды совещания по управлению горным давлением. – Москва ; Ленинград : Изд-во АН СССР, 1938. – С. 28-39.
22. Динник, А. Н. Статьи по горному делу / А. Н. Динник. – Москва : Углетехиздат, 1957. – 195 с.

23. Еременко, В. А. Современные технологии анкерного крепления / В. А. Еременко, Е. А. Разумов, Д. Ф. Зяятдинов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 12. – С. 38-45.
24. Журков, С. Н. Физические основы прогнозирования механического разрушения / С. Н. Журков, В. С. Куксенко, В. А. Петров // ДАН СССР. – 1981. –Т. 259. – № 6. – С. 1350–1352.
25. Инструкция по эксплуатации пробника БУ-39. – Ленинград, 1978. – 25 с.
26. Калинин, С. И. Геомеханическое обеспечение эффективной выемки мощных пологих пластов с труднообрушаемой кровлей механизированными комплексами / С. И. Калинин. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2002. – 113 с.
27. Канатный анкер АК01: предварительно пройденные демонтажные камеры / Е. А. Разумов [и др.] // Уголь. – 2011. – № 7. – С. 20-22.
28. Квапил, Р. Новые взгляды в теории горного давления и горных ударов / Р. Квапил. – Москва : Углетехиздат, 1959. – 108 с.
29. Комплекс очистный [Электронный ресурс] // Горная энциклопедия. – 2008-2015. – Режим доступа: <http://www.mining-enc.ru/k/kompleks-ochistnyj>. - Загл. с экрана.
30. Куксенко, В. С. Модель перехода от микро к макроразрушению твердых тел / В. С. Куксенко // Физика прочности и пластичности. – 1986. – С. 36–41.
31. Ломадзе, В. Д. Физико-механические свойства горных пород. Методы лабораторных исследований / В. Д. Ломадзе. – Ленинград : Недра, 1900. – 328 с.
32. Малахов, Г. М. Основы теории движения отбитой руды / Г. М. Малахов. – Москва : Metallurgizdat, 1948.
33. Метод расчета параметров анкерной крепи глубокого заложения для поддержания горных выработок в различных горно-геологических и горнотехнических условиях угольных шахт / А. С. Позолотин [и др.] // Уголь. – 2013. – № 4. – С. 32-34.

34. Методика расчета параметров анкерной крепи подземных горных выработок угольных шахт, проводимых в многолетнемерзлых породах / Е. А. Разумов [и др.] // Уголь. – 2014. – № 1. – С. 4-7.
35. Методика расчета параметров анкерной крепи подземных горных выработок в условиях вечной мерзлоты / Е. А. Разумов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 9. – С. 39-47.
36. Методика шахтных испытаний отдельных положений «Инструкции по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах Кузбасса – Первая редакция». – Санкт-Петербург : ВНИМИ, 2010. – 12 с.
37. Мурсаков, И. М. Опыт возведение защитного перекрытия, состоящего из полимерной сетки «Huesker (Хаскер)» над секциями крепи в демонтажной камере 0-5-2 по второму слою пласта IV-V / И. М. Мурсаков, П. В. Фомин // Современные тенденции и инновации в науке и производстве : материалы II Междунар. науч.-практ. конф., Междуреченск, 3-5 апр. 2013. – Междуреченск, 2013. – С. 85-87.
38. Никольский, А. М. Геомеханическая оценка напряженного состояния убывающего целика при подходе очистного забоя к демонтажной камере / А. М. Никольский // Уголь. – 2009. – № 6. – С. 49-51.
39. Нургалиев, Е. Л. Эффективные технологии упрочнения массива для проезда очистного комплекса через горные выработки / Е. Л. Нургалиев, В. Н. Шмат, А. Е. Майоров // Уголь. – 2013. – № 10. – С. 16-18.
40. Опыт применения двухуровневой анкерной крепи в демонтажной камере формируемой проходческим комбайном / Е. А. Разумов [и др.] // Уголь. – 2013. – № 5. – С. 53-56.
41. Опыт применения канатных анкеров в качестве крепи усиления демонтажных камер и выработок, поддерживаемых на границе с выработанным пространством и методика расчета их параметров / отв. ред. В. Ю. Изаксон. – Кемерово : ИУУ СО РАН, 2008. – 223 с.
42. Повышение устойчивости подземных горных выработок угольных шахт, проводимых в многолетнемерзлых породах с применением

- сталеполимерной анкерной крепи / Е. А. Разумов [и др.] // Уголь. – 2014. – № 11. – С. 12-15.
43. Поддержание выработок с использованием двухуровневой схемы крепления при их переходе очистным забоем / В. В. Климов [и др.] // Уголь. – 2014. – № 12. – С. 30-33.
44. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах: сборник документов. Серия 05. Выпуск 2 : Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99) / кол. авт. – 4-е изд., испр. – Москва : ЗАО «Научно-технический центр по безопасности в промышленности», 2011. – 304 с.
45. Протодьяконов, М. М, Материалы для урочного положения горных работ. Ч. 1. Горные работы / М. М. Протодьяконов. – Москва, 1926. – 274 с.
46. Протодьяконов, М. М. Давление горных пород и рудничное крепление. Ч. I. Давление горных пород / М. М. Протодьяконов. – Москва ; Ленинград : Гостехиздат, 1931. – 102 с.
47. Протодьяконов, М. М. Давление горных пород на рудничную крепь / М. М. Протодьяконов. – Екатеринослав, 1907. – 102 с.
48. Протодьяконов, М. М. Попытка опытного исследования законов давления пород на горные выработки / М. М. Протодьяконов // Горный журнал. – 1912. – № 4-5. – С. 38-65.
49. Расчётные методы в механике горных ударов и выбросов : справочное пособие / И. М. Петухов [и др.] – Москва : Недра, 1992. – 256 с.
50. Результаты демонтажа механизированного комплекса по нижнему слою при использовании высокопрочной полимерной сетки в качестве перекрытия / П. В. Гречишкин [и др.] // Уголь. – 2014. – № 2. – С. 15-17.
51. Ростовцев, Д. С. Управление кровлей при разработке пологопадающих пластов каменного угля / Д. С. Ростовцев. – Харьков ; Киев : Гостехиздат Украины, 1935. – 377 с. : ил.

52. Руппенейт, К. В. Некоторые вопросы механики горных пород / К. В. Руппенейт. – Москва : Углетехиздат, 1954. – 384 с.
53. Самок, А. В. Канатный анкер АК01: широкие выработки и их сопряжения / А. В. Самок, Г. В. Райко, П. В. Гречишкин // Уголь. – 2011. – № 5. – С. 80-81.
54. Слесарев, В. Д. Вопросы управления кровлей / В. Д. Слесарев. – Москва ; Ленинград : ОНТИ НКТП СССР, 1935. – 235 с.
55. Слесарев, В. Д. Механика горных пород и рудничное крепление: учеб. пособие / В. Д. Слесарев. – Москва : Углетехиздат, 1948. – 303 с.
56. Современные технологии анкерного крепления: опыт применения и перспективы / В. И. Клишин [и др.] // Рудник будущего. – 2012. – Вып. № 3(11). – С. 89-96.
57. Станкус, В. М. Механика горных пород и устойчивость выработок шахт Кузбасса / В. М. Станкус. – Кемерово, 1973. – 348 с.
58. Требования к определению механических свойств горных пород при геологическом изучении полей шахт Министерства угольной промышленности СССР (при разведке, строительстве, реконструкции и эксплуатации). – Ленинград, 1977. – 93 с.
59. Управление горным давлением : учеб. пособие для горных техникумов / под ред. А. А. Борисова. – Москва : Недра, 1983. – 168 с.
60. Феннер, Р. Исследование горного давления / Р. Феннер // Глюкауф. – 1938. – № 32-33.
61. Филимонов, К. А. Управление состоянием массива горных пород / К. А. Филимонов ; ФГБОУ ВПО «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева». – Кемерово, 2014. – 239 с.
62. Цимбаревич, П. М. Механика горных пород / П. М. Цимбаревич. – Москва ; Ленинград : ОНТИ НКТП СССР, 1934. – 184 с.
63. Цимбаревич, П. М. Рудничное крепление / П. М. Цимбаревич. – Москва ; Харьков : Углетехиздат, 1951. – 608 с. : ил.

64. Bauer, E. R. "Productivity and Equipment Removal Enhancement Using Predriven Longwall Recovery Rooms," Paper in the Proceedings of the 1989 / E. R. Bauer, J. M. Listak // Multinational Conference on Mine Planning and Design, Lexington, KY, May 23-26. – 1989 – P. 119-124
65. Bauer, E. R. Assessment of Experimental Longwall Recovery Rooms for Increasing Productivity and Expediting Equipment Removal Operations / E. R. Bauer, J. M. Listak, M. Berdine // USBM RI 9248. – 1989. – 20 p.
66. Bauer, E. R. Longwall Recovery Utilizing the Open Entry Method and Various Cement-Concrete Supports Proceedings : 7th International Conference on Ground Control in Mining. WV Univ. / E. R. Bauer, J. Listak, M. Berdine // Morgantown WV. – 1988. – P. 30-42.
67. Bookshar, W. B. Cutable, Variable Yield, Cement Cribbing Successfully Support 84 Mine Longwall Cut Through Entries / W. B. Bookshar, P. Simpson, A. A. Campoli // Preprint Longwall USA, 9-11 June. – 1998. – P. 69-89.
68. Chen, J. Longwall Mining-Through the Backfilled In-Panel Entries at Cyprus Emerald Mine / J. Chen, M. Mishra, S. Cario // Proceedings, 16th International Conference on Ground Control in Mining. WV Univ., Morgantown, WV, August 5-7. – 1997. – P. 1-8.
69. Corlett, A. V. Rock bolting in the Voussoir beam. Canadian / A. V. Corlett // Mining and Metallurgical Bulletin. – 1956. – № 527. – C. 49.
70. Eckard, A. Die mechanischen Einwirkungen des Abbaus auf das Verhalten des Gebirges / A. Eckard // Gluckauf. – 1913. – № 49.
71. Engesser, E. Uber den Erddruck gegen innere Stutzwande (Tunnelwande) / E. Engesser. – Deutsche Bauzeitung, 1882.
72. Fayol, M. Note sur les mouvement de terrain provoques par l'exploitation des mines. Bull, de la Soc. de l'industrie minerale / M. Fayol. – 1885.
73. Friend, T. F. C. Roof Control on Longwall Faces and discussion / T. F. Friend // Trans. of the Inst, of Min. Ing. – 1929. – April. – Vol. 76.

74. Gillitzer, G. Das Wesen des Gebirgedrucks und dessen Ausnutzung beim Abbaubetrieb des Mansfelder Bergbaus / G. Gillitzer // *Gluckauf*. – 1928. – № 64.
75. Haak, W. Die Berechnung des Gebirgsdruckes / W. Haak. // *Gluckauf*. – 1928. – № 64.
76. Hendon, G. Gate Road Pillar Extraction Experience at Jim Walter Resources Proc. 17<sup>th</sup> Intl. Conf On Ground Control in Mining. // Morgantown, WV in press. – 1998.
77. Hugon, A. Baltzinger. La boulonnage des têtes en souterrain / A. Hugon // *Revue du Génie militaire*. – 1956.
78. Inglis, C. E. Stresses in a plate due to the presence cracks and sharp corners / C. E. Inglis // *Trans, of the Inst, of Naval Architects*. – 1913– T. 1.
79. Janssen, J. Versuche über Getreidedruck in Silozellen / J. Janssen // *Zeit. d. Ver. Deutsch Ing.* – 1895.
80. Klenowski, G. R. Strata Control Techniques for Chock Salvage, German Creek Mines, Queensland / G. R. Klenowski, N. Philips, B. Ward // *Bowen Basin Symposium*. – 1990. – P. 114-122.
81. Labasse, H. Les pressions de Terrain dans les Mines de Houilles. *Revue Universelle des Mines de la Met* / H. Labasse. – Janvier, Mars, 1949 ; Janvier, Février, 1950 ; Mars, 1951.
82. Listak, J. M. Front Abutment Effects on Supplemental Support in Predriven Longwall Equipment Recovery Rooms / J. M. Listak, E. R. Bauer // *Proceedings 30th US Symposium on Rock Mechanics*. A. A. Balkema, Brookfield, VT, June 19-22. – 1989 – P. 809-816.
83. Louchnikov, V. N. Ground support liners for underground mines: energy absorption capacities and costs / V. N. Louchnikov, V. A. Eremenko, M. P. Sandy // *Eurasian Mining*. – 2014. – № 1. – P. 54-62.
84. Molinda, G. M. Coal Mine Roof Rating (CMRR): A Practical Rock Mass Classification for Coal Mines / G. M. Molinda, C. Mark // *U.S. Bureau of Mines IC 9387*. – 1994. – P. 83.

85. Morsy, K. M. Evaluation of a Mine Panel Failure Using the Local Mine Stiffness Criteria - A Case Study / K. M. Morsy, S. S Peng // Transactions. – 2002. – Vol. 312. – P. 8-19.
86. Oyler, D. International Experience with Longwall Mining into Pre-driven Rooms / D. Oyler, D. Frith, D. R. Dolinar // Proceedings 17th International Conference on Ground in Mining, Morgantown, WV, Aug 4-6. – 1998. – P. 44-52.
87. Phillips, D. W. Research problems on falls of ground / D. W. Phillips // Colliery Guard. – 1943. – P. 4282 – 4285.
88. Pulse, R. Ground Stability Evaluation Around Collapsed Longwall Face Memo to B. D. Owens / R. Pulse // MSHA, May 30. – 1990. – P. 2.
89. Rabcewicz, Z. Bolted Support for Tunnels / Z. Rabcewicz // Mine and Quarry Engineering. – 1955. – № 3-4.
90. Ritter, W. Die Statik der Tunnelgewölde / W. Ritter. – Berlin, 1879.
91. Ropchan, D. (1990) Longwall Recovery Room Roof Failure, Weston, CO. Memo to J. Demichiei / D. Ropchan // MSHA , May 22. – 1990. – P. 4.
92. Schulz. Untersuchungen über Dimensionen der Sicherheitspfeilern für den Saarbrücken Steinkohlenbergbau / Schulz // Zeit. f. das Berg- und Hutten u. Salinenwesen im Preuss. Staate. – 1867.
93. Simpson, J. The Use of Pre-Driven Roadways for Longwall Recoveries. Coal Journal / J. Simpson, P. Neal, R. Frith // Australia's Journal of Coal Mining Technology and Research. – 1991. – V. 33. – P. 33-41.
94. Smyth, J. Personal Communications / J. Smyth, April. – 1998.
95. Spalding. Ground Control. Theory and Practice. Bull, of the Inset of Min. Met. – 1949. - № 507.
96. Spaskeller, G. Grundsätzliche Probleme des Gebirgsdruckes. Bergbau (Tiefbau) A-20 / G. Spaskeller. – 1954.
97. Spruth, F. Strebausbau in Stahl und Leichtmetall / F. Spruth. – Essen, 1951.
98. Stansbury, B. Personal Communications / B. Stansbury, April. – 1998.
99. Tadolini, S. C. Design parameters of roof support systems of pre-driven longwall recovery NIOSH / S. C. Tadolini, T. M. Barczak. – Pittsburgh : PA.

100. Tadolini, S. C. Ground Control Support Considerations for Pre-Driven Longwall Recovery Rooms : Ph. D. Dissertation submitted to College of Engineering and Minerals Resources, West Virginia University / S. C. Tadolini // Morgantown, WV. – 2003. – 163 p.
101. Van der Merwe, J. N. (ITASCA Africa) / J. N. Van der Merwe // Personal Communication. – April, 1998.
102. Van der Merwe, J. N. Strata Control Aspects of the Backfilling of a Dyke Ahead of a Longwall Face Underneath Incomplete Pillar Extraction at Sigma Colliery / J. N. Van der Merwe // Proceedings, Regional Conference for Africa of the International Society for Rock Mechanics South African National Group, Marshalltown, South African National Group on Rock Mechanics, 3-4 November. – 1988. – P. 135-142.
103. Van der Merwe, J. N. Strata Control Considerations and Experience Gained at the Collieries of Sasol Coal / J. N. Van der Merwe // Proceedings, Sangorm Symposium: Advances in Rock Mechanics in Underground Coal Mining, South African National Group, September 12. – 1989. – P. 23-35.
104. Walker, L. The Theory of Strata Control / L. Walker // Mine and Quarry Engineering. – 1955. – № 5-7.
105. Wynne, T. J. Design and Implementation of Roof Control Systems for a Longwall Full Face Recovery Room and Chutes at Mettiki Mine / T. J. Wynne, C. Stankus, S. S. Peng // Proceedings, Longwall USA. Maclean Hunter Presentations, Inc., Aurora, CO, June 8-10. – 1993. – P. 148-158.
106. Wynne, T. J. Design, Monitoring and Evaluation of a Pre-Driven Longwall Recovery Room / T. J. Wynne, C. Stankus, S. Guo // Proceedings, 12th International Conference on Ground Control in Mining. WV Univ., Morgantown, WV, August 3-5. – 1999. – P 205-216.
107. Wynne, T. Personal Communication / T. Wynne, April. – 1998.