

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

На правах рукописи

Ле Куанг Фук



ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩЕЙ
ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ
С ТРУДНООБРУШАЮЩИМИСЯ ПОРОДАМИ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ
(НА ПРИМЕРЕ ШАХТЫ «ХЕЧАМ», ВЬЕТНАМ)

Специальность 25.00.22 - Геотехнология (подземная, открытая и строительная)

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, профессор
Зубов В.П.

Санкт-Петербург – 2022

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1 ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ОТРАБОТКИ ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА ШАХТЕ «ХЕЧАМ» В КУАНГНИНЬСКОМ УГОЛЬНОМ БАССЕЙНЕ ВЬЕТНАМА.....	10
1.1. Анализ современного состояния и перспектив развития угольной промышленности Вьетнама.....	10
1.2. Горно-геологические и горнотехнические условия шахты «Хечам»	14
1.2.1. Общие сведения о шахте	14
1.2.2. Горно-геологические условия залегания пластов	16
1.3. Анализ фактического состояния технологического схемы шахты «Хечам»	20
1.3.1. Вскрытие и подготовка шахтного поля.....	20
1.3.2. Система разработки угольных пластов	22
1.3.3. Анализ причин, влияющих на эксплуатационные потери угля и устойчивость горных выработок на шахте «Хечам»	28
1.4. Выводы по главе 1	29
ГЛАВА 2 АНАЛИЗ ИЗВЕСТНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ СНИЖЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ПОТЕРЬ УГЛЯ В ЦЕЛИКАХ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛИННЫМИ СТОЛБАМИ.....	31
2.1. Практический опыт отработки пологих пластов угля средней мощности на шахтах Куангниньского угольного бассейна	31
2.2. Анализ мирового практического опыта отработки пологих пластов средней мощности на шахтах России, Китая и других стран.....	36
2.3. Анализ практического опыта использования технологий без оставления целиков в выработанном пространстве.....	37
2.4. Выводы по главе 2	55
ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ КРАЕВОЙ ЗОНЫ ПЛАСТА, В КРОВЛЕ КОТОРОГО ЗАЛЕГАЮТ ТРУДНООБРУШАЮЩИЕСЯ ПОРОДЫ	57

3.1. Результаты физического и численного моделирования напряжённо-деформированного состояния пород над краевой частью угольного массива	57
3.1.1. Результаты лабораторных исследований на моделях из эквивалентных материалов.....	57
3.1.2. Результаты численного моделирования.....	77
3.2. Результаты шахтных исследований процессов деформирования участковых подготовительных выработок	86
3.2.1. Методика и условия проведения исследования.....	86
3.2.2. Результаты исследований	90
3.2.3. Результаты шахтных исследования процессов деформирования повторно используемых подготовительных выработок.....	99
3.3. Выводы по главе 3	103
ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДУЕМАЯ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С ТРУДНООБРУШАЮЩИМИСЯ ПОРОДАМИ КРОВЛИ	105
4.1. Рекомендуемая ресурсосберегающая технология и ее параметры для условий шахты «Хечам».....	105
4.2. Техничко-экономическая оценка целесообразности применения рекомендуемой системы разработки в условиях шахты «Хечам».....	114
4.2.1. Исходные данные для технико-экономической оценки	114
4.2.2. Расчет затрат на проведение подготовительных выработок при подготовке и отработке одного выемочного столба	116
4.2.3. Расчет затрат на поддержание подготовительных выработок при подготовке и отработке столба.....	117
4.2.4. Расчет экономического ущерба, связанного с эксплуатационными потерями угля в целиках при отработке столба	119
4.3. Выводы по главе 4	122
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	124
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	126
ПРИЛОЖЕНИЕ А Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ.....	140
ПРИЛОЖЕНИЕ Б Акт о внедрении результатов диссертации.....	141

ПРИЛОЖЕНИЕ В Справка о внедрении результатов	142
ПРИЛОЖЕНИЕ Г Справка о внедрении результатов	143
ПРИЛОЖЕНИЕ Д Акт о внедрении результатов.....	144

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования.

По перспективному плану развития угольной промышленности Вьетнама до 2030 г. добычу угля планируют увеличить в 1,5 раза по сравнению с современным уровнем добычи. Одновременно с увеличением общих объемов добычи предполагается повышение основных технико-экономических показателей работы шахт.

В настоящее время при отработке пологих и наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах Куангниньского угольного бассейна Вьетнама применяют технологии, основанные на использовании различных вариантов системы разработки длинными столбами с оставлением целиков угля в выработанном пространстве лав. Общими существенными недостатками этих вариантов являются значительные эксплуатационные потери угля в межстолбовых целиках, достигающие 20-30% балансовых запасов и трудность внедрения анкерной крепи в качестве основной крепи повторно используемых участков подготовительных выработок.

Вопросы, связанные с минимизацией эксплуатационных потерь угля и снижением издержек производства при использовании систем разработки длинными столбами, являются актуальными практически для всех стран мира, развитых в области горного дела: Россия, Китай, Австралия, Вьетнам, Украина, Польша и др. Большой вклад в решение этих вопросов внесли К.А. Ардашев, М.П. Бажин, В.П. Зубов, М.П. Зборщик, В.В. Мельник, В.В. Агафонов, Ю.Н. Кузнецов, Г.И. Козовой, О.И. Казанин, В.Н. Фрянов, Г.Г. Штумпф, Г. Эверлинг, О. Якоби, Во Чонг Хунг и др. В настоящее время разработка технологий, обеспечивающих снижение эксплуатационных потерь угля и создание геомеханических условий для эффективного применения анкерных крепей, в качестве основных крепей повторно используемых выработок, относится к числу приоритетных задач научной школы «Разработка месторождений твердых полезных ископаемых» Санкт-Петербургского горного университета.

Вместе с тем рассматриваемые вопросы являются недостаточно изученными при отработке угольных пластов, в кровле которых залегают труднообрушающиеся породы.

Цель работы.

Разработка параметров технологии выемки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли, обеспечивающей снижение эксплуатационных потерь угля в межстолбовых целиках и объемов ремонтных работ в повторно используемых участковых подготовительных выработках.

Идея работы.

Место расположения повторно используемой участковой подготовительной выработки следует принимать с учетом параметров зоны опорного давления, формирующейся над краевой частью угольного пласта в стадии осадки труднообрушающихся пород кровли, межстолбовой целик отрабатывать на одной линии с очистным забоем одновременно с погашением повторно используемой выработки, а вспомогательные выработки, обеспечивающие возможность полной отработки целика по фактору «проветривание», проходить после стабилизации процесса обрушения пород кровли в выработанном пространстве.

Основные задачи исследований:

1. Определение, на основании анализа мирового практического опыта отработки пологих угольных пластов средней мощности, перспективных направлений совершенствования системы разработки длинными столбами.
2. Установить основные параметры напряженно-деформированного состояния краевой части породного массива, прилегающего к выработанному пространству, при отработке пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли.
3. Установить зависимости объемов ремонтных работ в повторно используемых выработках от ширины межстолбового целика при отработке пластов, в кровле которых залегают труднообрушающиеся породы.
4. Исследовать влияние места расположения выработок относительно трещины разлома, возникающей в труднообрушающихся породах кровли, на устойчивость этих выработок.
5. Разработать для горнотехнических условий шахты «Хечам» экономически эффективную ресурсосберегающую технологию выемки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли.

Научная новизна работы:

1. Установлены зависимости объемов ремонтных работ в повторно используемых подготовительных выработках при отработке пластов угля с труднообрушающимися породами кровли от горнотехнических факторов.

2. Установлена зависимость устойчивости выработки, пройденной в краевой зоне угольного пласта, от ее месторасположения относительно трещины разлома, возникающей в труднообрушающихся породах кровли при их обрушении.

Теоретическая и практическая значимость работы:

1. Разработана методика определения минимально необходимой ширины целика, оставляемого между повторно используемой участковой подготовительной выработкой и выработанным пространством, при отработке пологих пластов с труднообрушающимися породами кровли.

2. Разработана технология выемки пологих угольных пластов, в кровле которых залегают труднообрушающиеся породы, позволяющая уменьшить потери угля и эффективно использовать анкерные крепи в качестве основных крепей повторно используемых участковых подготовительных выработок.

3. Результаты исследований использованы горно-инвестиционным консалтинговым акционерным обществом «Дельта» (Вьетнам) при проектировании технологий подземной разработки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли в условиях шахты «Халонг» Куангниньского угольного бассейна (акт о внедрении от 09.05.2022).

Методология и методы исследований.

Для решения поставленных задач применён комплексный метод исследований, включающий физическое и численное моделирование для изучения напряжённо-деформированного состояния пород над краевой частью угольного массива, а также шахтные исследования влияния горнотехнических факторов на объемы ремонтных работ в повторно используемых участковых подготовительных выработках.

Основные защищаемые положения:

1. При отработке пологих и наклонных угольных пластов с использованием известных технологий, пространственно планировочной основой которых является система разработки длинными столбами, к числу факторов, оказывающих существенное отрицательное влияние на величину эксплуатационных потерь угля, а

также на стоимость проходки и поддержания повторно используемых участковых подготовительных выработок, относятся расстояние от повторно используемой выработки до выработанного пространства и наличие в кровле пласта труднообрушающихся пород.

2. Уменьшение эксплуатационных потерь угля и издержек производства, связанных с проходкой и поддержанием повторно используемых участковых подготовительных выработок, достигается при использовании рекомендуемой технологии, включающей: оставление межстолбового целика, ширину которого принимают больше ширины зоны опасных напряжений, формирующейся над краевой частью пласта при осадке труднообрушающихся пород кровли; отработку межстолбового целика на одной линии с очистным забоем одновременно с погашением повторно используемой выработки; проходку вспомогательной выработки после стабилизации процесса обрушения пород кровли в выработанном пространстве.

3. При использовании рекомендуемой технологии отработки пластов устойчивость вспомогательной выработки, обеспечивающей возможность проветривания тупиковой части лавы при отработке межстолбового целика на одной линии с очистным забоем, достигается при проходке ее на удалении от выработанного пространства, превышающем расстояние от границы выработанного пространства до трещины разлома в основной кровле.

Степень достоверности результатов исследования обеспечивается применением в исследованиях системного подхода к изучению достоинств и недостатков известных технологий подземной разработки угольных месторождений, анализом результатов исследований по теме диссертации ученых из различных стран, удовлетворительным совпадением результатов физического и численного моделирования с данными шахтных исследований и классическими теориями.

Апробация результатов. Результаты исследований докладывались и использованы при проектировании и планировании развития горных работ на шахте «Хечам» Куангниньского угольного бассейна (Вьетнам).

Основные результаты выполненных исследований обсуждались на международных и всероссийских конференциях, в том числе: IX Международной научно-практической конференции «Молодые - Наукам о Земле» (г. Москва, 2020 г.);

X Всероссийской научно-практической конференции «Инновационные направления в проектировании горнодобывающих предприятий: Эффективное освоение месторождений полезных ископаемых» (г. Санкт-Петербург, 2020 г.); IV Международной научно-практической конференции «Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование» (г. Санкт-Петербург, 2021 г.).

Публикации

Результаты диссертационного исследования в достаточной степени освещены в 9 печатных работах, в том числе: в 2 статьях - в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук; в 3 статьях - в изданиях, входящих в международную базу данных и систему цитирования Scopus. Получено одно свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ.

Структура диссертации

Диссертация включает оглавление, введение, четыре главы с выводами, заключение, список литературы из 129 наименований. Диссертация изложена на 144 страницах машинописного текста, содержит 67 рисунков и 18 таблиц.

Благодарности

Автор выражает благодарность научному руководителю доктору технических наук, профессору Зубову Владимиру Павловичу за большую помощь при подготовке диссертации, сотрудникам кафедры РМПИ и лаборатории моделирования Горного университета за помощь в организации и проведении лабораторных исследований, к.т.н. Фунг Мань Дак и сотрудникам угольной компании «Винакомин» за предоставленные информационные материалы и содействие при проведении шахтных исследований.

ГЛАВА 1 ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ОТРАБОТКИ ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА ШАХТЕ «ХЕЧАМ» В КУАНГНИНЬСКОМ УГОЛЬНОМ БАССЕЙНЕ ВЬЕТНАМА

1.1. Анализ современного состояния и перспектив развития угольной промышленности Вьетнама

Угольная промышленность Социалистической Республики Вьетнам в большей части расположена на территории Куангниньского угольного бассейна. За последние 10 лет экономическая ситуация внутри страны оставалась нестабильной, что привело к резкому снижению общей добычи угля на шахтах, достигнув отметки около 40 миллионов тонн угля в год. По данным, приведенным в работе [88] общие запасы угля во Вьетнаме составляют около 3 миллиардов тонн (рисунок 1.1). Если текущий уровень добычи сохранится, то угледобывающая промышленность Вьетнама прекратит свое существование к 2100 году.

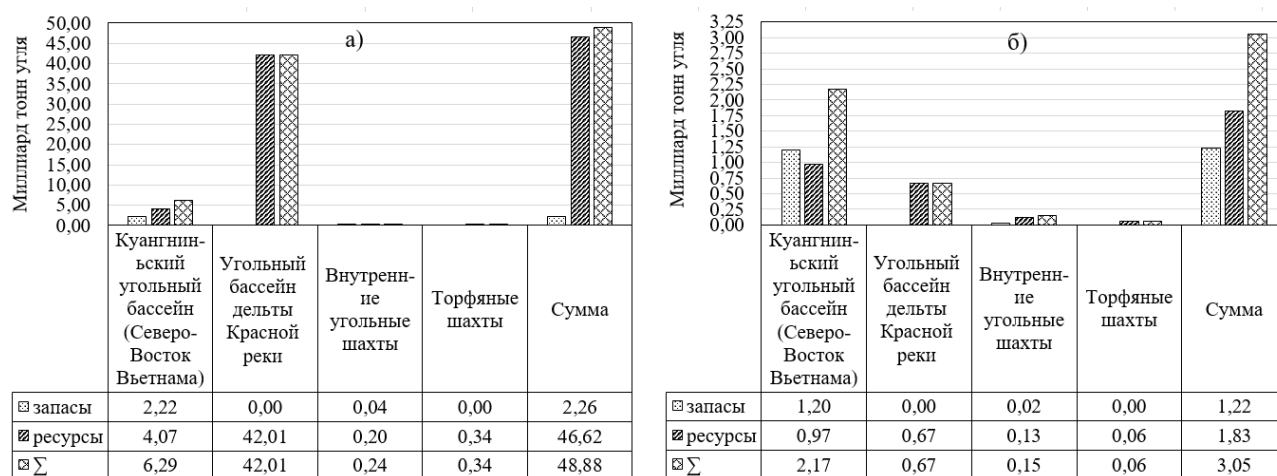


Рисунок 1.1 – Общие запасы угля Социалистической Республики Вьетнам

а) – общие геологические запасы; б) – запасы, пригодные для добычи

В условиях низкой годовой добычи угледобывающая промышленность Вьетнама не может полностью удовлетворить потребности национальной экономики. В связи с этим, для обеспечения полного снабжения различных областей экономического развития страны, таких как металлургия, химическая промышленность и т. д., осуществляется импорт угля из других стран. На долю основных импортёров угля Индонезии, Малайзии, Канады, России, Австралии,

Южная Африка приходится около 95%. За первых 6 месяцев 2020 г. импорт угля Вьетнамом до 31-32 миллионов тонн. План-схема производства, потребления и импорта угля до 2030 года представлена на рисунке 1.2.

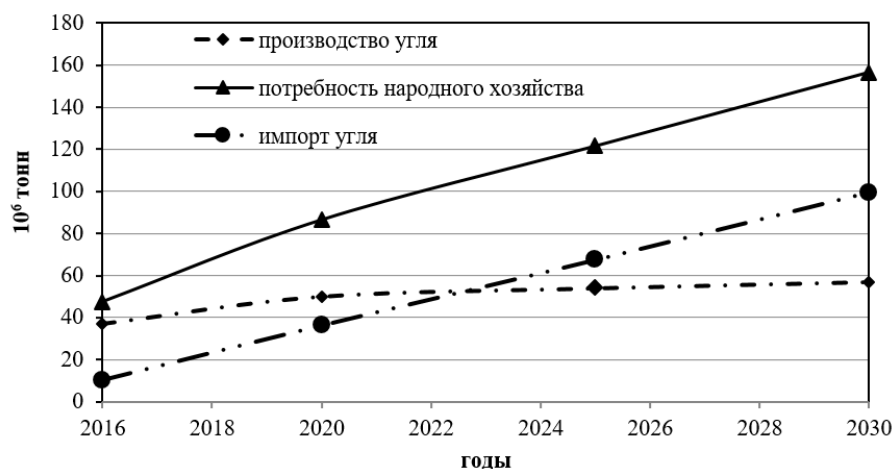


Рисунок 1.2 – План производства, потребления и импорта угля Вьетнамом до 2030 г. [88]

В работах [21, 121, 122], показано, что в настоящее время оставшиеся запасы угля, расположенных на шахтах месторождения Куангнинь (Вьетнам), составляют 1,2 миллиардов тонн. Характеристика запасов данного бассейна приведена в таблицах 1.1 и 1.2, а также на рисунке 1.3).

Таблица 1.1 – Запасы шахт угольного бассейна «Куангнинь» по состоянию на 2016 год [122]

Название шахты	Пласты	Запасы (10 ⁶ Т.)
Маохе	4, 5, 6, 7, 8, 8а, 9, 9а, 9б, 10	84,37
Наммау	3, 4, 5, 6, 6а, 7, 8, 9	174,05
Хонгтхай	+ Хонгтхайская область: 43, 45, 46, 47 + Чангхеская область: 9б, 10, 12, 18, 24	11,83
Вангзань	+ Вангзаньская область: 4; 5; 6; 7; 8; 8А + Каньгаская область: 4; 6; 8	221,03
Халам	4, 5, 6, 7, 9, 10, 11, 13, 14	215,54
Зыонгкюй	№ 3-15	124,34
Куангхань	№ 4-17, 17а	43,44
Халонг	№7-14	131,81
Монгзыонг	8, 9, 10, 10а, 11, 12	22,72
Хечам	8, 9, 10, 11, 12, 13-1, 13-2, 14-1, 14-2, 14-4, 14-5, 15, 16	80,89
Нуйбео	6, 7, 9, 10, 11, 13	66,93
Тхонгхат	1, 2, 3, 4, 5, 6	46,10
Сумма		1 223,03

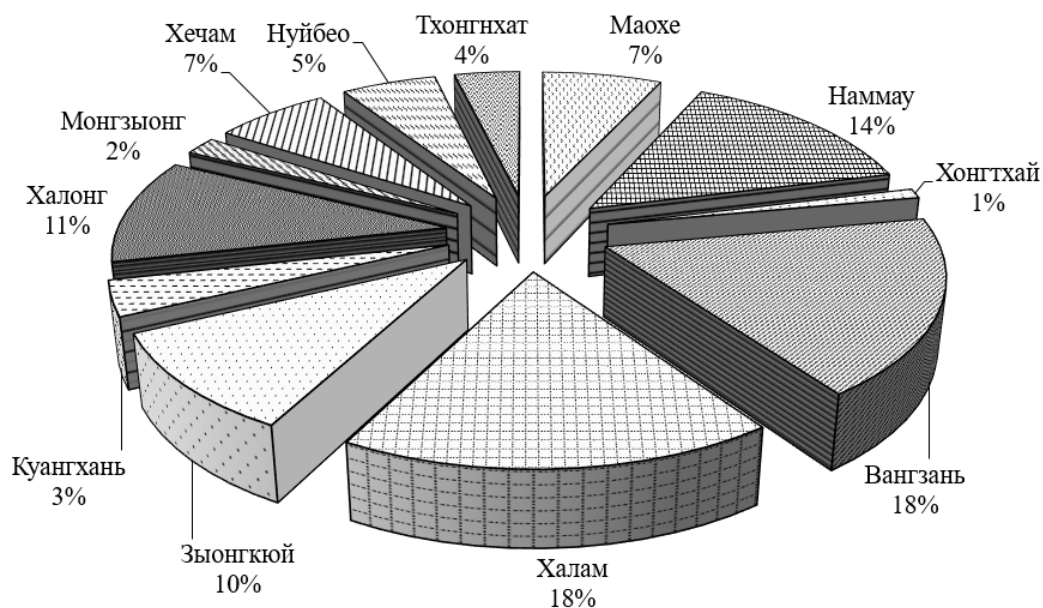


Рисунок 1.3 – Диаграмма запасов угля 12 основных шахт Куангниньского угольного бассейна (ВИНАКОМИН) [122]

Таблица 1.2 – Запасы угля в зависимости от угла падения (α) и мощности (m) пластов [122]

$m, m.$ $\alpha, \text{град.}$	$\leq 0,7$	$0,71 \div 1,2$	$1,21 \div 2,2$	$2,21 \div 3,5$	$3,51 \div 5,0$	$> 5,0$	Σ (10^6 T.)
≤ 15	0,04	2,29	9,13	20,46	7,21	37,60	76,73
$15,1 \div 35$	0,16	12,91	88,14	167,53	160,82	391,78	821,34
$35,1 \div 55$	0,34	7,50	36,19	62,43	44,41	101,68	252,55
> 55	0,04	2,96	12,31	20,21	12,83	24,06	72,40
$\Sigma (10^6 \text{ T.})$	0,58	25,66	145,77	270,63	225,26	555,13	1 223,03

Шахты характеризуются относительно невысокими значениями абсолютной и относительной газообильности выемочных участков [88], не требующими, как правило, проведения специальных мероприятий по дегазации пласта и выработанного пространства. Характерными является существенная изменчивость в пределах шахтных полей мощности и угла падения пластов, а также повышенная нарушенность пластов. Основная система разработки пластов - длинными столбами с оставлением межстолбовых целиков. Длина выемочных столбов составляет от 300 до 800 м, а скорости подвигания лав - 15-25 м/мес. Очистные работы в лавах ведут с применением буровзрывных работ (95%) и комбайнов (5%). Крепление призабойного

пространства лав осуществляют комплектными крепями типа XDY, ZH, GK. В подготовительных выработках используют рамные (не менее 90%) и анкерные крепи.

Ширина целиков угля, оставляемых в настоящее время между смежными выемочными столбами на шахтах месторождения Куангнинь, составляет 20-30 метров и более. Фактические эксплуатационные потери угля в целиках достигают 20-30% балансовых запасов выемочных участков.

Доля пластов с труднообрушающимися породами кровли достигает 30% [114, 115]. Большое влияние на технологию добычи и устойчивость подготовительных выработок оказывают высокие напряжения, возникающие в краевой зоне массива угля при обрушениях основной кровли в выработанном пространстве. Динамические осадки труднообрушающихся пород приводят, как правило, к увеличению объемов ремонтных работ в используемых повторно участковых подготовительных выработках.

Об актуальности решения задач, связанных с наличием в кровле пласта труднообрушающихся пород в условиях шахт Куангниньского угольного бассейна Вьетнама свидетельствуют следующие факты:

- доля пластов, в кровле которых залегают труднообрушающиеся породы, составляет не менее 30 % от общего числа разрабатываемых пластов [114, 115];

- несмотря на большое внимание, уделяемое Вьетнамской угольной компанией «Винакомин» к вопросам внедрения анкерной крепи, фактическая протяженность выработок с анкерной крепью не превышает 10%;

- потери высоколиквидного угля в межстолбовых целиках составляют 20-30% и более, что приводит к сокращению срока службы шахты примерно на 25%;

- в настоящее время на шахтах Куангниньского бассейна перекрепляют не менее 50% общей длины подготовительных выработок, закреплённых арочной крепью.

Указанные обстоятельства предопределили выбор цели данного диссертационного исследования.

В качестве объекта исследования принята угольная шахта «Хечам». Доля угольных пластов с труднообрушающейся кровлей на данной шахте составляет 80-85%. [114, 115]

1.2. Горно-геологические и горнотехнические условия шахты «Хечам»

1.2.1. Общие сведения о шахте

Шахта «Хечам» находится в пределах месторождения Куангнинь (рисунок 1.4); введена в эксплуатацию в 1977 г.



Рисунок 1.4 – Месторасположение шахты «Хечам»

Общие геологические запасы угля составляют около 81 млн. т. (таблицы 1.3 и 1.4).

За последние 5 лет (2017-2021) среднегодовая производственная мощность шахты была равна около 1,8 млн тонн/год. Уголь шахты «Хечам» соответствует качеству углей марок Ж и К.

Шахта «Хечам» включает в себя два шахтных поля: «Хечам I» и «Хечам III» с двадцатью пластами. Данные угольные пласты детально разведаны до уровня -300 м, 11 пластов являются пластами угля промышленного значения. Характеристики геологических запасов и качественные показатели углей изображены в таблицах 1.3, 1.4 и 1.5. Корреляция угольных запасов по мощностям и углам падения пластов представлена на рисунке 1.5. [122]

Таблица 1.3 – Геологические запасы угля на шахте «Хечам» [122]

№ пласта	Запасы по пластам	
	млн. тонн	в процентах от общего объёма, %
10	0,057	0,07
11	1,961	2,42
12	5,663	7,00
13-1	6,622	8,19
13-2	16,285	20,13
14-1	1,528	1,89

Продолжение таблицы 1.3

№ пласта	Запасы по пластам	
	млн. тонн	в процентах от общего объёма, %
14-2	12,646	15,63
14-4	8,761	10,83
14-5	23,778	29,40
15	2,896	3,58
16	0,689	0,85
Сумма	80,886	100

Таблица 1.4 – Геологические запасы угля на шахте «Хечам» при различных мощностях (m) и углах падения (α) пластов [48, 122].

		Запасы угля, млн. тонн						Σ
		$\leq 0,7$	$0,71 \div 1,2$	$1,21 \div 2,2$	$2,21 \div 3,5$	$3,51 \div 5,0$	$> 5,0$	
α , град.	m, м.							
	≤ 15	0,0	1,270	5,065	6,960	0,0	16,283	29,578
	$15,1 \div 35$	0,0	0,540	7,927	11,068	12,732	4,378	36,645
	$35,1 \div 55$	0,0	0,312	1,864	6,278	3,048	2,535	14,037
	> 55	0,0	0,057	0,111	0,459	0,0	0,0	0,626
Сумма		0,0	2,179	14,967	24,765	15,780	23,196	80,886

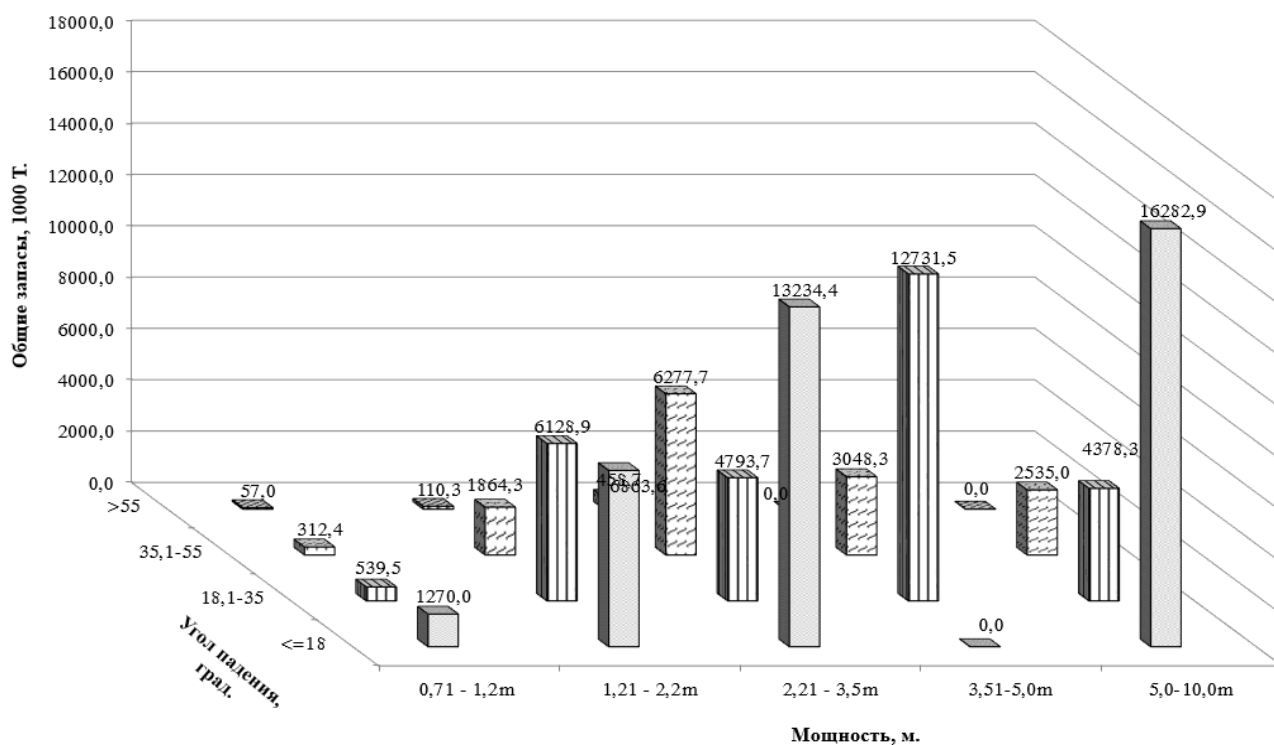


Рисунок 1.5 – Гистограмма распределения запасов угля по мощностям и углам падения пластов шахты «Хечам» [48, 122]

Таблица 1.5 – Качественные показатели угля [114, 115, 122]

Пласты	мин.-макс. сред.					
	W [^] , %	V, %	A, %	Q, ккал/кг	S, %	d, г/см ³
14-5	<u>0,4-4,1</u> 1,9	<u>3,2-10,9</u> 6,9	<u>3,1-31,5</u> 16,2	<u>5231-8246</u> 6937	<u>0,3-3,7</u> 0,7	<u>1,3-1,8</u> 1,5
14-4	<u>0,1-4,2</u> 1,8	<u>5,1-11,8</u> 7,2	<u>2,4-38,0</u> 17,9	<u>3829-8381</u> 6711	<u>0,3-3,5</u> 0,9	<u>1,4-1,8</u> 1,5
14-2	<u>1,6-2,5</u> 2,1	<u>6,7-8,5</u> 7,3	<u>10,2-21,9</u> 17,0	<u>6062-7346</u> 6786	<u>0,4-1,1</u> 0,68	<u>1,5-1,6</u> 1,5
14-1	<u>0,9-3,5</u> 2,0	<u>5,0-11,4</u> 7,5	<u>2,9-37,1</u> 20,1	<u>4704-7580</u> 6484	<u>0,2-1,7</u> 0,6	<u>1,4-1,7</u> 1,6
13-2	<u>0,6-3,8</u> 2,0	<u>4,7-10,1</u> 7,4	<u>2,3-34,9</u> 16,7	<u>5142-8150</u> 6849	<u>0,1-1,7</u> 0,7	<u>1,4-1,7</u> 1,5
13-1	<u>0,8-4,6</u> 2,0	<u>4,5-11,3</u> 7,5	<u>2,8-31,7</u> 18,3	<u>5405-8357</u> 6717	<u>0,3-1,7</u> 0,7	<u>1,4-1,9</u> 1,6
12	<u>0,9-4,4</u> 2,1	<u>4,4-12,3</u> 7,9	<u>2,2-32,3</u> 18,3	<u>5343-8270</u> 6670	<u>0,3-1,4</u> 0,6	<u>1,4-1,9</u> 1,6
11	<u>0,8-4,5</u> 2,0	<u>4,2-13,3</u> 7,9	<u>2,2-31,1</u> 18,2	<u>5243-8073</u> 6590	<u>0,3-1,4</u> 0,6	<u>1,3-1,8</u> 1,5
10	<u>0,3-4,2</u> 1,8	<u>3,0-11,5</u> 6,8	<u>2,9-28,5</u> 16,1	<u>5533-8440</u> 6842	<u>0,3-2,9</u> 0,7	<u>1,3-1,8</u> 1,5

В таблице 1.5: W – аналитическая влажность угля; V – выход летучих веществ в угле; A – зольность угля; Q – теплота сгорания угля; S – содержание серы в угле; d – объёмный вес угля.

1.2.2. Горно-геологические условия залегания пластов

На шахте «Хечам» пласты угля расположены в угольной толще «Хонгай» (ТЗп- rhg)» на северо-востоке Вьетнама, толщина угленосной толщи составляет около 500-700 м. [1, 121]

Толща горных пород шахты «Хечам» состоит из угольных пластов, аргиллитов, алевролитов, песчаников, конгломератов и гравелитов.

Основные геологические сбросы на шахте «Хечам» расположены в областях «Хечам I» L–L и K–K и «Хечам III» F–L, F3 и F–E.

Сброс L–L расположен на западе горного поля, это большое нарушение, обнаруженное на ранней стадии разведки. Данный сброс изучен достаточно хорошо. Характеристика нарушения: юго-западный склон; угол наклона 65-70°; ширина 70-80 м; нарушение простирается по направлению С.З.–Ю.В.

Сброс К–К относительно небольшой. Характеристика нарушения: северный склон; ширина 30 м; угол наклона 80-85°; нарушение простирается по направлению З-В.

Сброс F–L: это сброс F–L «Хечам I» простирается до «Хечам III».

Сброс F3: расположен на северо-западе шахты «Хечам», развивается в направлении СВ - ЮЗ, нарушение длиной около 1000 м. Характеристика нарушения: на юго-восточный склон; угол наклона 75-80°; ширина 100-150 м.

Сброс F–E: расположен на юге шахтного поля, развивается в направлении ЮВ-СЗ. Угол наклона 65-70°, ширина 150 м, ЮЗ падение.

Геологическое строение шахтного поля «Хечам» содержит следующие складки:

- Западная антиклинальная складка: простирается по оси СЗ-ЮВ, крылья складки асимметричны, падение на южное крыло 10-35°, падение на север около 15-40°.

- Юго-восточная синклиналь: простирание по направлению Ю-С, два крыла синклинали относительно симметричны со средним углом наклона около 30°.

Газоносность. Результаты проведенных анализов на угольной шахте «Хечам» демонстрируют следующие значения содержания CH_4 :

- от горизонта +40 до поверхности содержание газа составляет 0,39 м³/т.

- от горизонта -550 до горизонта +40 содержание газа составляет 4,13 м³/т.

По этим данным на промежутке от гор. -550 до гор. +40 шахта «Хечам» является опасной по газу, по существующей классификации ей присвоена I категория.

Кровля и почва пластов угля включает в себя следующие горные породы: конгломераты, песчаники, алевролиты и аргиллиты. Согласно [114, 115], основная кровля пласта является труднообрушающейся, что составляет не менее 85,5% площади шахтного поля. Схема взаимного распределения вмещающих горных пород и продуктивных пластов угля показана на рисунке 1.6. В таблицах 1.6 и 1.7 представлены данные о свойствах вмещающих пород.

На основе геологических документов, полученных на шахте «Хечам», после проведенной корреляции между слоями кровли и угольными пластами на рисунке 1.6 и таблицы 1.6, можно сделать вывод о том, что массив содержит следующие слои пород:

- непосредственная кровля - слой алевролита мощностью 2-9 м, средняя прочность на одноосное сжатие $R_c = 506 \text{ кгс/см}^2$ (в диапазоне $[R_c] = 500 \div 800 \text{ кгс/см}^2$).

- основная кровля – слой труднообрушающегося песчаника мощностью более 15 м, средняя прочность на одноосное сжатие $R_c = 832,6 \text{ кгс/см}^2 > [R_c] = 800 \text{ кгс/см}^2$ (максимальная прочность на одноосное сжатие $R_c = 1774 \text{ кгс/см}^2$). Основная кровля пластов относится к труднообрушающимся.

В настоящее время отрабатывают в основном пологие или наклонные угольные пласты, мощность которых составляет 1,5-3,5 м, глубина работ - 300-400 м. Максимальные глубины расположения продуктивных пластов от поверхности достигают 650 м.

Труднообрушающиеся породы кровли по их обрушаемости относят к II-му классу по классификации б. ВУГИ.

В условиях шахты «Хечам» доля пластов, в кровле которых залегают труднообрушающиеся породы, отнесенные ко II-му классу по классификации б. ВУГИ, составляет не менее 85% [114, 115] общего числа разрабатываемых пластов.

Характеристики пород почвы угольных пластов:

Непосредственная почва угольных пластов обычно представляет собой слой алевролитов мощностью 2,5-5,0 м.

Характеристика угольных пластов, имеющих промышленное значение, приведена в таблице 1.8.

Таблица 1.6 – Основные характеристики вмещающих пород [48, 114, 122]

Вмещающие породы	Свойства вмещающих пород ($\frac{\text{макс.} - \text{мин.}}{\text{сред.}}$)					
	Прочн. при одноосном сжатии (кгс/см ²)	Проч. при растяж. (кгс/см ²)	Об. вес (г/см ³)	Уд. вес (г/см ³)	Сила сцеп. (кгс/см ²)	Угол внутр. трения (φ°)
Конгломерат	$\frac{1786-179}{966,5}$	$\frac{259-207}{234}$	$\frac{2,7-2,3}{2,6}$	$\frac{2,8-2,5}{2,6}$	$\frac{905-94,0}{438,3}$	34°25'
Песчаник (труднообрушающиеся породы кровли)	$\frac{1774-111,2}{832,6}$	$\frac{225-18,6}{97,4}$	$\frac{2,8-2,5}{2,6}$	$\frac{2,9-2,6}{2,7}$	$\frac{1129-67}{371,0}$	34°28'
Алевролит	$\frac{1085-115}{506,0}$	$\frac{172-37}{87,8}$	$\frac{2,8-2,5}{2,6}$	$\frac{2,9-2,1}{2,7}$	$\frac{1036-39,0}{147,2}$	33°22'
Аргиллит	$\frac{205-125}{168,5}$	$\frac{165,1-11,4}{46,0}$	$\frac{2,6-2,4}{2,5}$	$\frac{2,6-2,5}{2,5}$	$\frac{335,5-27,5}{87,2}$	31°26'

Таблица 1.7 – Мощности слоёв вмещающих пород (шахта «Хечам») [48, 114]

№ пласта	Кровля пластов, м			Почва пластов, м		
	слой песчаника	слой алевролита	слой аргиллита	слой песчаника	слой алевролита	слой аргиллита
14-5	$\frac{0,9-56,7}{9,4}$	$\frac{0,4-15,7}{7,6}$	$\frac{0,1-3,3}{2,3}$	$\frac{0,8-29,7}{5,5}$	$\frac{0,2-19,6}{6,2}$	$\frac{0,3-5,8}{1,8}$
14-4	$\frac{1,1-32,5}{10,1}$	$\frac{0,1-23,9}{10,1}$	$\frac{0,2-4,1}{2,1}$	$\frac{0,8-40,2}{8,3}$	$\frac{0,5-18,9}{6,7}$	$\frac{0,4-7,6}{1,4}$
14-2	$\frac{0,7-37,9}{16,7}$	$\frac{0,1-18,9}{8,5}$	$\frac{0,1-4,3}{1,2}$	$\frac{0,4-15,8}{4,6}$	$\frac{0,4-12,4}{4,2}$	$\frac{0,4-7,9}{2,6}$
14-1	$\frac{1,7-21,5}{10,0}$	$\frac{0,2-24,2}{7,3}$	$\frac{0,1-6,1}{3,1}$	$\frac{0,8-31,3}{9,8}$	$\frac{0,3-17,9}{4,1}$	$\frac{0,3-6,5}{1,3}$
13-2	$\frac{0,7-31,4}{8,5}$	$\frac{0,4-11,5}{3,9}$	$\frac{0,1-5,9}{3,1}$	$\frac{1,4-12,8}{7,1}$	$\frac{0,3-11,7}{5,6}$	$\frac{0,2-3,7}{2,5}$
13-1	$\frac{1,8-21,0}{11,4}$	$\frac{0,4-18,2}{3,8}$	$\frac{0,3-1,9}{1,8}$	$\frac{0,6-4,2}{1,7}$	$\frac{0,4-9,9}{1,8}$	$\frac{0,2-2,1}{0,6}$
12	$\frac{3,1-16,8}{10,0}$	$\frac{0,4-7,6}{3,5}$	$\frac{0,4-0,9}{0,6}$	$\frac{0,4-6,2}{3,2}$	$\frac{0,6-11,6}{3,6}$	$\frac{0,3-2,1}{1,0}$
11	$\frac{3,0-19,8}{11,4}$	$\frac{0,7-4,3}{2,5}$	$\frac{0,2-0,7}{0,4}$	$\frac{4,5-7,7}{6,4}$	$\frac{0,4-11,2}{2,9}$	$\frac{0,3-2,1}{1,1}$
10	$\frac{3,2-26,1}{14,7}$	$\frac{0,5-3,1}{1,8}$	$\frac{0,2-2,7}{1,3}$	$\frac{0,5-6,0}{2,0}$	$\frac{0,7-10,0}{5,3}$	$\frac{0,3-3,1}{1,6}$

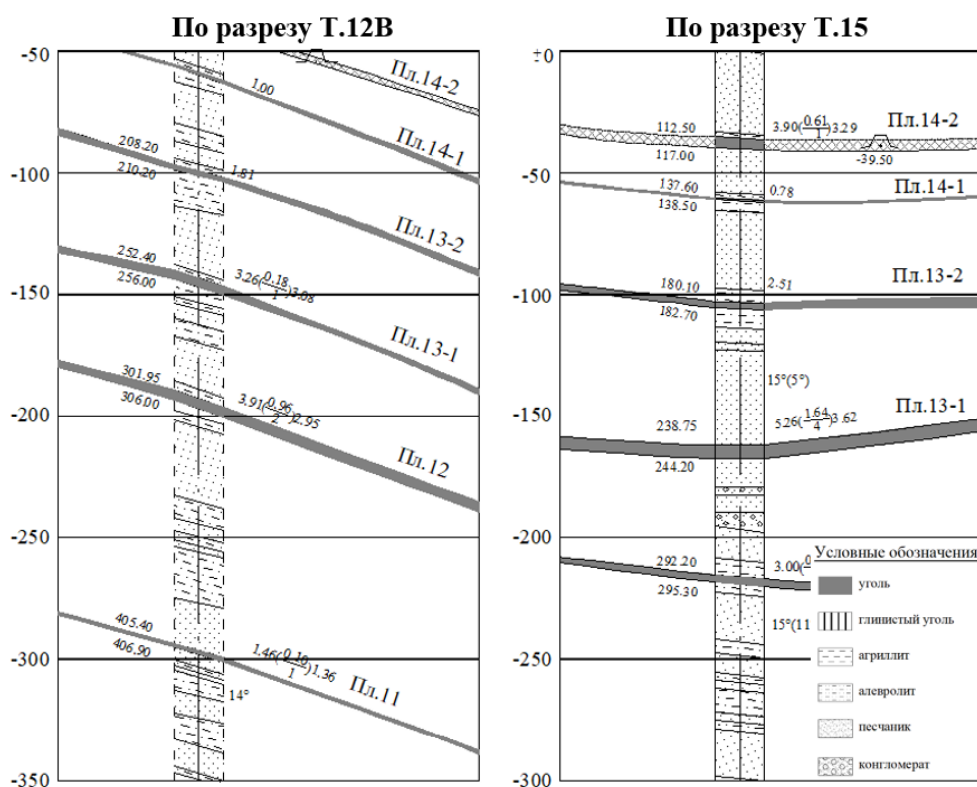


Рисунок 1.6 – Характерные стратиграфические разрезы (шахта «Хечам») [122]

Таблица 1.8 – Характеристика продуктивных пластов угля на шахте «Хечам» [114, 115, 122].

Пласт угля	Мощность пласта угля, м.	Угол падения пласта угля, гра.
10	$\frac{0,8 - 4,7}{2,4}$	$6 \div 54^\circ$
11	$\frac{0,8 - 6,7}{3,1}$	$6 \div 59^\circ$
12	$\frac{0,2 - 8,4}{1,6}$	$7 \div 66^\circ$
13-1	$\frac{0,5 - 7,2}{2,2}$	$5 \div 65^\circ$
13-2	$\frac{0,9 - 6,5}{1,8}$	$6 \div 58^\circ$
14-1	$\frac{0,8 - 3,2}{1,9}$	$7 \div 53^\circ$
14-2	$\frac{0,5 - 3,1}{1,7}$	$8 \div 59^\circ$
14-4	$\frac{0,9 - 11,1}{2,1}$	$6 \div 52^\circ$
14-5	$\frac{0,4 - 16,8}{1,2}$	$7 \div 51^\circ$

1.3. Анализ фактического состояния технологического схемы шахты «Хечам»

1.3.1. Вскрытие и подготовка шахтного поля

Район «Хечам I»: поле вскрыто (рисунки 1.7 и 1.8) двумя наклонными стволами от отметки +32 до -225. Транспортировка угля осуществляется конвейером по главному стволу, транспортировка материала, оборудования и пустых пород осуществляются лебедкой по вспомогательному стволу.

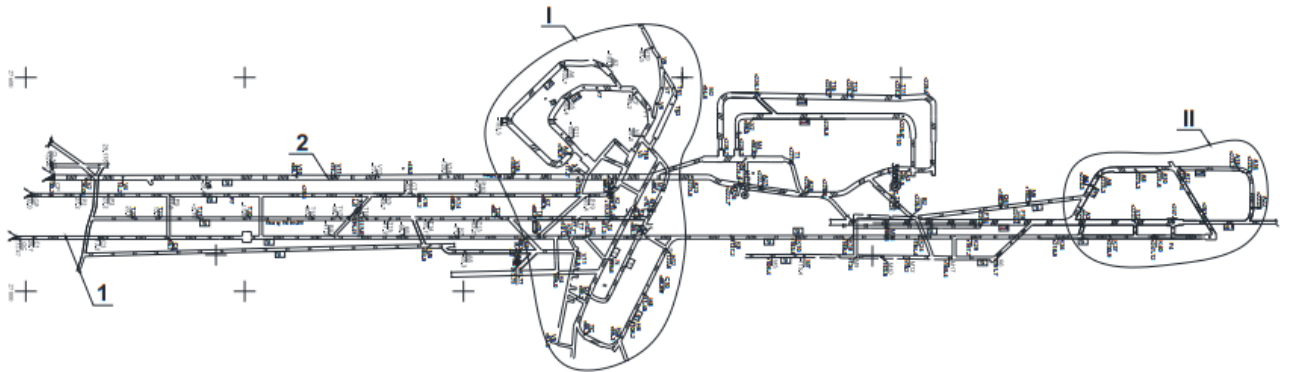


Рисунок 1.7 – Проекция схемы вскрытия шахтного поля

1 - главный наклонный ствол; 2 - вспомогательный наклонный ствол; I - околоствольный двор -100 м; II - околоствольный двор -225 м.

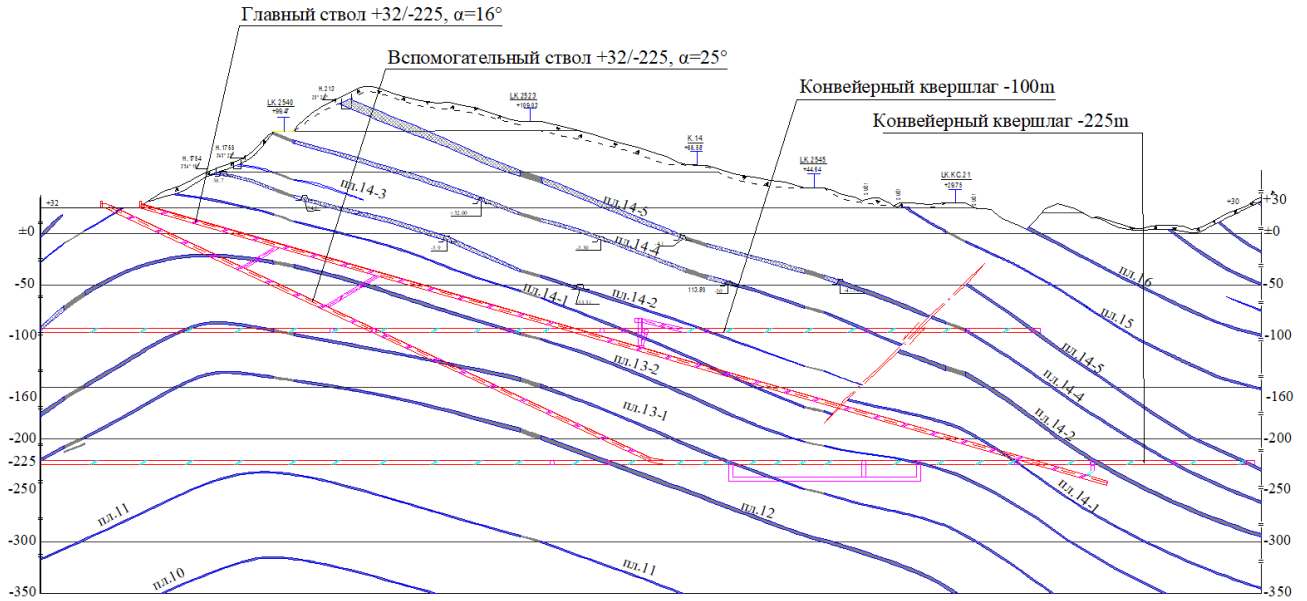


Рисунок 1.8 – Вертикальный разрез по пластам (шахта «Хечам I»). [122]

В районе «Хечам III» вскрытие (рисунки 1.9 и 1.10) произведено двумя наклонными стволами от отметки +25 до -225. Уклон стволов составляет 12° . На главном стволе установлен ленточный конвейер. На вспомогательном стволе установлена шахтная лебедка для транспортировки материалов, оборудования и горных пород.

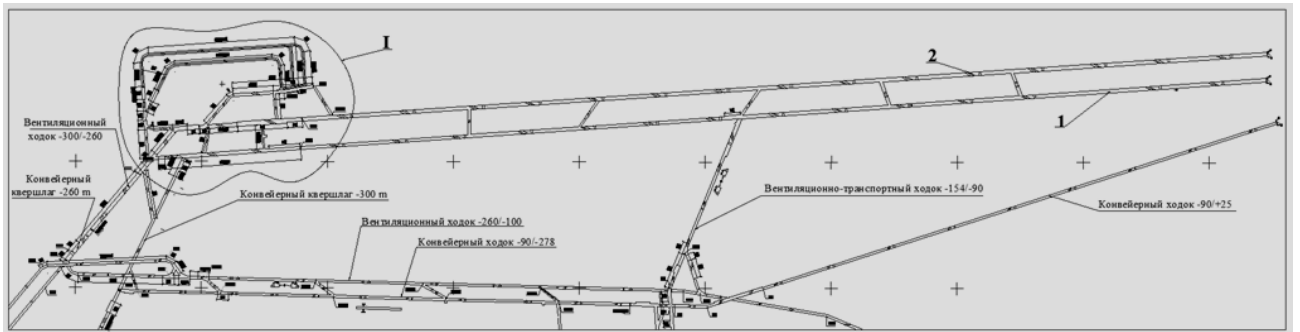


Рисунок 1.9 – Схема вскрытия шахтного поля в районе «Хечам III»

1 – главный наклонный ствол; 2 – вспомогательный наклонный ствол; I – околоствольный двор -300 м;

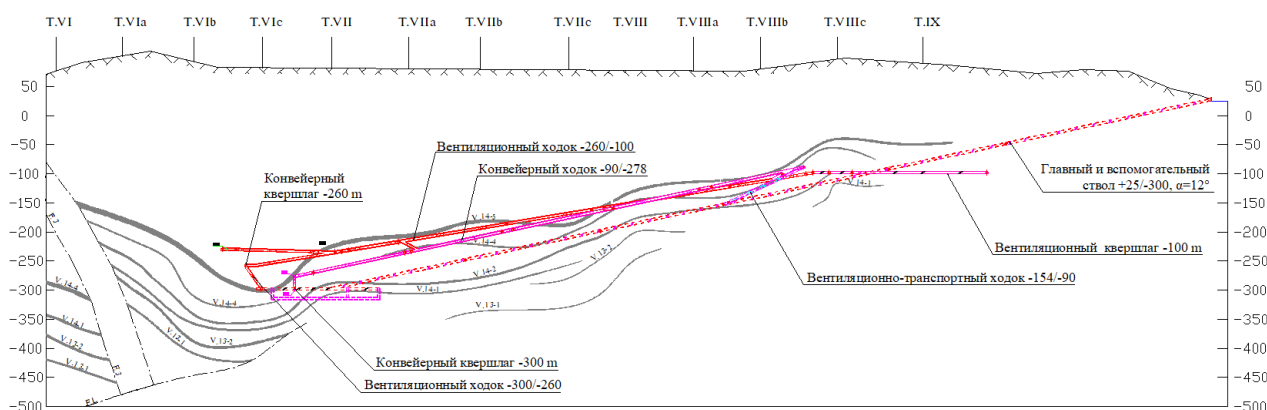


Рисунок 1.10 – Разрез шахтного поля в районе «Хечам III» [122]

1.3.2. Система разработки угольных пластов

По результатам анализа состояния горных работ шахты «Хечам» можно сделать вывод о том, что представленная на (рисунок 1.11) система разработки является единственной системой разработки, применяемой на текущий момент для отработки пологих и наклонных пластов угля. При данной системе разработки угольные целики, оставляемые между выемочными столбами, обеспечивают устойчивое состояние подготовительных выработок, предназначенных для повторного использования.

При подготовке столбов проходят два штрека. Ширину межстолбовых угольных целиков принимают равной $20 \div 30$ м.

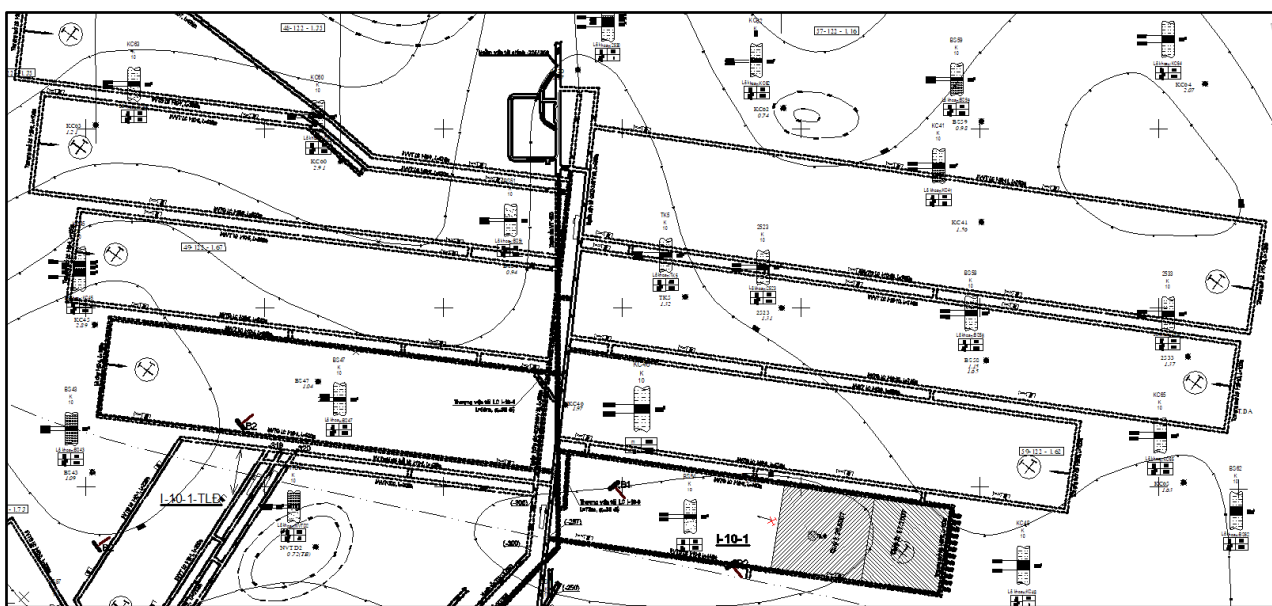


Рисунок 1.11 – Выкопировка из плана горных выработок (шахта «Хечам»)

В лавах применяют крепи следующих типов: индивидуальная гидравлическая стойка, или комплектная гидравлическая крепь и механизированная крепь.

Очистные работы ведут с использованием буровзрывных работ и комбайнов MG 150/375-WD.

Технология очистных работ в длинных очистных забоях, оборудованных механизированными крепями с комбайном MG 150/375-WD, иллюстрируется схемами, приведенными на рисунках 1.12 и 1.13 и данными в таблице 1.10.

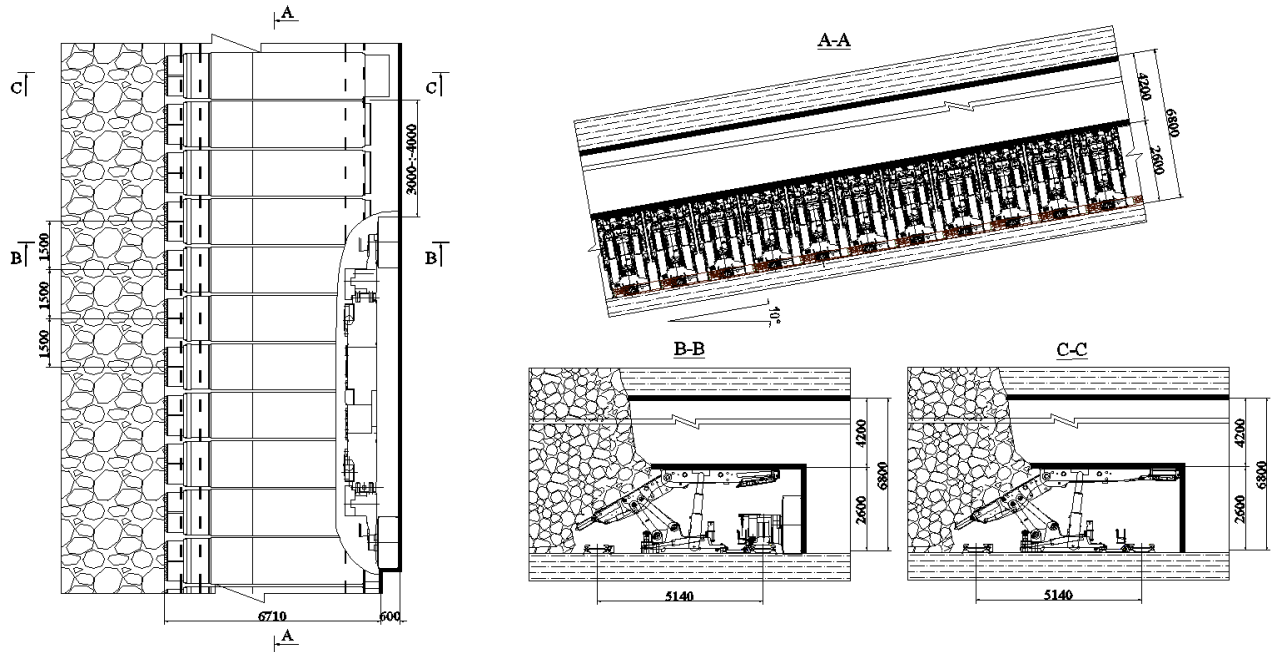


Рисунок 1.12 – Схема расположения в лаве очистного механизированного комплекса, применяемого при мощности пласта больше 3,5 м и углах падения пласта до 18° (тип крепи ZFY 5000/16/28, комбайн MG 150/375-WD)

При использовании механизированного комплекса (рисунок 1.12), годовой объем добычи угля из лавы достигает 359700 тонн (2017 г.), средняя производительность труда составляет около 10,7 т/чел.сут, средние потери угля - 19,0% [97, 107].

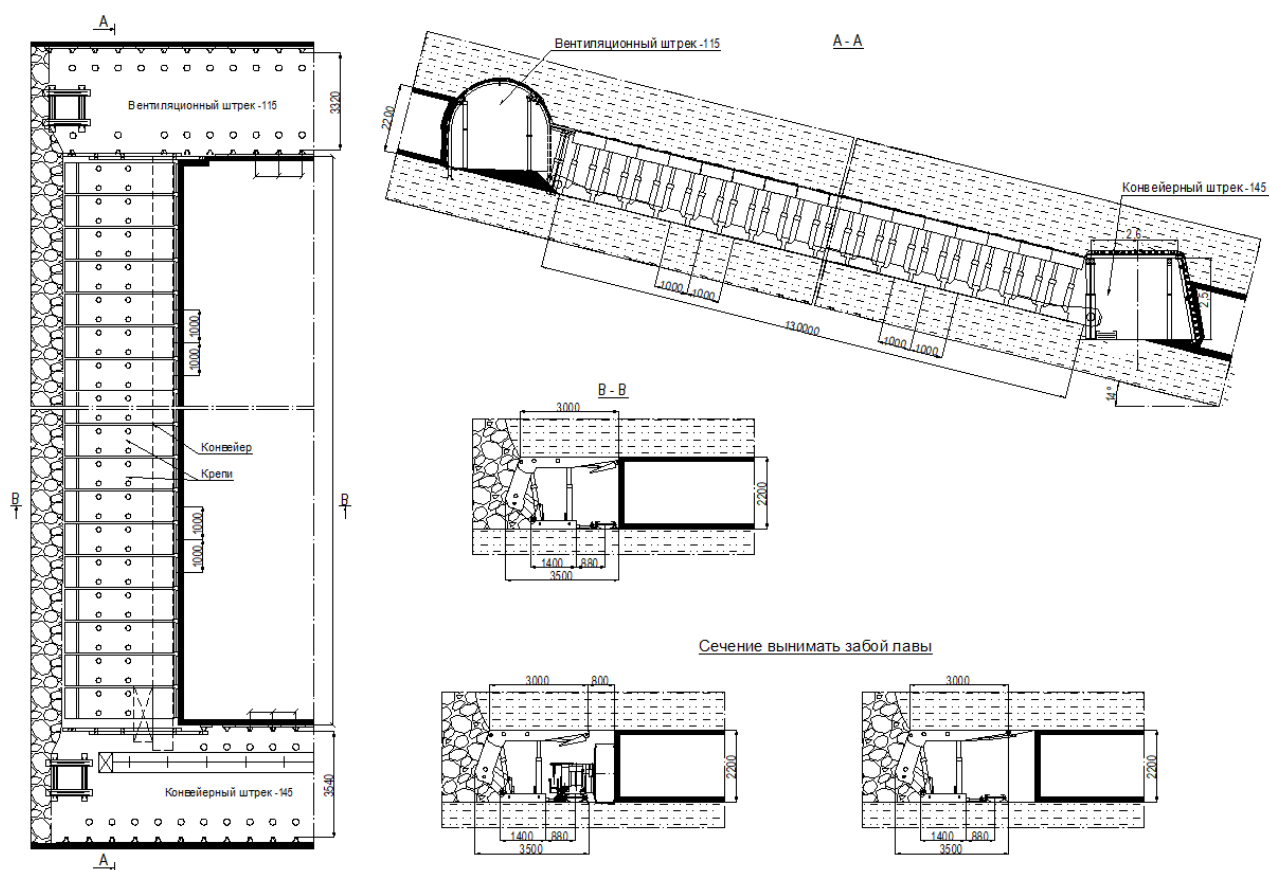


Рисунок 1.13 – Схема расположения в лаве очистного механизированного комплекса, применяемого при мощности пласта до 3,5 м и углах падения пласта до 25° (тип крепи ZZ 3200/16/26, комбайн MG 150/375-WD). [97, 107]

Таблица 1.10 – Основные технико-экономические показатели работы лав

Технологические параметры	Механизированная лава		Лава с ручной отбойкой (БВР)	
	Крепь ZZ 3200/16/26 и комбайн MG 150/375-WD	Крепь ZFY 5000/16/28 и комбайн MG 150/375-WD	Гидравлическая индивидуальная стойка (крепь)	Гидравлическая комплексная крепь
m - мощность пласта, м.	≤ 3,5	≥ 3,5	1,6 - 2,2	2 - 5,5
α - угол падения пласта, град.	2 - 25	5 - 18	15 - 45	15 - 35
L _л - длина лавы, м.	110 - 150	120 - 140	60 - 90	90 - 130
L _{вс} - средняя длина выемочных столбов, м.	333 - 800	297 - 800	90 - 250	230 - 800
Z - ширина целика, м.	18 - 30	18 - 30	18 - 30	18 - 30

Продолжение таблицы 1.10

Технологические параметры	Механизированная лава		Лава с ручной отбойкой (БВР)	
	Крепь ZZ 3200/16/26 и комбайн MG 150/375-WD	Крепь ZFY 5000/16/28 и комбайн MG 150/375-WD	Гидравлическая индивидуальная стойка (крепь)	Гидравлическая комплексная крепь
мощность слоя угольной кровли, подлежащего обрушению и выпуску, м.	-	1,0 - 4,2	-	0,5 - 3,3
ширина захвата комбайна, м.	0,63	0,63	-	-
ширина захвата при БВР, м.	-	-	0,8	0,8
n - количество смен / сутки, шт.	3,0	3,0	3,0	3,0
скорость подвигания лав, м/мес.	22 - 30	22 - 30	15 - 18	15 - 20
добыча угля из лав, т/мес.	12 000 – 38 000	23 000 – 30 500	7 000 – 12 000	9 000 – 2 3500
объёмы годовой добычи угля из лав, т/год.	92 885 – 380 000	150 000 – 359 700	98 000 - 145 000	110 000 - 230 000
количество работников в лаве за сутки, чел.	62	64	102	96
производительность труда, т/чел.см.	8,0 - 11,4	10,7 - 11,87	3,5 - 5,6	4,5 - 6,9
средние потери угля, %	18 - 20,8	18 - 19,5	21 - 23,7	20 - 21,1
средние потери в целиках угля между столбами, %.	11 - 14	10 - 15	13 - 17	13 - 17

Технология проходки выработок

На шахте «Хечам» до 90% подготовительных горных выработок выемочных участков крепят металлическими податливыми крепями типа СВП или I с арочной или трапециевидной формой. Площадь поперечного сечения горных выработок

составляет от 8,5 до 13,5 м², а срок их службы - от 2 до 4 лет [97]. Типовой паспорт подготовительных горных выработок с применением арочной крепи представлен на рисунке 1.14.

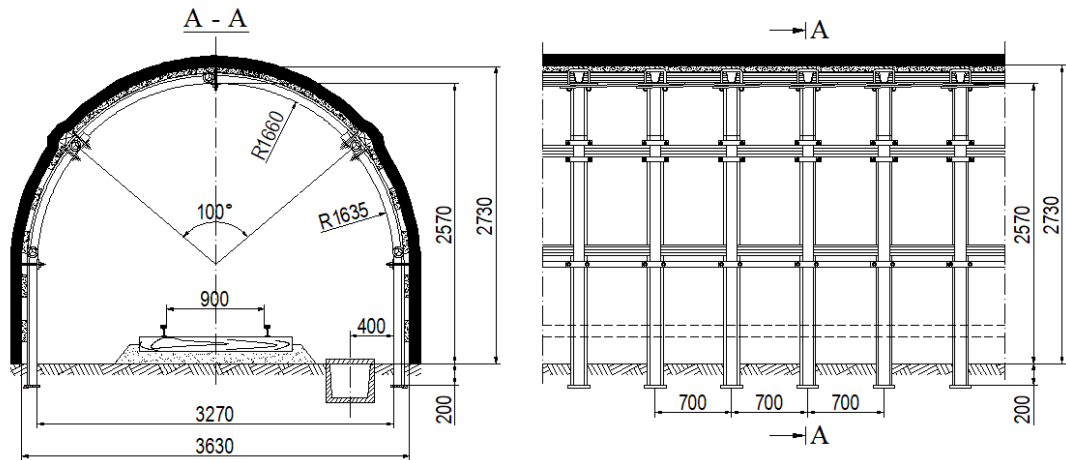


Рисунок 1.14 – Типовой паспорт крепления с применением арочной крепи

Доля данного вида крепи на шахте «Хечам» не превышает 10%. Анкерная крепь в основном применяется в горных выработках со стабильными горно-геологическими условиями. Типовой паспорт подготовительной выработки при использовании анкерной крепи типа CDCT в качестве основного крепления приведен на рисунке 1.15.

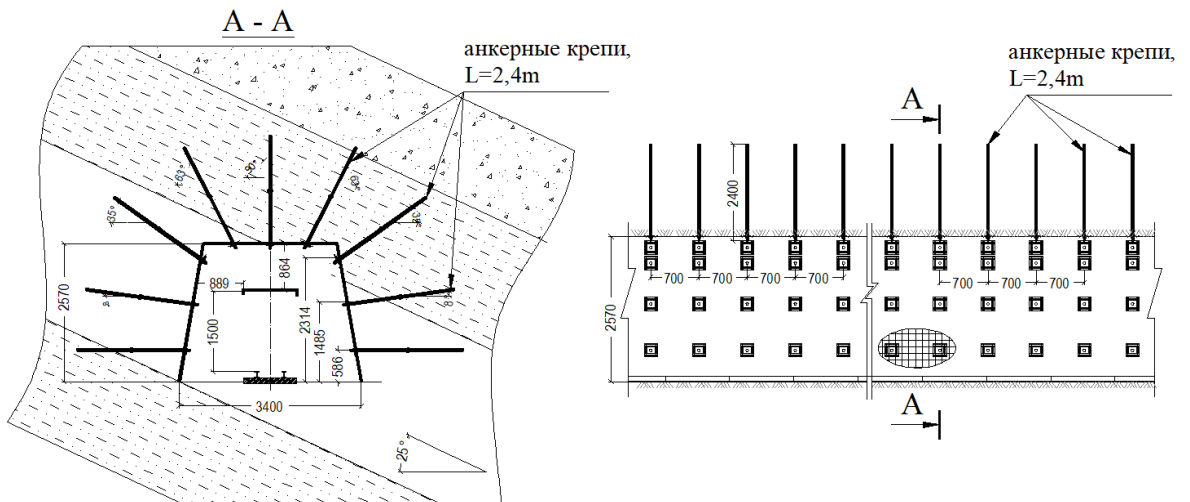


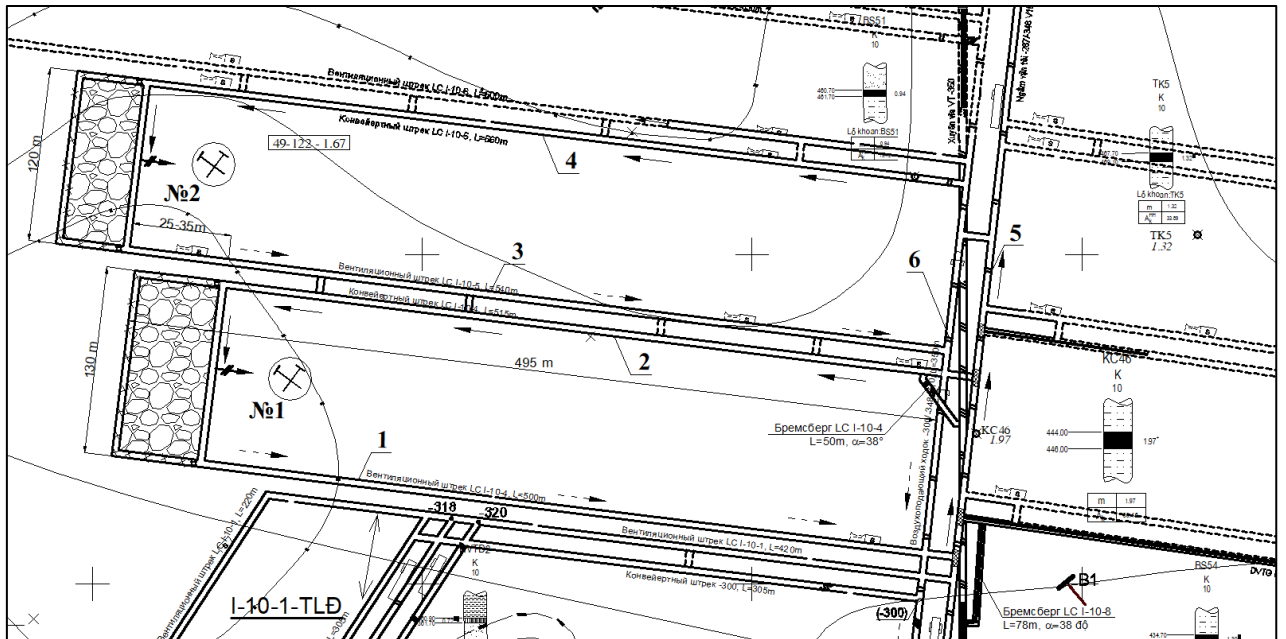
Рисунок 1.15 – Типовой паспорт выработки с анкерной крепью типа CDCT. [97, 122]

Проходку горных выработок на шахте «Хечам» ведут с применением буровзрывных работ (93%) и комбайнов (7%). Основные проходческие операции включают: БВР, крепление выработок, транспорт и вспомогательные операции

(монтаж оборудования, устройство освещения, водоотвод, настилка путей и др.).

Затраты на проходку горных выработок с площадью поперечного сечения 8-10 м² составляют около 82000 руб/м при использовании арочной крепи и 75000 руб/м – при использовании анкерной крепи.

Для проветривания шахты применяется всасывающий способ проветривания с двумя ГВУ на отметке +32 м. Схема проветривания добычного участка – возвратноточная (рисунок 1.16).



- свежая струя воздуха
- - -→ исходящая струя воздуха

Рисунок 1.16 – Типовая схема проветривания выемочных участков [122];

1 и 3 - вентиляционные штреки; 2 и 4 – транспортные штреки; 5 и 6 - соответственно транспортный и вентиляционный бремсберг.

Горные транспортные работы: скребковые конвейеры используются для транспортирования угля в лавах. Вагоны и ленточные конвейеры используются для транспортирования угля и горных пород на штреках, квершлагах и наклонных стволах.

Электропитание: применяется подстанция ТВА-315-6/0,69, которая установлена на отметке +35 м.

Водоснабжение: вода перекачивается из затопленных выработок в зумпфы объемом 300 м³ на горизонте +48, которая в дальнейшем выдается на поверхность с помощью установленных насосов.

1.3.3. Анализ причин, влияющих на эксплуатационные потери угля и устойчивость горных выработок на шахте «Хечам»

Исходя из горно-геологических условий и фактического состояния горных работ, можно сделать некоторые выводы о причинах, влияющих на уровень потерь угля в охранных целиках и устойчивость горных выработок:

- Система разработки длинными столбами применяется неизбирательно, на угольных пластах как полого, так и наклонного залегания. Целик угля, предназначенный для охраны повторно используемых подготовительных выработок, остается в выработанном пространстве, что увеличивает эксплуатационные потери угля, достигающие на шахте «Хечам» 23%.

- Наличие в кровле труднообрушающихся пород и сложного механизма процессов обрушения пород в выработанном пространстве приводит к снижению эффективности способов охраны участков подготовительных выработок, расположенных в зонах опорного давления.

- Угольные целики между выемочными участками оставляются шириной от 18 м до 30 м [14], при этом они не гарантируют устойчивость подготовительных выработок при повторном использовании. Деформирование и разломы рамных крепей, применяемых на шахте «Хечам»), являются во многих случаях причинами аварийных ситуаций в повторно используемых выработках (рисунок 1.17).



Рисунок 1.17 – Состояние подготовительных выработок, закрепленных арочной (а) и анкерной (б) крепью, при отработке пласта 11 (шахта «Хечам») с труднообрушающимися породами кровли.

Затраты на ремонт подготовительных выработок при отработке одного столба длиной 600 м составляет не менее 20-30 млн. рублей.

Неудовлетворительное состояние подготовительных выработок и необходимость постоянного ведения в них ремонтных работ приводят к непроизводительным простоям лав и потерям добычи. В условиях шахты «Хечам» продолжительность простоев, связанных с ремонтом выработок, составляют до 32% от суммарной продолжительности простоев (рисунок 1.18).

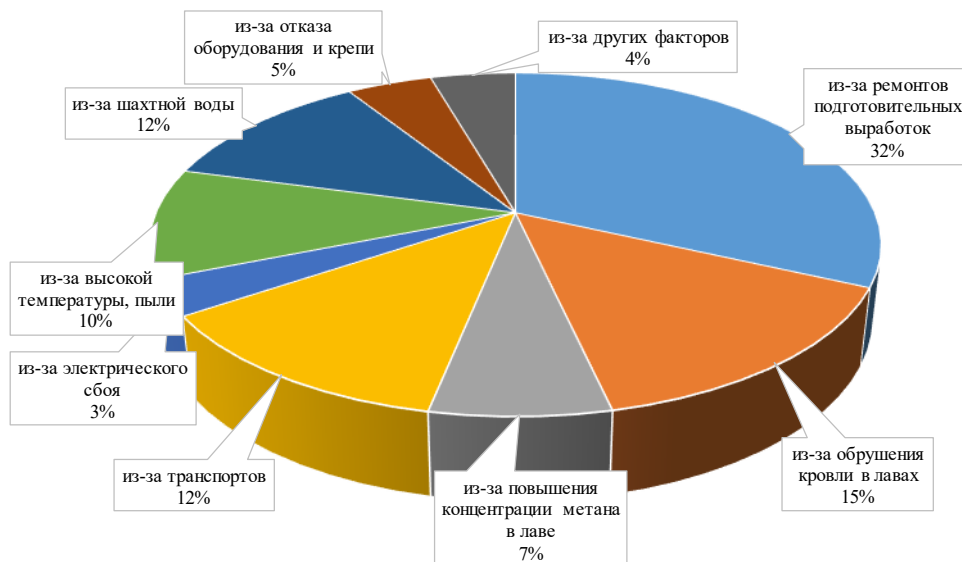


Рисунок 1.18 – Простои лав на шахте «Хечам» по разным причинам

1.4. Выводы по главе 1

1. При сохранении фактически имеющихся объемов добычи основные запасы угля во Вьетнаме будут отработаны в течение ближайших 70-80 лет. Продолжительность работы угольных шахт может быть увеличена на 15-30% при применении ресурсосберегающих технологий, при которых в выработанном пространстве не оставляют целики угля. Следовательно, разработку и внедрение бесцеликовых систем разработки следует рассматривать как одну из главных задач при совершенствовании технологических схем шахт Вьетнама.

2. Реальные условия для значительного уменьшения финансовых затрат на шахтах угольного бассейна Куангнинь могут быть созданы при внедрении анкерных крепей в качестве основных крепей участков подготовительных выработок. В настоящее время до 90% выработок крепятся металлическими рамными крепями.

3. Наиболее технологичные запасы ликвидных углей на шахтах угольного бассейна Куангнинь сосредоточены в пластах мощностью 1,5-3,5 м, залегающих под углами до 35°. Шахты характеризуются относительно невысокими значениями

газообильности, не требующими, как правило, проведения специальных мероприятий по дегазации пласта и выработанного пространства.

4. Шахта «Хечам» является одной из наиболее крупных и перспективных шахт Вьетнама. Запасы высокоценных ликидных углей марок К и Ж на данной шахте составляют не мене 7% балансовых запасов угля в угольном бассейне Куангнинь. С учетом этого обстоятельства шахта «Хечам» принята в качестве базового объекта при проведении натурных наблюдений. .

К числу факторов, существенно осложняющих поддержание участковых подготовительных выработок и повышающих издержки производства, относится наличие в подрабатываемом массиве труднообрушающихся породных слоев, оказывающих существенное влияние на уровень напряжений в зоне опорного давления, формирующейся над краевой зоной пласта. Эти породы представлены в ряде случаев слоями прочного песчаника мощностью более 15 м.

ГЛАВА 2 АНАЛИЗ ИЗВЕСТНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ СНИЖЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ПОТЕРЬ УГЛЯ В ЦЕЛИКАХ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛИННЫМИ СТОЛБАМИ



2.1. Практический опыт отработки пологих пластов угля средней мощности на шахтах Куангниньского угольного бассейна

При отработке пологих пластов на шахтах Вьетнама применяют в основном систему разработки длинными столбами [1, 14, 21]. Данная система предусматривает оставление угольных целиков шириной 20-30 м между выемочными участками для охраны подготовительных выработок.



Выемка угля производится комбайном (5-7%) и буровзрывными работами (93-95%). Крепление в лавах осуществляется индивидуальными гидравлическими стойками (15%), гидравлическими комплектными крепями (75%) или механизированными крепями (10%). Для транспортирования угля в лавах используются скребковые конвейеры. Управление кровлей в лавах - полным обрушением [97, 107].

Горнотехнические параметры и технико-экономические показатели разработки пластов угля с углами падения менее 45° на шахтах Вьетнама представлены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Технологии, применяемые на шахтах месторождения Куангнинь [54, 59, 79, 97, 107, 122]

Крепь очистного забоя. Способ выемки полезного ископаемого	Область применения	Горнотехнические параметры	Технико-экономические показатели	Область применения	Компоновка крепи
<p>Крепь: гидравлическая индивидуальная стоечная. Способ выемки: буровзрывной.</p>	<p>Углы падения пластов $\leq 35^\circ$. Мощности пластов 1,6-2,5 м.</p>	<p>Длина лавы 60-120 м. Длина выемочного участка 200-300 м.</p>	<p>Среднегодовая добыча 60-120 тыс. тонн из одного очистного забоя. Производительность труда рабочего добычного участка 3,0-5,5 т/выход. Эксплуатационные потери угля 15 - 22%.</p>	<p>Применяется на всех шахтах.</p>	
<p>Крепь: гидравлическая комплектная «ХДУ». Способ выемки: буровзрывной.</p>	<p>Углы падения пластов $\leq 45^\circ$. Мощности пластов 2,0-5,0 м</p>	<p>Длина лавы 60-160 м. Длина выемочного участка 200-500 м.</p>	<p>Среднегодовая добыча 90-180 тыс. тонн из одного очистного забоя. Производительность труда рабочего добычного участка 2,7-5,2 т/выход. Эксплуатационные потери угля 15 - 30%.</p>	<p>Применяется на всех шахтах.</p>	

Продолжение таблицы 2.1

Крепь очистного забоя. Способ выемки полезного ископаемого	Область применения	Горнотехнические параметры	Технико-экономические показатели	Область применения	Компоновка крепи
<p>Крепь: гидравлическая комплектная крепь «ZH» или «GK». Способ выемки: буровзрывной.</p>	<p>Углы падения пластов $\leq 35^\circ$. Мощности пластов 2,2-7,0 м.</p>	<p>Длина лавы 60-160 м. Длина выемочного участка более 300 м.</p>	<p>Среднегодовая добыча 150-253 тыс.тонн из одного очистного забоя. Производительность труда рабочего добычного участка 4,5 до 6,9 т/выход. Эксплуатационные потери угля составляющие от 15 до 25%.</p>	<p>Применимо на большинстве шахт Куангниньского угольного бассейна.</p>	 <p>The image shows a technical drawing of a hydraulic support structure with multiple vertical pillars and a top frame, alongside a photograph of the same structure installed in a dark underground mine tunnel. A white silhouette of a person is visible in the photograph for scale.</p>
<p>Крепь: Механизированная крепь «VINAALA» или «ZHF». Способ выемки: комбайновый.</p>	<p>Углы падения пластов $\leq 25^\circ$. Мощности пластов 2,5-7,0 м.</p>	<p>Длина лавы 120-180 м. Длина выемочного участка более 400 м.</p>	<p>Среднегодовая добыча 210-380 тыс.тонн из одного очистного забоя. Производительность труда рабочего добычного участка 10,3-17,6 т/выход. Эксплуатационные потери угля 15 - 25%.</p>	<p>Шахты «Наммау», «Вангзань», «Халам», «Хечам», «Зыонгкюй» и «Монгзыонг».</p>	 <p>The image shows a photograph of a mechanized support structure, likely a roof bolter or similar equipment, installed in a mine tunnel. The structure is yellow and white, and is positioned to support the roof of the tunnel.</p>

Так, при отработке угольного пласта 14.5 применяется оборудование со следующими технико-экономическими показателями [54, 122]:

- способ отбойки полезного ископаемого: механизированная крепь «ZHF» в очистном забое; узкозахватный комбайн «MG210-W»;

- горнотехнические параметры: угол падения $\alpha = 10^\circ$; мощность пласта 3-3,5 м; длина лавы 140 м; длина выемочного участка 740 м; ширина целика 20-25 м;

- технико-экономические показатели: среднегодовая добыча 380 тыс.тонн из одного действующего забоя; производительность труда рабочего добычного участка 14,2 т/выход; эксплуатационные потери угля 15%.

Лава №11 (пласт №7, шахта «Зыонгкюй») характеризуется следующим горнотехническими параметрами и технико-экономическими показателями:

- оборудование и способ отбойки полезного ископаемого: механизированная крепь «ZHF» в очистном забое; узкозахватный комбайн «MB 450E»;

- горнотехнические параметры: угол падения $\alpha = 19^\circ$; мощность пласта 3-3,4 м; длина лавы 145 м; длина выемочного столба участка 625 м; ширина межстолбового целика 23-25 м;

- технико-экономические показатели: среднегодовая добыча 315 тыс.тонн из одного действующего забоя; производительность труда рабочего добычного участка 13,2 т/выход; потери угля в межстолбовых целиках составляют 13-15% балансовых запасов.

Анализ состояния горных работ на шахтах месторождения Куангнинь (Вьетнам) показывает, что большинство подготовительных выработок имеют трапециевидную или арочную форму поперечного сечения с рамной крепью типа СВП и I в качестве основной крепи. Выработки с площадью поперечного сечения 6,4-13,5 м² проводят буровзрывным способом. Ширина подготовительных выработок в черне $B_{пр} = 3000-4500$ мм; высота в черне $H_{пр} = 2600-4200$ мм; плотность установки крепи 1,4-1,6 рамы/м.

Учитывая положительный опыт применения анкерных крепей на шахтах России, Китая и других стран [19, 50, 56, 63, 89-95, 102, 110, 113], в последние годы Вьетнамская угольно-минеральная промышленная корпорация «ВИНАКОМИН» поощряла внедрение анкерной крепи на шахтах угольного бассейна Куангнинь.

Однако, до настоящего времени доля выработок, закрепленных анкерной крепью не превышает 10% [58].

Как отмечалось ранее, для отработки пологих и наклонных угольных пластов средней мощности применяют, как правило, систему разработки - длинными столбами с управлением кровлей в лавах полным обрушением. Межстолбовые целики, предназначенные для охраны повторно используемых участков выработок в зонах опорного давления, оставляют в выработанном пространстве. Извлечение этих целиков не предусматривается.

Основные преимущества данной технологии достигаются при правильном определении ширины межстолбового целика угля. В работах [17, 27] проанализированы преимущества и недостатки данной системы разработки. Проблема больших эксплуатационных потерь угля в целиках между выемочными участками (до 20% балансовых запасов угля выемочного участка) это один из самых больших минусов. Кроме того, имеется высокая опасность возникновения внезапных выбросов и горных ударов в зонах повышенного горного давления, формируемых под целиками угля.

Уменьшение ширины межстолбовых целиков ведет к увеличению объемов ремонтных работ и затрат в целом на поддержание повторно используемых подготовительных выработок. Практический опыт показал, что узкий (около 20-25 м) целик угля легко деформируется, разрушается и теряет несущую способность в зонах влияния очистных работ. Следствием этого является увеличение деформации повторно используемых подготовительных выработок, что отрицательно влияет на производственные показатели горных работ. Низкая устойчивость подготовительных выработок является основной причиной снижения экономической эффективности горных работ и возрастания непроизводительных затрат на ремонт и поддержание повторно используемых подготовительных выработок.

В настоящее время, когда по сути невозобновляемые ресурсы угля во Вьетнаме интенсивно иссякают, особую актуальность приобретает создание ресурсосберегающих технологий отработки с необходимыми исследованиями их параметров, без оставления целиков угля в выработанном пространстве. При этом следует разработать технические решения для уменьшения затрат, связанных с охраной и поддержанием подготовительных выработок на весь срок их службы

(обычно 2-3 года).

2.2. Анализ мирового практического опыта отработки пологих пластов средней мощности на шахтах России, Китая и других стран

Запасы угля в пластах средней мощности составляют около 50% мировых промышленных запасов угля [76], большая часть из них разрабатывается шахтами России, Китая, Польши, Казахстана и Румынии. В Кузнецком угольном бассейне России балансовые запасы угля в пластах мощностью 1,3-3,5 м составляют 24,674 млрд. т или 43% общих запасов (57,381 млрд. т.) Кузнецкого угольного бассейна [65].

Для отработки пологих пластов угля подземным способом во всем мире применяют системы разработки длинными столбами или сплошные системы разработки.

В Китае, с его самой высокой угледобычей в мире, обычно применяют систему разработки длинными столбами. В 2016 году её вклад в общую добычу угля составил 3,360 млрд.т. В Китае для добычи угля на шахтах [66, 85, 111] оборудованы более 4000 лав, в том числе более 2000 лав с уровнем механизации более 50%. Некоторые характеристики типичных шахт Китая приведены ниже:

Шахта «ShanxiShenMuyou» (2005 - 2006 гг.):

- оборудование и способ отбойки полезного ископаемого: механизированная крепь «DBT» в очистном забое, комбайн узкозахватный «JOY 6LS 500»;

- горнотехнические параметры: угол падения пласта 16°, мощность пласта 3,5 м, длина лавы 200 м;

- технико-экономические показатели: среднегодовая добыча 6500 тыс.тонн из одного действующего забоя, производительность труда рабочего добычного участка 103,8 т/выход.

Шахта «HuaiBeitao» (2014 г.):

- оборудование и способ отбойки полезного ископаемого: механизированная крепь очистного забоя; узкозахватный комбайн «MG200-475W».

- горнотехнические параметры: угол падения пласта 22°, мощность пласта 2,84 м, длина лавы 130 м.

- технико-экономические показатели: среднегодовая добыча 1050 тыс.тонн из одного действующего забоя, производительность труда рабочего добычного участка 29,1 т/выход.

В Германии, которая находилась на восьмом месте по объему добычи угля в мире, применялись различные варианты системы разработки длинными столбами для отработки пластов угля с углами падения до 25°. Для отбойки угля в очистных забоях использовался струг GN1600 со скоростью резания 3,6 м/с или узкозахватные комбайны со скоростью подачи 10-15 м/мин для отработки пластов с углами падения пластов до 20°. Нагрузка на лаву при отработке пластов с углами падения 20-25° составляла 1000 - 2000 т/смену [66].

Россия находится на шестом месте в мире по объему добываемого угля и занимает второе место в мире по запасам угля [65]. На шахтах России с высокопроизводительными очистными забоями применяют различные варианты системы разработки длинными столбами. В 2005 году на шахте «Распадская», применяющей данную систему разработки, была достигнута среднемесячная производительность 500 тыс.тонн из лав № 5а-6-16 и № 4-6-2 [44].

На шахте имени В.Д. Ялевского Кузнецкого бассейна лава № 50-02, оснащенная механизированными крепями DBT и очистным комбайном нового поколения EickhoffSL900, в июне 2016 г. достигла показателя в 1,05 млн.т./мес [11].

В работе [42] приведены сведения о том, что в мае 2017 г. на шахте «Котинская» Кузнецкого бассейна в очистном забое длиной 400 м, оборудованном очистным комбайном EickhoffSL900 и механизированным комплексом, добыча угля превысила 1,5 млн.т.

При системах разработки длинными столбами транспортные подготовительные выработки используют повторно в качестве вентиляционных выработок при отработке смежных столбов. Конвейерные штреки обычно проходят с поперечным сечением 8,0-12,0 м².

2.3. Анализ практического опыта использования технологий без оставления целиков в выработанном пространстве

Известные бесцеликовые системы разработки длинными столбами используют в следующих основных вариантах:

- с проведением вентиляционного штрека вприсечку к выработанному пространству [6, 8, 9, 51];
- с повторным использованием и охраной подготовительных выработок на границе с выработанным пространством [5, 8, 20, 38];
- с повторным использованием подготовительных выработок временными целиками угля, отработываемыми на одной линии со смежным очистным забоем [24-29, 59].

В варианте с проведением вентиляционного штрека вприсечку к выработанному пространству (рисунок 2.1) штрек крепят деревянными или металлическими трапециевидными рамами с повышенной несущей способностью и постоянным сопротивлением. Если позволяют породы кровли (малотрещиноватые) используют анкерную крепь с деревянными или металлическими верхняками и с установкой стоек усиления через 1-3 м со стороны ранее отработанного выемочного столба.

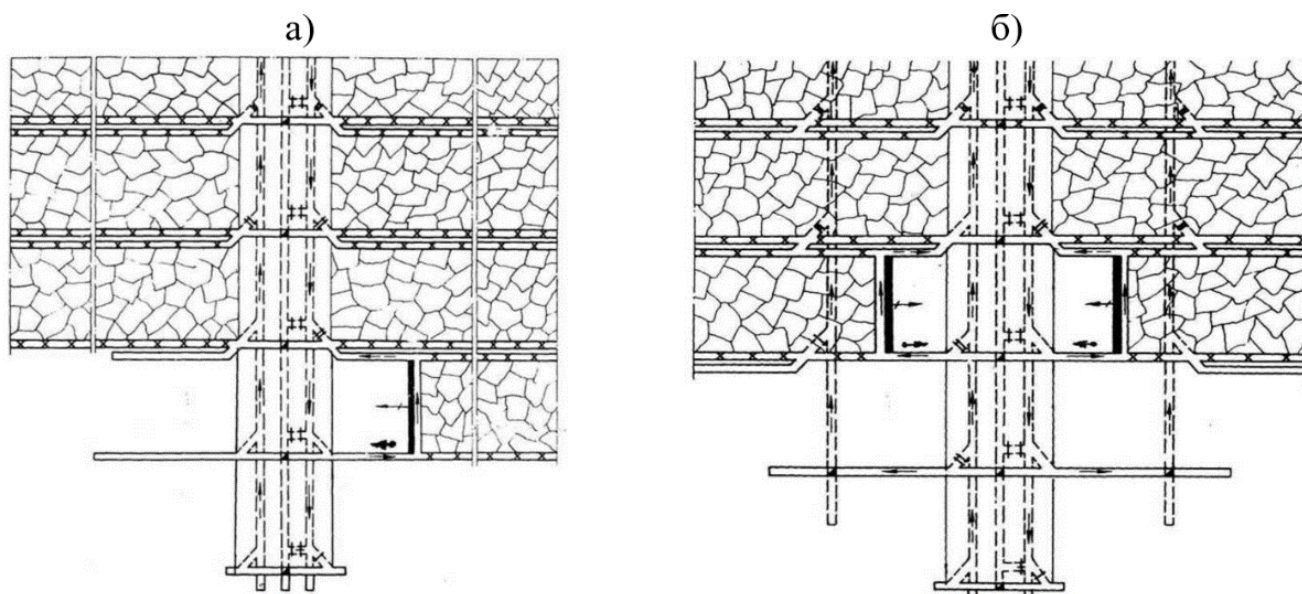


Рисунок 2.1 – Бесцеликовая система разработки с проведением подготовительных выработок вприсечку к выработанному пространству

а) – в панели одна лава в ярусе; б) – в панели две лавы в ярусе.

В Кузнецком угольном бассейне России, где глубина горных работ в основном составляет от 100 до 300 м, была применена схема подготовки и отработки с проведением вентиляционных штреков вприсечку к выработанному пространству ранее отработанного выемочного столба [51]. Экспериментальным путём

установлено, что зона интенсивного действия временного опорного давления после прохода очистного забоя распространяется на 30-60 м за лавой. Под воздействием временного опорного давления в период ведения очистных работ краевая зона угольного массива шириной до 5-7 м разрушается, в результате этого наибольшая величина опорного давления, создаваемого зависающей в выработанном пространстве толщей пород, перемещается вглубь массива на 10-15 м.

Применение схем, представленных на рисунке 2.1, рекомендуется для пластов со следующими горно-геологическими условиями: вынимаемая мощность пласта угля не менее 1,8 м; углы падения не более 18°; породы кровли и почвы - любой устойчивости. Имеются много численные свидетельства того, что данная схема успешно применялась на шахтах «Зыряновская» и «Комсомолец» при отработке угольных пластов «Бреевского», «Толмачевского», «32» и «30» с углами падения 6-18° и вынимаемой мощностью 1,6-3,5 м.

Опыт применения данных технологических схем (рисунок 2.1) на шахтах «Комсомолец» и «Зыряновская» показал, что затраты на поддержание выемочных выработок возможно снизить в 1,5-2,0 раза по сравнению с затратами на поддержание и охрану выработок с оставлением целиков угля. Основными достоинствами схемы с проведением выработки вприсечку к выработанному пространству являются: расположение вентиляционного штрека в дегазированной и разгруженной от опорного давления зоне угольного массива. Расположение подготовительной выработки в зоне, разгруженной от опорного давления, обеспечивает её безремонтное поддержание. Недостатками этой схемы являются: деконцентрация горных работ; увеличенная протяженность транспортирования оборудования механизированного комплекса из одного крыла выемочного поля в другое во время работ по его монтажу-демонтажу; трудность проветривания при проходке конвейерного штрека одиночным забоем при большой длине выемочного поля на пластах с высокой газообильностью [51, 52].

В работах [6, 9] приведены результаты наблюдений в выработках шахты им. Е.М. Ярославского шахтоуправления «Кольчугинское» производственного объединения «Кузбассуголь», где отрабатывались три угольных пласта: пласт «Наджуринский» мощностью 1,6-1,65 м, пласт «Журинский» мощностью 4,5 м, пласт «Поджуринский» мощностью 2,9-3,0 м. Во всех случаях применялась система

разработки длинными столбами с охраной подготовительных выработок без целиков. Широко практиковалось повторное проведение вентиляционных штреков вприсечку к выработанному пространству. В результате применения бесцеликовых технологий потери угля в целиках снижены на 6% и уменьшены на пожароопасность, по сравнению с другими способами охраны выработок. Одним из основных недостатков этой системы разработки являются дополнительные затраты на поддержание выработок. Однако, экономия за счет уменьшения потерь угля почти в три раза превысила затраты на ремонт выработок. Экономический эффект от применения бесцеликовой технологии при выемке пласта «Журинский» был еще более существенным и определен в размере 624 тыс.руб./год в ценах 1976 г. В лаве №313-с шахты «Заполярная» Воркутского месторождения [8] также нашла применение схема подготовки и отработки выемочных участков с повторным проведением вентиляционных штреков вприсечку к выработанному пространству. В данной схеме новый вентиляционный штрек пройден по пласту «Тройному» на глубине 330 м с площадью сечения в свету 7,1 м². Данный штрек был закреплён деревянными рамами с плотностью их установки 1,33 рамы на 1 м, проведен по контакту с обрушенными породами через 9-10 мес. после завершения работ в лаве № 213-с. Для контроля горного давления и деформаций в штреке впереди действующего забоя лавы № 313-с была установлена наблюдательная станция. Лава № 313 отрабатывалась комплексом ОМКТ со скоростями подвигания 70-80 м/мес. Наблюдения выполнялись с частотой 1-3 замера/сутки. Конвергенция пород кровли и почвы в выработке при подходе лавы составила 200 мм. Анализ результатов замеров показал, что значительные деформация крепи штрека (поломки стоек и верхняков до 30%) отмечены на участке протяженностью 10 м впереди забоя лавы, причем данный штрек был подкреплен с помощью стоек усиления, пробитых под прогоны. Установлено, что в рассматриваемых условиях общая зона проявлений опорного давления впереди забоя лавы прослеживается на расстоянии 60-70 м, зона существенного влияния на крепь выработки – 30 м; общее состояние деревянной крепи вентиляционного штрека удовлетворительное. В работе [8] также указано, что значительные смещения пород объясняются качественной посадкой пород кровли на краевую часть массива угля, где частично сохранялся штрек № 213-с для конвейерного транспорта угля из лавы. Существенные отрицательные проявления опорного давления отмечались на

удалении до 40 м после прохода лавы, причем осложнения наблюдались, как правило, при залегании в кровле угольных пластов прочных пород, которые зависали в выработанном пространстве.

При использовании вариантов с повторным использованием подготовительных выработок (рисунок 2.2) на границе с выработанным пространством возводят искусственные сооружения (литые полосы, органная крпкь, породные полосы и др.)

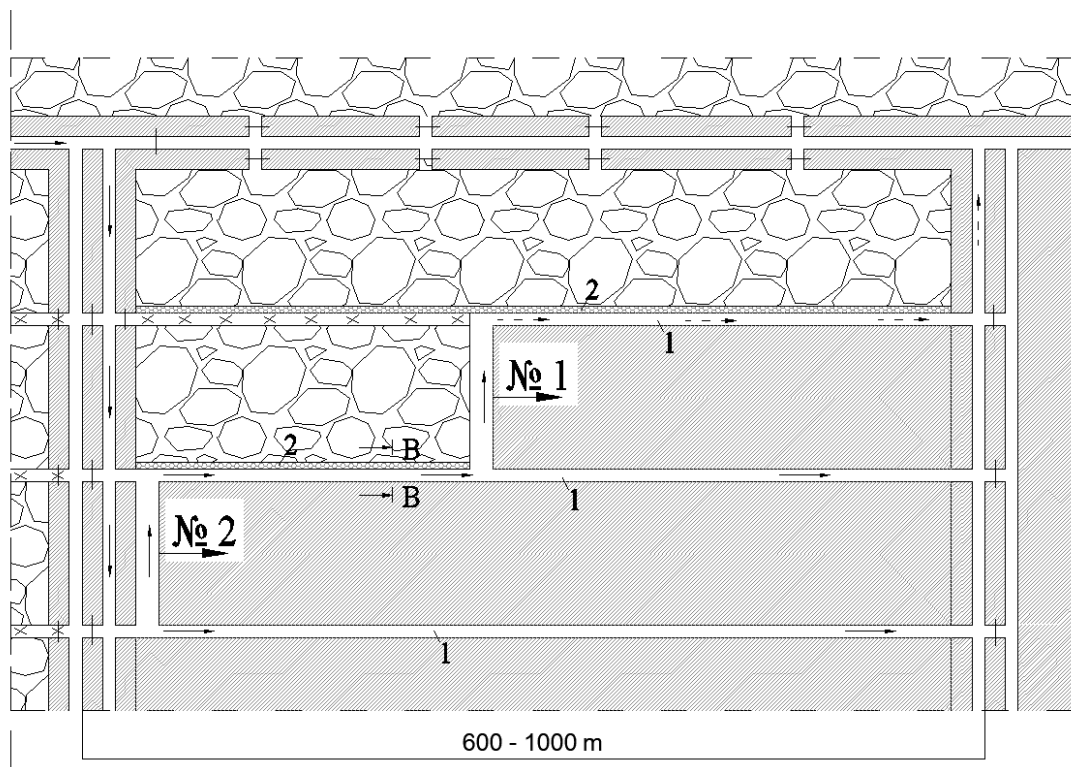


Рисунок 2.2 – Вариант системы разработки с повторным использованием участков выработок:

1 – штреки; 2 – искусственные охранные сооружения.

Конвейерный штрек 1 лавы № 1 (рисунок 2.2) охраняется на границе с выработанным пространством искусственно возводимыми полосами 2 из твердеющего материала, что позволяет использовать штрек 1 в качестве вентиляционной выработки для нижележащей лавы при отработке смежного выемочного столба.

Проветривание выемочного участка осуществляется по прямоточной схеме. При этом свежая струя подается по конвейерному штреку 1 в очистной забой. Из очистного забоя исходящая струя выходит в вентиляционный штрек 2, сохраняемый на контакте с выработанным пространством. При такой системе разработки конвейерная выработка 1 сохраняется позади очистного забоя у границы с

выработанным пространством. При работе очистного забоя № 1 она служит для подачи свежей струи, для доставки необходимого оборудования и материалов, а также для прохода людей. Для следующей лавы № 2 выработка 1 используется в качестве вентиляционной или транспортной выработки. В рассматриваемой технологической схеме крепление подготовительных выработок проводилось рамными крепями.

Практический опыт работы шахт Кузбасса показал, что при выемке пластов угля мощностью до 3,5 м и вмещающих породах средней устойчивости и устойчивых, наиболее эффективными способами охраны являются деревянные органые ряды и костровая крепь. Известны следующие варианты способов охраны и поддержания повторно используемых выработок, которые сохраняются за лавой:

- Подготовительные выработки проходят трапециевидным поперечным сечением и крепят деревянной крепью. Усиление крепления выработки в зоне контакта с выработанным пространством позади очистного забоя осуществляют органым деревянным рядом;

- Подготовительные выработки проводят трапециевидным поперечным сечением и крепят деревянной крепью. Усиление крепления выработки в зоне контакта с выработанным пространством позади очистного забоя осуществляют двумя органными деревянными рядами. Область применения этого варианта ограничена пологими пластами тонкими и средней мощности с крепкими устойчивыми породами кровли;

- Подготовительные выработки проводят поперечным сечением арочной формы и крепят податливой металлической крепью. Усиление крепления выработки в зоне контакта с выработанным пространством позади очистного забоя, осуществляется органым деревянным рядом. Областью применения этого варианта являются пологие пласты тонкие и средней мощности, вмещающие породы- средней устойчивости и неустойчивые.

- Подготовительные выработки проходят трапециевидным или арочным поперечным сечением. Анкерную крепь с металлическими или деревянными верхняками используют в качестве основной крепи таких выработок. Усиление крепления выработки в зоне контакта с выработанным пространством позади очистного забоя осуществляют деревянными органными рядами;

- Подготовительные выработки проходят трапециевидным или арочным поперечным сечением с креплением металлическими или деревянными рамными крепями. Усиление крепления выработки в зоне контакта с выработанным пространством позади очистного забоя осуществляют железобетонными тумбами;

- Подготовительные выработки проводят трапециевидным или арочным поперечным сечением с креплением металлическими или деревянными рамными крепями. Усиление крепления выработки в зоне контакта с выработанным пространством позади очистного забоя осуществляют передвижными гидравлическими тумбами.

Опыт применения указанных схем охраны выработок на шахтах Кузбасса показал, что эффективность охраны и поддержания штреков является, как правило, удовлетворительной при выемке угольных пластов с породами кровли средней крепости и устойчивости. Однако охранные деревянные органые ряды и линейная крепь штреков в период посадки пород кровли сильно деформируются, что требует высоких затрат на ремонт штреков при отработке пластов с труднообрушаемыми породами кровли. Это создает небезопасные условия для работающих в повторно используемых подготовительных выработках в зонах влияния обрушений пород кровли [73].

В работе [8] показано, что на шахте «Чертинская» Кузнецкого угольного бассейна при отработке пласта 2 мощностью 1,2 м с углом падения 12-14° успешно применен способ поддержания конвейерных штреков позади лавы для повторного использования. Конвейерный штрек в данном случае проводился вприсечку к выработанному пространству с отставанием от лавы на 6-8 м. Непосредственная кровля пласта в данном случае была представлена алевролитом средней устойчивости мощностью 1,5-4,5 м, основная кровля-прочными песчаникам и мощностью 4,5 м, непосредственная почва пласта - алевролитом средней крепости мощностью 0,7-2,0 м.

В лавах указанной шахты отбойка угля производилась узкозахватным комбайном 2К-52, работающим в комплексе с изгибающимся скребковым конвейером СП-63. Крепление в лавах производится рамными крепями, включающими металлические верхняки М-71С-4 и гидравлические стойки ГСТ-3. Управление кровлей выполняется методом полного обрушения на специальную крепь из посадочных тумб ОКУ-04.

В работе [8] описан опыт работы на шахтах «Сокольническая» и «Абашевская» Кузнецкого угольного бассейна, где для поддержания повторно используемых выработок применили усиление рамных крепей ИПК с помощью комплекса поддержания выработок КПВ совместно с механизированной крепью ОКП-70, или КМП-Т, ГВТ, ГКУ - на шахте «Абашевская» со сдвоенными гидравлическими стойками типа ГС по штреку впереди очистного забоя. Третье усиление крепи штрека выполнялось после прохода лавы. Между рамами основной металлической полигональной крепи типа КАТ со стороны выработанного пространства устанавливали по две деревянные стойки. После прохода лавы, опускания и обрушения кровли крепь усиления снимают и переносят на определённое расстояние перед лавой. В то же время, деревянная крепь, которую устанавливали для усиления крепи штрека со стороны выработанного пространства, остается неизвлекаемой до погашения штрека. Такой приём обеспечил устойчивость штрека вплоть до его погашения.

На пласте «Четвертый» шахты «Воркутинская», где успешно производилось опробование способа охраны повторно используемых подготовительных выработок с использованием полос из облегченных золоцементных блоков [3], интенсивность смещения пород кровли уменьшилась в 1,5-2 раза по сравнению с исходным состоянием. Пласт «Четвертый» в пределах экспериментального участка имел мощность 1,48 м, угол падения 18°.

В работе [5] описан опыт использования перемещаемых гидротумб КПО-4 в качестве крепи усиления для выработок на шахте «Зыряновская» Кузнецкого угольного бассейна. При этом, в качестве основной крепи выработки использованы анкерная крепь и металлическая балка (прогон). Деревянную стоечную органную крепь с плотностью 3 рамы/м устанавливали на стороне выработок, прилегающей к выработанному пространству. Гидротумбы и крепь усиления ставили на сопряжении вентиляционного штрека с лавой, на расстоянии 5-6 м впереди лавы. После прохода лавы, позади за лавой передвижные гидротумбы КПО-4 снимали на удалении от лавы равном 100 м. В результате эксперимента установлено, что вентиляционные штреки сохранялись на всем протяжении в устойчивом и безопасном состоянии. Данный способ рекомендуют [5] для применения при обработке пластов мощностью до 3,5 м.

В Федеративной Республике Германия при отработке пласта мощностью 2 м на шахте «Паттберг» эффективным оказался способ охраны повторно используемых подготовительных выработок с кострами и металлическими стойками усиления. На границе выработки, прилегающей к выработанному пространству, возводились металлические податливые костры [46, 87].

На шахте «Северная» Воркутского угольного бассейна выработка 226-ю поддерживалась на глубине 490 м в следующих условиях: мощность пласта 1,4 м, угол падения 22-25°, уголь средней крепости, породы непосредственной кровли представлены слабоустойчивыми аргиллитами мощностью 1,5-2 м с $\sigma_{сж} = 52$ МПа, основная кровля сложена прочными алевролитами мощностью 2-3 м с $\sigma_{сж} = 96$ МПа и песчаниками мощностью 17-19 м с $\sigma_{сж} = 114-130$ МПа. Площадь сечения выработки в свету 5,3 м², крепь – деревянные рамы, плотность крепления – 2 рамы/м. После прохода лавы выработка поддерживалась двойным органом рядом, установленным со стороны выработанного пространства, и одним рядом стоек под прогоны посередине выработки. Усиление крепи стойками не предотвратило в этом случае деформирование выработки на участке до 10 м позади забоя лавы. Высота выработки здесь составляла 1-1,2 м, ширина 0,8-1,0 м. Выработку пришлось полностью перекрепить с выпуском налегающей породы на расстоянии 20-30 м за лавой с увеличением площади сечения до 5 м². Максимальная интенсивность конвергенции пород кровли и почвы (до 16-18 мм/сут) наблюдалась на расстоянии 5-6 м впереди и до 15 м позади лавы, где и происходили основные деформации крепи. На расстоянии 40-50 м после прохода лавы конвергенция пород стабилизировалась, а на расстоянии 100-120 м почти полностью прекратилась. Значительное деформирование выработки при охране органом крепью вызвано наличием в кровле пласта прочных пород, которые не «обрезались» по органному ряду и, зависая над краевой частью массива, создавали большие пригрузки на деревянную рамную крепь выработки [8].

На рисунках 2.3 и 2.4 приведены апробированные в производственных условиях [8] способ охраны штреков деревянными кострами (рисунок 2.3), а также способ охраны штрека бутовой полосой и охранной стенкой (рисунок 2.4).

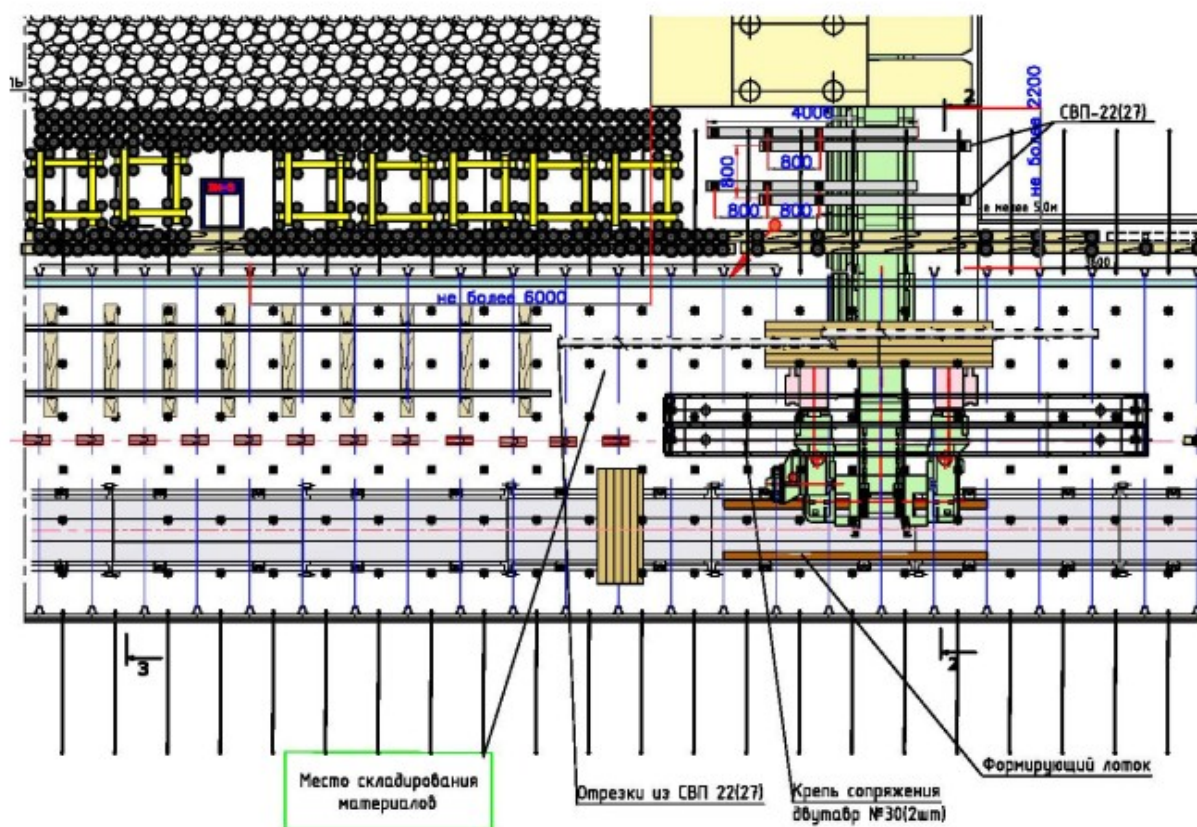


Рисунок 2.3 – Способ охраны штрека деревянными кострами и органной стенкой.

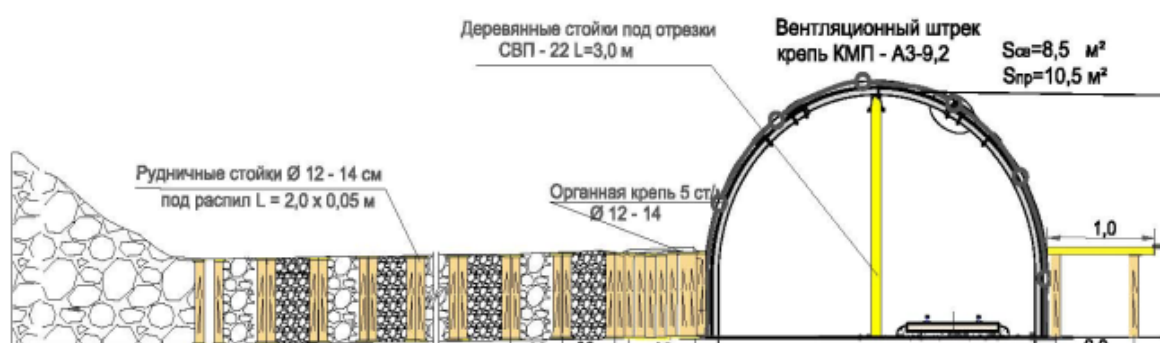


Рисунок 2.4 – Способ охраны штрека бутовой полосой и органной стенкой.

В работе [86] авторами описан способ охраны повторно используемых подготовительных выработок кострами из железобетонных шпал. Костры формировались при помощи ручной лебедки. Данный способ внедрен на шахте «Новодзержинская» Донецкого угольного бассейна и показал хорошие результаты.

В работе [53] рассмотрена конструкция костровой крепи из деревянных стоек с заполнением зазоров между деревянными стойками бетонными кирпичами призматической формы толщиной, равной среднему диаметру деревянных стоек. Такое конструктивное решение обеспечивает увеличение несущей способности крепи

в сборе до 2,5 МПа при конструктивной податливости костра равной 25 % от первоначальной высоты.

Широко известен опыт охраны выработок кострами, заполненными породой - бутокострами. Сравнение результатов охраны выработок бутовой полосой и бутокострами на шахте им. Стаханова Донецкого каменноугольного бассейна убедительно показало преимущество последних. Тем не менее, возведение данных сооружений - довольно трудоемкий процесс.

Кроме того, на шахтах Западного Донбасса апробирован способ охраны выкладкой шпальным брусом стенки со стороны выработки. Данный способ успешно внедрен и показал хорошие результаты. Хорошо зарекомендовавший себя шпальный брус требует хорошего состояния участковых и магистральных выработок для его транспортирования в больших объемах [2, 7, 9].

На шахтах Германии, Англии и Польши применяется метод охраны подготовительных выработок литыми полосами (рисунок 2.5). Высокая несущая способность и хорошая изоляция между выработкой и выработанным пространством - главные преимущества этого способа [9, 16, 72, 74]. В настоящее время применение литых полос сдерживается отсутствием рациональных, недорогих конструкционных материалов для их возведения и, в ряде случаев, высокой стоимостью работ. Кроме того, область применения литых полос существенно ограничена прочными породами почвы. Решению этих, и ряда других проблем, связанных с применением литых полос посвящено много работ. Одной из проблем применения литых полос является большое время затвердевания литого материала, из-за чего сооружение, возводимое после прохода лавы, не успевает набрать необходимую прочность к моменту пригрузки его породами кровли [20, 23].

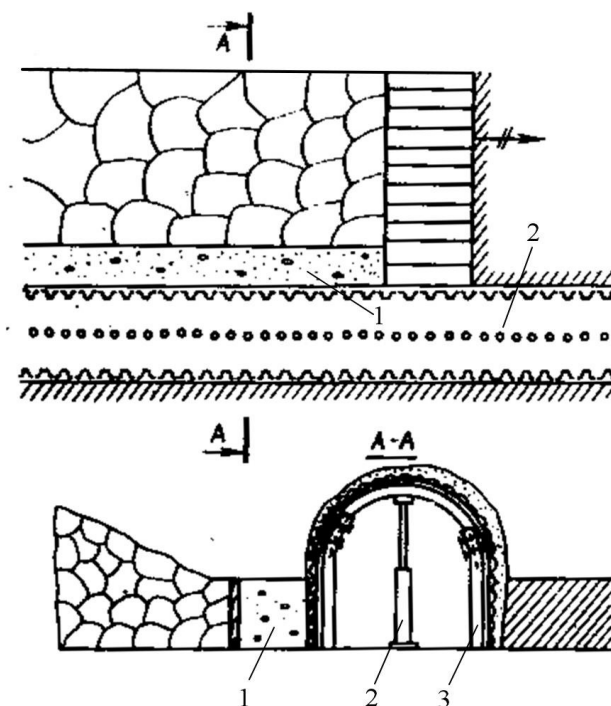


Рисунок 2.5 – Способ охраны повторно используемых подготовительных выработок литыми полосами из твердеющих материалов:

1 – литая полоса; 2 – крепь усиления; 3 – арочная крепь.

Одним из сдерживающих факторов для возведения литой полосы является продолжительность возведения опалубки в выработанном пространстве, которая по данным [67, 38] в некоторых случаях составляет 44-50 % всего времени работ по возведению литой полосы.

В работах [18, 64] рассмотрен буровзрывной способ возведения бутовой полосы как способ передового торпедирования для разупрочнения пород кровли [5, 7, 8]. Его сущность заключается в обрыве консоли кровли и создании полосы с предварительным распором вдоль выработки. Под оставшейся, после обрыва, частью консоли труднообрушаемой кровли формируют бутовую полосу со свойствами предварительного распора, для чего взрывают шпуры вначале в почве, а затем, с замедлением, – в кровле. Для повышения несущей способности в бутовую полосу нагнетают уплотняющий раствор. Данная технология была внедрена на шахте «Ворошиловградская № 1» Донецкого угольного бассейна и показала хорошие результаты [64].

В работе [70] рассмотрен способ охраны выработок путем формирования охранного целика из искусственных материалов, для чего в обрушенных породах за

левой размещают перфорированные трубы. В одну из таких труб нагнетают аэрозоль твердых частиц, в другую - аэрозоль воды с замедлителем схватывания связующего материала. Способ требует применения большого количества химикатов сложно контролируемого содержания.

Одним из сдерживающих факторов применения бутовой полосы вообще, является ее повышенная податливость, которая негативно влияет на состояние подготовительных выработок [84]. В работе [57] приведен вариант решения данной проблемы путем комплексного применения литой и бутовой полос.

В работе [15] авторами предложен способ возведения бутовой полосы пневмозакладочным комплексом с последующей подачей в краевые части полосы скрепляющего раствора под давлением. Упрочнение проводится не по всей ширине бутовой полосы, а только в ее краевой части.

В работе [82] рассмотрен способ возведения охранных сооружений посредством укладки породы в специальные бункеры-ящики и заполнением их связывающим веществом.

Способ передового торпедирования для разупрочнения пород кровли и снижения нагрузки на охраняемую выработку успешно применялся на шахтах «Таежная», «Интинская» и «Капитальная» при мощностях пласта 1,3 – 2,5 м, где в выработках установлена крепь АП-3, а в качестве крепи усиления применена органная крепь.

За пределами России способ передового торпедирования для разупрочнения пород кровли успешно применяют на шахтах Китая и ряда других стран. В работах [94, 96, 101-103, 108-113] показано, что кровля выработок, которые находятся рядом с выработанным пространством, сложена пакетом разнопрочных плит (согласно гипотезе Д. С. Ростовцева, рисунок 2.6).

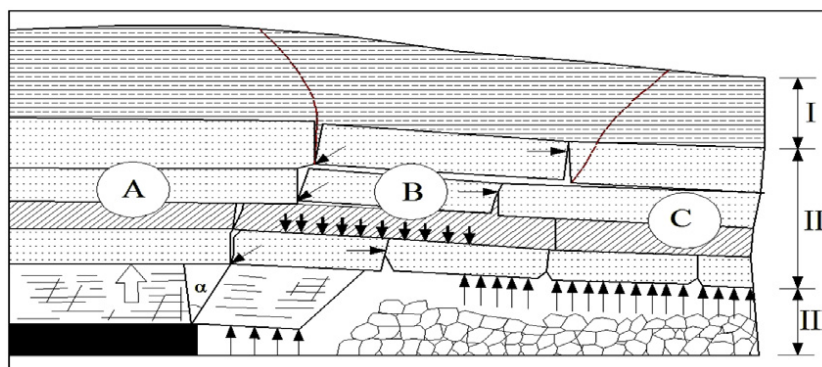


Рисунок 2.6 – Модель структуры кровли угольного пласта из разнопрочных плит.

Например, на шахте «Несаогу № 2» Китая при отработке пластов угля успешно применяют вариант системы разработки длинными столбами. Выработки повторно используются без оставления угольных целиков, что стало возможным благодаря передовому торпедированию для разупрочнения пород основной кровли.

В работах [117, 120, 123, 126-128] показано, что для кровель, сложенных пакетами прочных слоев, можно успешно применять анкерные крепи, которые обеспечивают поддержание необходимого контура и площади поперечного сечения подготовительной выработки. Для снижения интенсивности и величины смещений кровли выработок в зоне влияния очистных работ применяют методы разлома кровли, например, буровзрывными работами в кровле выработки впереди очистного забоя (рисунок 2.7).

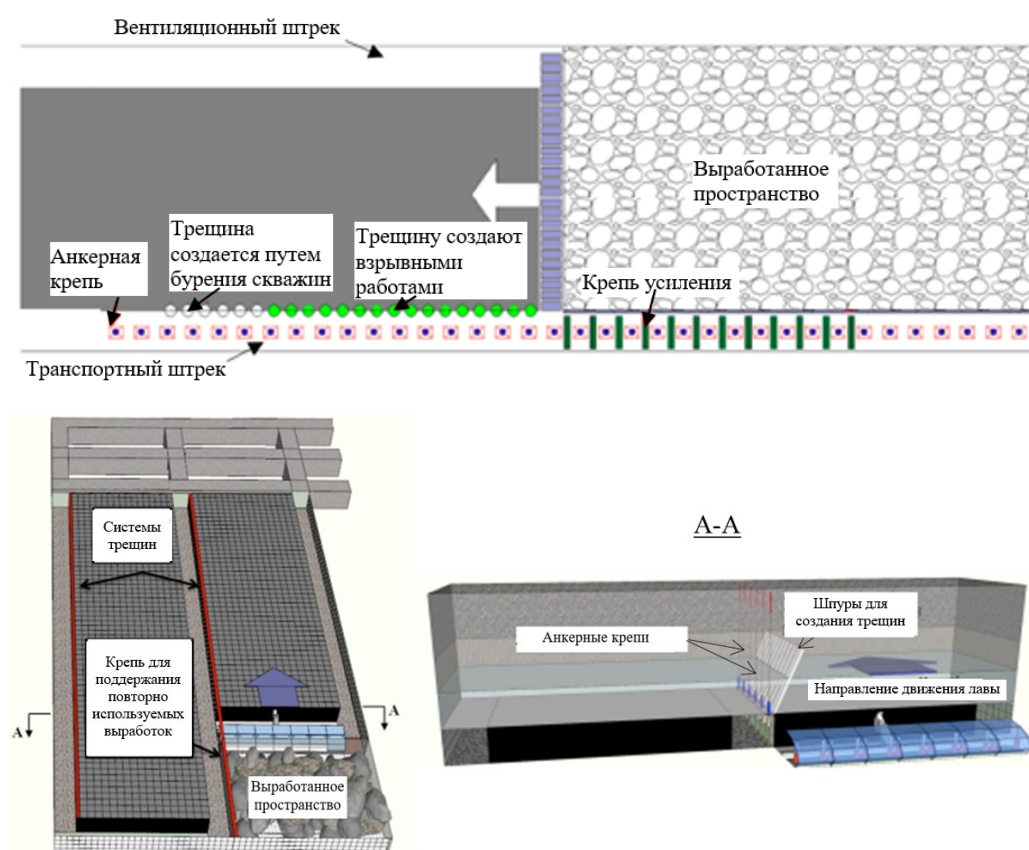


Рисунок 2.7 – Способ передового торпедирования для разупрочнения пород кровли на шахте Несаогу №2 (Китай). [120]

В работе [112] проанализирован опыт применения системы разработки с разупрочнением пород кровли на шахте «Ningtiaota» Китая. Целью разупрочнения является создание трещины в породах основной кровли для снижения давления со стороны пород кровли на штрек в зоне влияния опорного давления. При выемке угля

в лаве породы кровли над повторно используемыми подготовительными выработками легко разрушаются по направлению, заданному трещинами, созданными в результате буровзрывных работ. В результате разупрочнения породы кровли над штреком не будут висеть с образованием значительных консолей. В результате этого уменьшается горное давление, действующее на штрек, снижается интенсивность опорного давления, его максимум перемещается от краевой части вглубь массива. Наличие трещин в породах кровли снижает динамические проявления при обрушении пород кровли в выработанном пространстве и в окрестности повторно используемых подготовительных выработок. В результате вмещающие штрек породы будут испытывать меньшее воздействие растягивающих и изгибающих деформаций пород кровли (рисунок 2.8).

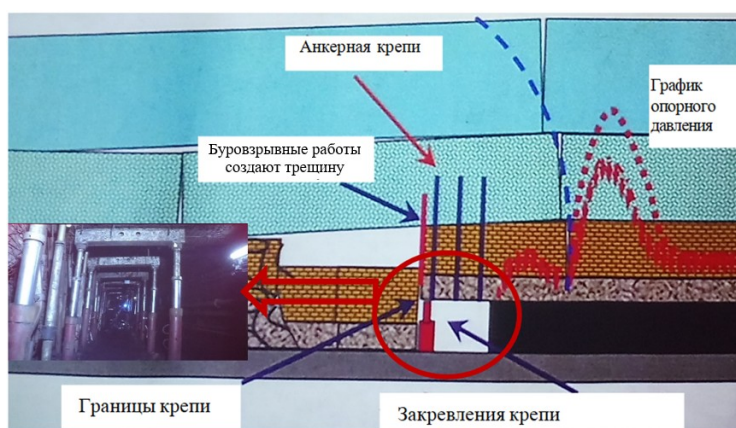


Рисунок 2.8 – Состояние повторно используемых штреков и распределение опорного давления после передового торпедирования для разупрочнения пород кровли.

Способы управления горным давлением, включающие принудительное обрушение пород кровли, обладают следующими достоинствами:

- уменьшаются эксплуатационные потери угля;
- снижается динамика опасных обрушения пород кровли;
- уменьшается нагрузка пород кровли на повторно используемые подготовительные выработки.

Подобно многим шахтам мира, на шахтах Вьетнама при отработке пологих пластов угля также применяют различные варианты системы разработки длинными столбами с межстолбовыми целиками угля, обеспечивающими устойчивость подготовительных выработок, предназначенных для повторного использования.

Практически все варианты характеризуются большими эксплуатационными потерями угля.

Поиск технологий, обеспечивающих снижение потерь угля в охранных целиках, является одной и наиболее важных задач при подземной разработке угольных месторождения.

В работе [78] представлены результаты практического применения на пласте «8» шахты «Тай Вангзань» угольной компании «Вангзань» и на пласте «G» шахты «Танлап» угольной компании «Халонг» варианта системы разработки без оставления межстолбового целика угля.

Пласт «G» в условиях шахты «Танлап» имеет мощность около 7 м, угол его падения 25-30°. Для отработки пласта применяется система разработки длинными столбами с разделением угольного пласта на слои, разрушением угольной подкровельной толщи и выпуском ее в призабойное пространство лавы нижнего слоя. Длина выемочного столба по простиранию около 300 м. Вентиляционный штрек проходят вприсечку к выработанному пространству буровзрывным способом. Поперечное сечение штрека в свету 7,9-8,5 м², крепление арочной крепью СВП-22. Наблюдения показали, что устойчивость вентиляционного штрека была обеспечена. В рассматриваемом случае было добыто около 9990 тонн угля из охранный целика выемочного столба № 7, что привело к снижению эксплуатационных потерь с 25% до 21%.

В работе [41] рассмотрена технология ведения работ без оставления целиков для условий пологих угольных пластов мощностью до 3,5м. Объект - выемочный столб № 1 пласта «7» в условиях шахты «Западный Вангзань» угольной компании «Вангзань». Вентиляционный штрек +228 проведен вприсечку к выработанному пространству поперечным сечением в свету 8,5 м² с металлической арочной крепью СВП-22. Полученные результаты показывают, что была обеспечена устойчивость вентиляционного штрека при уменьшении эксплуатационных потерь угля на 7%. Вместе с тем отмечены также высокие затраты на проходку выработки.

В работе [36] представлены результаты применения системы разработки с повторным использованием выработок, охраняемых без оставления целиков при отработке выемочных столбов на горизонтах +100/+160 и +160/+210 пласта «№7» южного района угольной компании «Зыонгкю». Горно-геологические условия работ

следующие: мощность пласта 2,53-7,29 м, угол падения 18-31°. Кровля пласта средней устойчивости. Почва пласта - устойчивая. Длина выемочного столба составляла 360 м, длина лавы 110 м, балансовые запасы угля 521640 т. Межстолбовой целик угля отрабатывался лавным комбайном на одной линии с очистным забоем. Для обеспечения проветривания концевой участка лавы вприсечку к выработанному пространству проходила вспомогательная выработка. Результаты показывают, что при этом способе возможно дополнительное извлечение более 27200 т. угля из охранного целика. Эксплуатационные потери угля снижены с 24,2% до 19%.

Рассмотрение применяемых способов, связанных с охраной и поддержанием подготовительных выработок показало (рисунок 2.9), что рассмотренные решения не гарантируют выполнения требований уменьшения потерь угля и снижения себестоимости добычи угля, а в ряде случаев увеличивают трудоемкость работ [77].

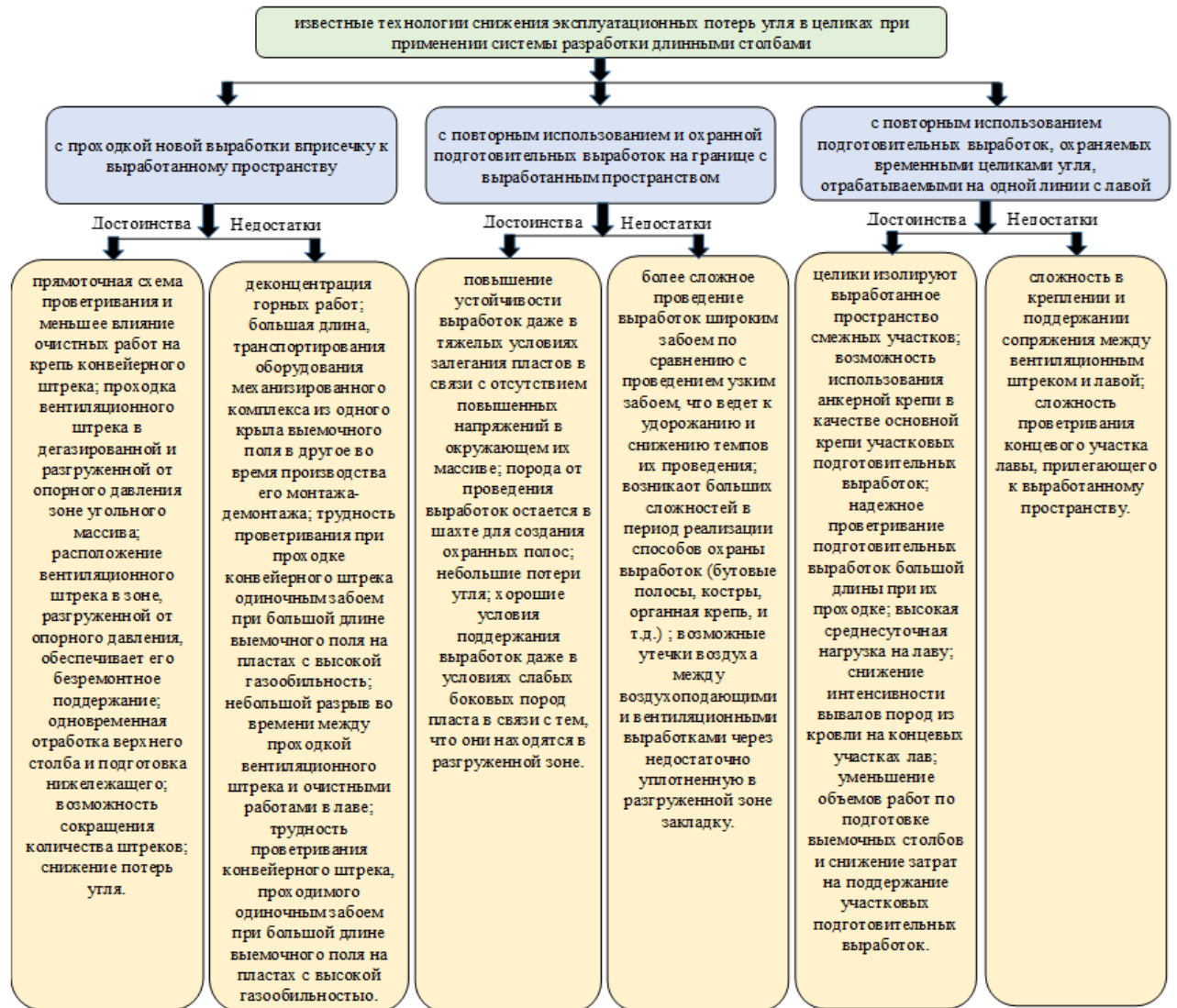


Рисунок 2.9 – Оценка достоинств и недостатков известных технологий [12, 22, 29, 71]

Объективные предпосылки для исключения недостатков известных технологий (рисунок 2.9) создаются при использовании ресурсосберегающих технологий, при которых целики в выработанном пространстве не оставляют.

На современное состояние и перспективы совершенствования технологий отработки пластовых месторождений, обеспечивающих существенное снижение потерь полезных ископаемых и создание геомеханических условий для эффективного применения анкерных крепей в качестве основной крепи повторно используемых выработок, оказывают результаты исследований [24-29, 59], выполняемых под руководством проф. В.П. Зубова на кафедре РМПИ Санкт-Петербургского горного университета в рамках научной школы Разработка месторождений твердых полезных ископаемых. Сущность разрабатываемых технологий (рисунок 2.10) заключается в обеспечении устойчивости повторно используемой выработки 3(1) путем оставления между выработкой и выработанным пространством целика угля шириной Z . В дальнейшем этот целик отрабатывают на одной линии с очистным забоем. На рисунке 2.10: ABCD - столб в стадии подготовки; BEFC - столб в стадии отработки, l_1 и l_2 - длины лав.

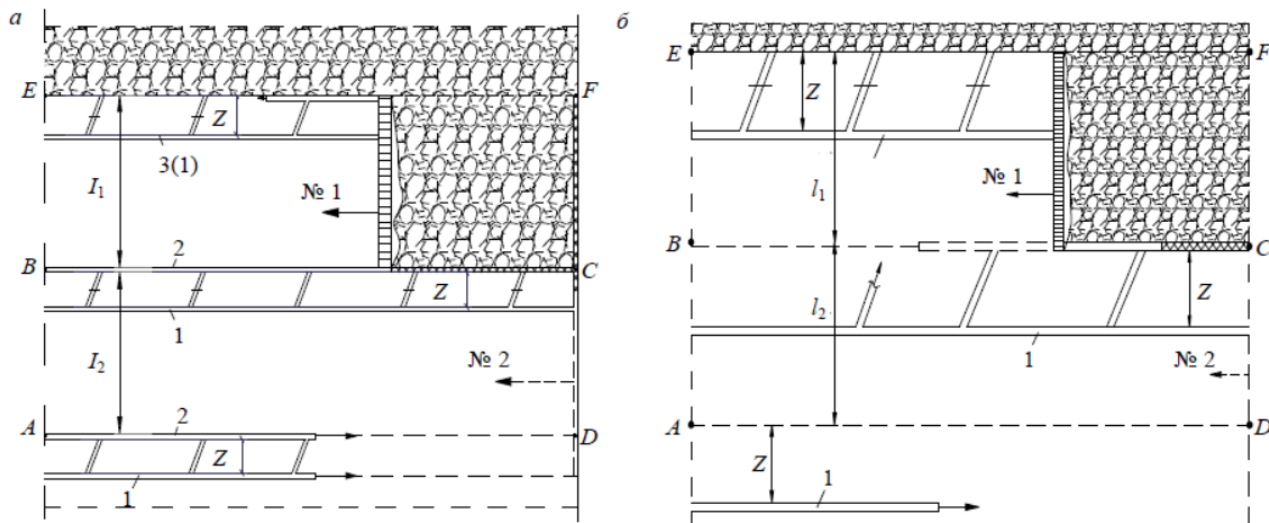


Рисунок 2.10 – Способ охраны повторно используемых подготовительных выработок временными целиками [24-29, 59]

К числу основных задач при внедрении рассматриваемых технологий (рисунок 2.10) относятся: обоснование надежных схем проветривания участка лавы, расположенного между вентиляционным штреком 3(1) и выработанным пространством, и определение рациональной ширины целика Z . Решение этой задачи

существенно осложняется при отработке угольных пластов, в кровле которых залегают труднообрушающиеся породы и при креплении повторно используемых подготовительных выработок анкерной крепью [55].

2.4. Выводы по главе 2

1. На шахтах угледобывающих стран (Китай, Россия, Австралия, Вьетнам и др.) наиболее широко применяют вариант системы разработки длинными столбами, при котором подготовку выемочных столбов производят сдвоенными штреками, а межстолбовые целики оставляют в выработанном пространстве. При данном варианте повысить устойчивость повторно используемых участков подготовительных выработок реально возможно только при увеличении ширины межстолбового целика. С увеличением глубины работ потери угля в целиках возрастают.

2. Известные бесцеликовые системы разработки длинными столбами используют, в основном, в следующие двух вариантах: с проходкой вентиляционного штрека вприсечку к краевой части угольного массива; с повторным использованием подготовительных выработок, охраняемых на границе с выработанным пространством искусственными сооружениями (кострами, литыми полосами, органной крепью, бутовыми полосами, крепями усиления и др.). Недостатками данных вариантов, существенно ограничивающими область их использования, являются: значительная трудоемкость, повышенные издержки производства, пространственная деконцентрация горных работ, повышенные требования к надежности организации работ.

3. При отработке пластов с труднообрушающимися породами кровли для снижения нагрузки на крепь повторно используемых выработок и повышения их устойчивости в ряде случаев успешно использован (Россия, Китай) способ разупрочнения пород кровли с использованием буровзрывных работ или гидроразрыва. Вместе с тем данный способ не получил широкого распространения из-за следующих недостатков: повышенная трудоемкость, большой расход ВВ, низкая надежность, трудность реализации в период отработки выемочного столба.

4. К числу эффективных способов охраны повторно используемых участков подготовительных выработок, охраняемых на границе с выработанным

пространством, относится способ охраны выработок литыми полосами из быстротвердеющих материалов. Данный способ использовался с положительным эффектом на шахтах Германии и Польши. В настоящее время применение литых полос сдерживается отсутствием недорогих материалов для их возведения и, в ряде случаев, высокой стоимостью работ. Существенным недостатком литых полос является также большое время затвердевания литого материала.

Объективные условия для снижения эксплуатационных потерь угля и затрат на проведение и поддержание участковых подготовительных выработок в условиях шахты «Хечам» создаются при использовании разрабатываемых в Санкт-Петербургском горном университете вариантов системы разработки длинными столбами, включающих оставление между повторно используемой подготовительной выработкой и выработанным пространством целика угля и последующую отработку этого целика на одной линии с очистным забоем смежного участка. К числу основных задач при отработке пластов с труднообрушающимися породами кровли и креплении участковых подготовительных выработок анкерной крепью относятся определение рациональных параметров данного способа, обеспечивающих минимизацию затрат на поддержание подготовительных выработок и надежность схемы проветривания конечного участка лавы, прилегающего к выработанному пространству.

ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ КРАЕВОЙ ЗОНЫ ПЛАСТА, В КРОВЛЕ КОТОРОГО ЗАЛЕГАЮТ ТРУДНООБРУШАЮЩИЕСЯ ПОРОДЫ

Основные задачи исследований:

- установить основные параметры напряженно-деформированного состояния краевой части массива угля, прилегающей к выработанному пространству, на различных стадиях деформирования труднообрушающихся пород кровли;
- исследовать влияние величины вылета консоли труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве на напряженно-деформированное состояние краевой части угольного массива;
- исследовать влияние места расположения выработок относительно трещины разлома, возникающей в труднообрушающихся породах кровли, на напряженно-деформированное состояние краевой части угольного массива;
- установить качественные и количественные зависимости объемов ремонтных работ в повторно используемых выработках от ширины межстолбового целика при отработке пластов, в кровле которых залегают труднообрушающиеся породы.

Для решения указанных задач применён комплексный метод исследований, включающий физическое и численное моделирование напряжённо-деформированного состояния пород над краевой частью угольного массива; шахтные исследования влияния горнотехнических факторов на объемы ремонтных работ в повторно используемых участковых подготовительных выработках.

3.1. Результаты физического и численного моделирования напряжённо-деформированного состояния пород над краевой частью угольного массива

3.1.1. Результаты лабораторных исследований на моделях из эквивалентных материалов.

3.1.1.1. Методика исследования

Схема физического моделирования и методы лабораторных исследований.

Моделирование любого физического явления основано на теории подобия [10, 45]. Понимание процессов смещения и обрушения пород, слагающих основную кровлю, может помочь определить источник воздействия на защиту и устойчивость

подготовительных повторно используемых выработок, которые защищены целиками угля [98, 118].

Цель создания физической модели: воспроизводство условий формирования и распределения напряжений для их изучения в тонком поперечном разрезе углевмещающей толщи. Следовательно, физическая модель разработана как модель, отображающая формирование плоского напряженного состояния. Силовая схема модели и ее реальная компоновка показаны на рисунке 3.1. Граничные условия модели следующие: смещения ограничены на левой и правой границах моделируемого пространства, а также снизу на нижней его границе; напряжения в модели формирует пригрузка, прикладываемая к верхней границе модели регулируемым пневмоцилиндром.

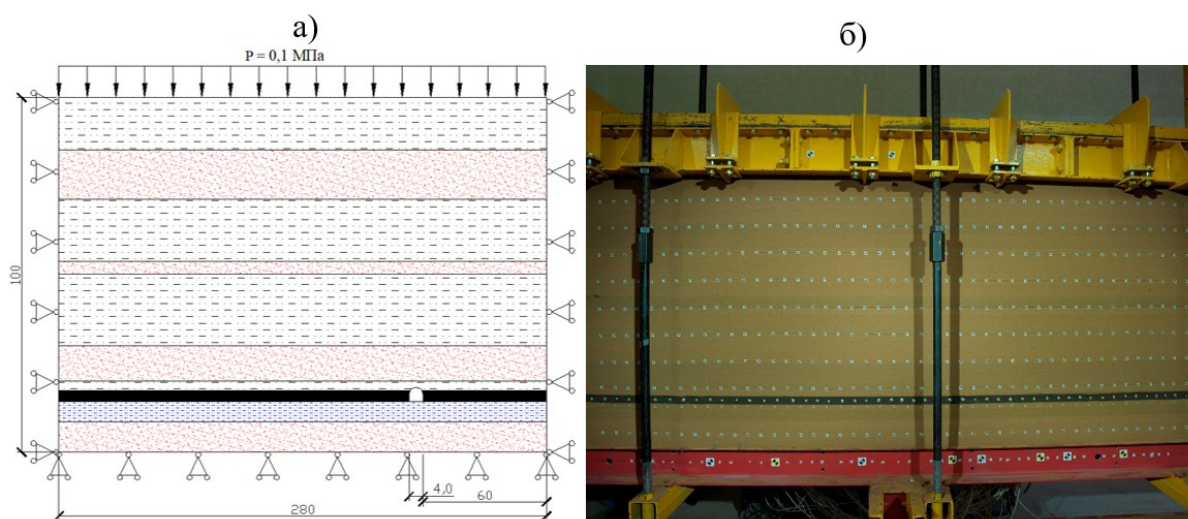


Рисунок 3.1 – Схема эксперимента и физическая модель.

а – схема эксперимента; б – вид физической модели.

Горно-геологические условия района исследований.

Угольный пласт «11» шахты «Хечам» в угольном месторождении провинции Куангнинь во Вьетнаме избран в качестве объекта исследований. Исходные данные для разработки схемы исследования учитывают, что для отработки указанного пласта используется система разработки длинными столбами. Средняя мощность и глубина залегания угольного пласта «11» составляют 3,0 м и 400 м, соответственно; угол падения пласта 9° . На рисунке 3.2 показана структурная колонка по пласту «11», из которой видно, что в кровле залегают алевролит и песчаник, а породы почвы пласта «11» сложены аргиллитом и песчаниками. [105]

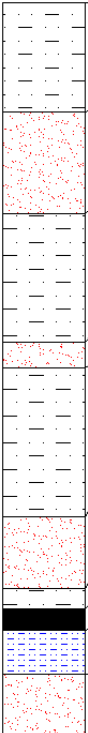
	Алевролиты: мощность до 15,0 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 50,6$ МПа; сцепление $C = 14,7$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 33^\circ$; объёмный вес $\gamma = 2,63$ т/м ³ ; $H = 316$ м.
	Песчаники плотные мелкозернистые: мощность до 14,0 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 83,2$ МПа; сцепление $C = 37$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 34^\circ$; объёмный вес $\gamma = 2,65$ т/м ³ ; $H = 331$ м.
	Алевролиты плотные мелкозернистые с прослоями песчаников: мощность до 18,0 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 50,6$ МПа; сцепление $C = 14,7$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 33^\circ$; объёмный вес $\gamma = 2,63$ т/м ³ ; $H = 345$ м.
	Песчаники плотные мелкозернистые: мощность до 4,0 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 83,2$ МПа; сцепление $C = 37$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 34^\circ$; объёмный вес $\gamma = 2,65$ т/м ³ ; $H = 363$ м.
	Алевролиты: мощность до 20,0 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 50,6$ МПа; сцепление $C = 14,7$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 33^\circ$; объёмный вес $\gamma = 2,63$ т/м ³ ; $H = 367$ м.
	Песчаники плотные мелкозернистые: мощность - 10 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 83,2$ МПа; сцепление $C = 37$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 34^\circ$; объёмный вес $\gamma = 2,65$ т/м ³ ; $H = 387$ м.
	Алевролиты с развитой трещиноватостью: мощность до 3,0 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 50,6$ МПа; сцепление $C = 14,7$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 33^\circ$; объёмный вес $\gamma = 2,63$ т/м ³ ; $H = 397$ м.
	Пласт угольный: мощность средняя 3,0 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 14,5$ МПа; сцепление $C = 6,3$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 31^\circ$; объёмный вес $\gamma = 1,45$ т/м ³ ; $H = 400$ м.
	Аргиллит слабый: мощность до 6,0 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 16,5$ МПа; сцепление $C = 6,3$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 31^\circ$; объёмный вес $\gamma = 2,51$ т/м ³ ; $H = 406$ м.
	Песчаники плотные мелкозернистые: мощность до 8 м; прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 83,2$ МПа; сцепление $C = 37$ МПа; угол внутреннего трения $\varphi = 34^\circ$; объёмный вес $\gamma = 2,65$ т/м ³ ; $H = 414$ м.

Рисунок 3.2 – Стратиграфическая колонка и физико-механические свойства слоев горных пород в районе исследования.

Создание физической модели и подбор эквивалентных материалов.

Физический эксперимент проводился на универсальной физической модели в специализированной лаборатории Санкт-Петербургского горного университета. Как показано на рисунке 3.1, система физического моделирования включает подсистему управления нагрузкой с пневмоцилиндром, силовую раму высокой жесткости и две системы мониторинга. Геометрические размеры физической модели составляют 2,8 м в длину, 0,2 м в ширину и 1,0 м в высоту. Компоновка слоев моделируемых горных пород выполнена с соблюдением структурного геологического и технического подобия, причем в слоях пород в модели были созданы условия для протекания процессов механического деформирования и разрушения, подобных наблюдаемым в выработках шахты «Хечам» при добыче угля. Моделируемый целик модели имеет ширину 48 см. Согласно теории подобия [45, 83], геометрия, плотность и прочность пород зависят от определенного отношения, выраженного уравнением (3.1).

Параметры геометрического и силового подобия определены в следующем виде: коэффициент геометрического подобия между прототипом и моделью (C_L), коэффициент Пуассона (C_μ), плотность (C_ρ) и прочность на одноосное сжатие (C_σ)

определены величинами 100, 1,0, 1,5 и 130, соответственно, как показано в системе выражений (3.1).

$$\left\{ \begin{array}{l} C_L = L_m / L_p = 1/100 \\ C_\mu = \mu_m / \mu_p = 1 \\ C_\rho = \rho_m / \rho_p = 1/1.5 \\ C_\sigma = \sigma_m / \sigma_p = 1/130 \end{array} \right. , \quad (3.1)$$

где L_p , μ_p , ρ_p , и σ_p представляют геометрический размер, коэффициент Пуассона, плотность и прочность на одноосное сжатие слоев горных пород прототипа (пласт «11», шахта «Хечам» в районе исследования);

L_m , μ_m , ρ_m , и σ_m представляют размер, коэффициент Пуассона, плотность и прочность на одноосное сжатие слоев горных пород в модели.

Материал каждого слоя формировался смешиванием песка, полиэтиленполиамина ПЭПА и смолы ДЭГ-1 в различных пропорциях, порошок миканита использовался для моделирования расслоения. С коэффициентом подобия 1:100 соотношение материалов смеси, соответствующее физико-механическим свойствам слоев горных пород на исследуемом месторождении, было выполнено по утвержденной методике Санкт-Петербургского горного университета [32, 33]. В моделируемый угольный пласт подмешан черный красящий материал для улучшения его идентификации при фотофиксации. Также, для повышения надежности фотофиксации смещений и деформаций слоев горных пород в модели в теле слоев были установлены ряды меток (маркеры) с расстоянием между отметками в рядах 5 см, интервалом между рядами 10 см. На рисунке 3.3 показаны примеры механических испытания образцов в лаборатории моделирования. В таблице 3.1 представлены механические и физические параметры материалов, использованных при изготовлении модели.



Рисунок 3.3 – Механические испытания образцов материалов.

Таблица 3.1 – Характеристики эквивалентных материалов, использованных в физической модели.

Горная порода	Прочность на растяжение (МПа)	Сцепление (МПа)	Угол внутреннего трения (град.)	Прочность на одноосное сжатие (МПа)		Объемный вес (кг/м ³)	
				Прототип	Модель	Прототип	Модель
Песчаник	1,6	3,2	34	83,2	0,64	2780	1853
Алевролит	0,9	2,1	30	50,6	0,39	2550	1700
Аргиллит	1,2	1,8	26	16,5	0,21	2250	1500
Уголь	0,4	1,5	19	14,5	0,21	1450	967

Модель изготовлена следующим образом: снизу вверх проводилась выкладка слоев из разномодульных эквивалентных материалов. Для создания каждого слоя были выполнены повторяющиеся операции согласно схеме организации работ на рисунке 3.4 [34, 35, 37, 43, 106]:

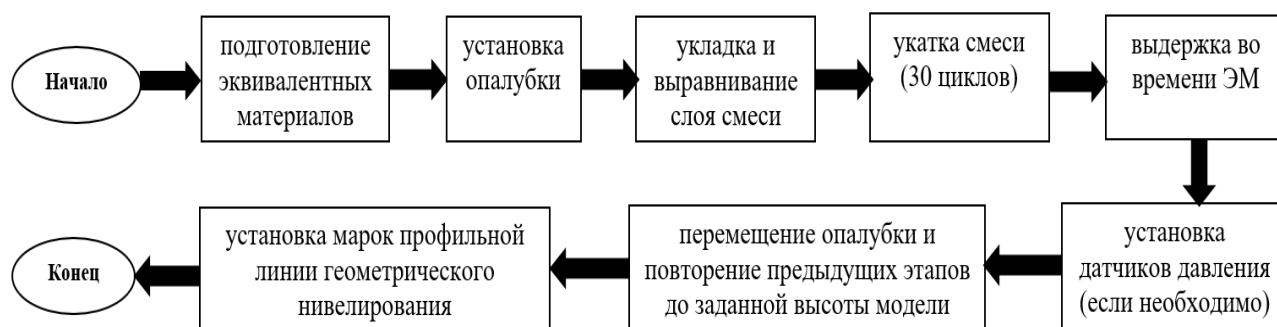


Рисунок 3.4 – Блок-схема методики изготовления модели из эквивалентных материалов.

Принципиальная схема силового взаимодействия, которая релизована в физической модели, показана на рисунке 3.5.

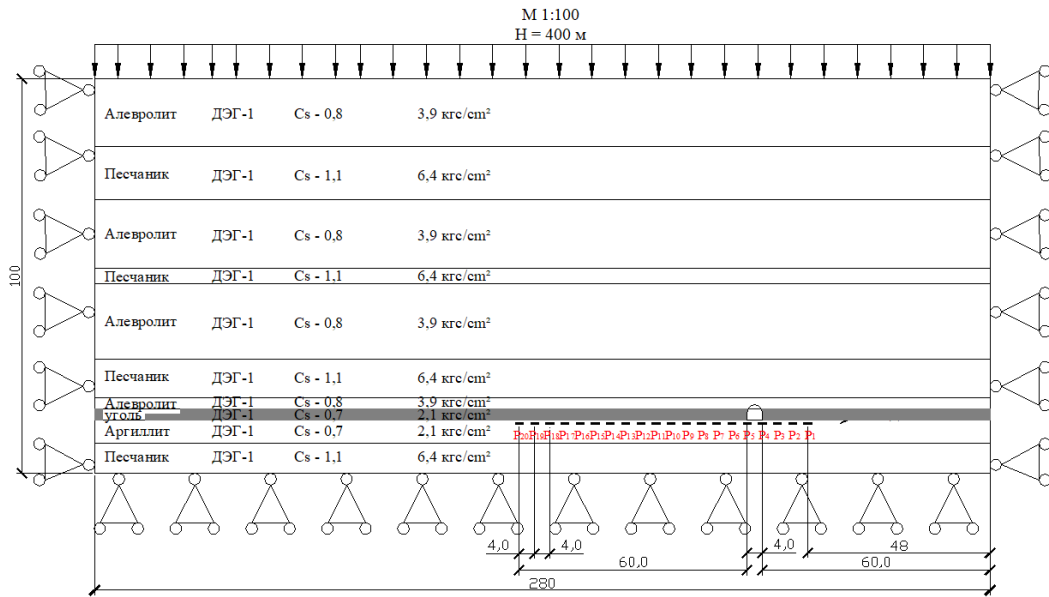


Рисунок 3.5 – Схема силового взаимодействия в физической модели.

В соответствии с реальной внешней статической нагрузкой, величина пригрузки «q» создается на верхней границе плоской модели. Величина пригрузки, которую создает пневмоцилиндр, была определена по формуле 3.2:

$$q = \frac{(H-H_1) \times \gamma_m}{\alpha_e}, \quad (3.2)$$

где H - глубина залегания угольного пласта, $H = 400$ м;

H_1 – расстояние от угольного пласта до верхней границы модели, $H_1 = 84$ м;

γ_m - средний объемный вес пород, $\gamma_m = 0,025$ т/м³;

α_e - линейный масштаб модели, $\alpha_e = 100$.

В намеченных точках модели необходимо определить статическое напряжение, чтобы изучить закономерность перераспределения напряжений, соответствующую разной ширине целика угля. Для этого непосредственно в слоях материала модели было установлено двадцать датчиков давления МГД-3. Частотный диапазон датчика от 0 до 5 кГц. В зоне расположения выработки и целика угля ниже угольного пласта установлено двадцать датчиков давления МГД-3. Расстояние от крайнего датчика до правого края модели составляет 48 см, что соответствует расстоянию 48 м в натуре. Шаг установки датчиков равен 4 см, что соответствует 4 м в натуре. Схема расположения датчиков для определения напряжений в зоне нагружения целика угля показано в соответствии с рисунком 3.6.

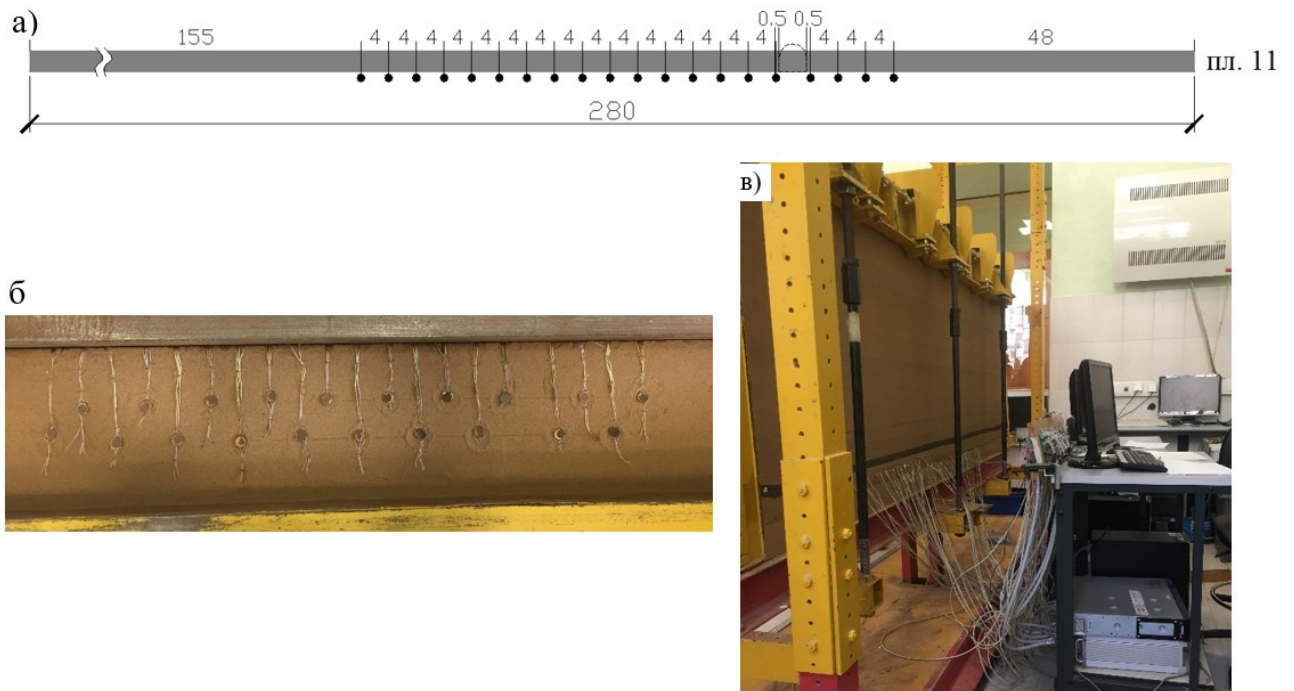


Рисунок 3.6 – Схема расположения датчиков в модели для определения напряжений:
 а - экспериментальная схема; б - экспериментальная модель; в - подключение датчиков к компьютеру для обработки показаний.

Методика, принятая в Санкт-Петербургском горном университете [30-34, 37, 43], использована для тарировки датчиков давления МГД-3 и обработки их показаний. Программное обеспечение типа «ACTest Pro» (рисунок 3.7), принятое в этой системе, пригодно для обработки сигналов всех типов и позволяет контролировать ход эксперимента в реальном времени. Данное программное обеспечение позволяет: (1) - отображать на экране компьютера необработанные сигналы от датчика любого типа, подключенного к любому модулю и по всем исследуемым каналам; (2) - производить математическую обработку сигнала как в реальном времени, так и после завершения эксперимента; (3) - обработать данные, полученные в ходе эксперимента, сравнить их с данными других экспериментов, экспортировать гистограмму в виде изображения и данных в виде электронной таблицы.

Процесс физического моделирования.

Весь процесс моделирования состоит из шести этапов: (1) - Подготовка инструментов моделирования, включая: силовая рама высокой жесткости, физические материалы, автоматический смесительный бак, электронные весы, две системы мониторинга, мониторы и другие измерительные устройства. (2) - Подбор состава эквивалентных материалов и закатка моделей из этих эквивалентных материалов (слои породы выкладывают снизу вверх по очереди), с разделением каждого слоя плоскостями скольжения, для чего использован порошок миканита. (3) - Вертикальная нагрузка с шагом приращения 0,1 МПа создавалась пневмоцилиндром и прикладывалась к верхней раме для моделирования глубины горных работ, с ограничением горизонтальных деформаций с двух боков рамы, на которую опиралась физическая модель, то есть модель снизу также была жестко ограничена, причем она сохраняла свободное состояние спереди и сзади. (4) - В модели угольного целика была создана полость, имитирующая повторно используемую выработку, первоначально расположенную в угольном целике на расстоянии 60 см (60 метров природы) от правого края модели. (5) - Последовательная отработка угольного пласта на модели в направлении от левой стороны модели до границы целика угля для моделирования пригружающего эффекта труднообрушаемой основной кровли на угольный целик и повторно используемую выработку. На каждом этапе шаг перемещения очистного забоя составлял 50 мм.

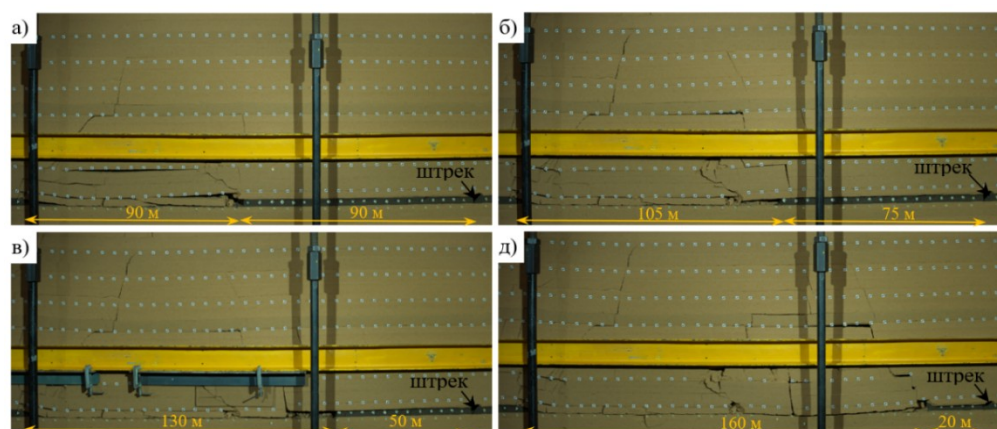


Рисунок 3.9 – Процесс обрушения вышележащих слоев кровли при различной ширине угольного целика (здесь 1 см модели = 1 м природы):

- а) ширина целика 90 см; б) ширина целика 75 см; в) ширина целика 50 см;
д) ширина целика 20 см

Во время лабораторного эксперимента две системы мониторинга должны обеспечить непрерывную фиксацию параметров состояния модели во все время отработки модели для их последующего анализа. Основные этапы последовательности отработки модели показаны на рисунке 3.9.

3.1.1.2. Результаты исследования основных параметров напряженно-деформированного состояния краевой части угольного массива, прилегающего к выработанному пространству

Влияние смещений основной кровли на устойчивость штрека. На рисунке 3.10 показано формирование консольной балки и обрушение жесткой основной кровли над краевой частью целика угля, прилегающего к выработанному пространству.

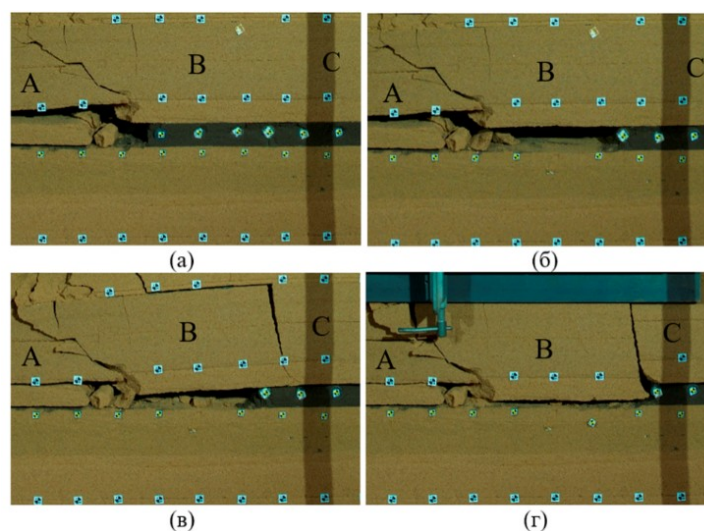


Рисунок 3.10 – Процессы смещения и разрушения жесткой основной кровли:

а - начальный этап; б - формирование консоли с изгибом слоя кровли;

в - разлом консоли; г - обрушение консоли.

На первом этапе (рисунки 3.10а, 3.10б) консоль основной кровли постепенно формируется в процессе уменьшения опорной поверхности целика. При мере уменьшения ширины целика, длина консоли зависающей основной кровли постепенно увеличивается, после чего консоль переходит в состояние изгиба, разрушения и окончательного обрушения в выработанном пространстве. Как видно из рисунка 3.10, блоки «А», «В» и «С» взаимодействуют друг с другом, влияя на состояние целика угля и устойчивость выработки. В период разрушения кровли, блок породы «В» над угольным целиком начинает вращаться и оседать. Поворот и оседание блока,

выделившегося из консоли, оказывают существенное осложняющее влияние на устойчивость охранного целика. Положение излома блока «В» и скорость его поворота определяются шириной целика. Результаты измерений при моделировании были аппроксимированы величинами, которые, согласно теории предельного равновесия, соответствуют шагу обрушения блока «В» основной кровли с геометрическими размерами, полученными из натуре. По натурным измерениям периодическое обрушение основной кровли составляет 25 м.

Закономерность деформирования контура подготовительной выработки при различной ширине охранного целика показана на рисунке 3.11. Величины смещений в обоих боках выработки больше, чем величины смещения кровли. Влияние ширины охранного целика на устойчивость штрека совершенно очевидно. При ширине целика угля более 60 м (рисунок 3.11а), штрек относительно устойчив и не показывает признаков деформации. После уменьшения целика до 40-45 м появляется горизонтальная трещина расслоения в кровле штрека (рисунок 3.11б), а слева со стороны угольного целика наблюдается небольшой отжим в боку, хотя в целом штрек остается устойчивым. При ширине угольного целика 35 м, в кровле выработки возникают две параллельные трещины (рисунок 3.11в и 3.11г). В это же время оба бока штрека испытывают сильный отжим, что влияет на полезную площадь сечения штрека. Штрек сильно деформирован и относительно неустойчив. После уменьшения ширины угольного целика до 25 м начинается опускание пород кровли штрека, как показано на рисунке 3.11д. Оба бока штрека продолжают сильно разрушаться. При ширине угольного целика 20м штрек почти полностью деформирован (рисунок 3.11е), его эксплуатация становится невозможной.

Таким образом, наблюдаемые результаты моделирования показывают, что жесткая основная кровли с большой длиной консоли оказывает серьезное влияние на устойчивость повторно используемой подготовительной выработки, охраняемой угольным целиком. Следовательно, ширина угольного целика играет ключевую роль в обеспечении устойчивости штрека. Установленная на исследовательской модели необходимая ширина охранного угольного целика составляет не менее 40 м.

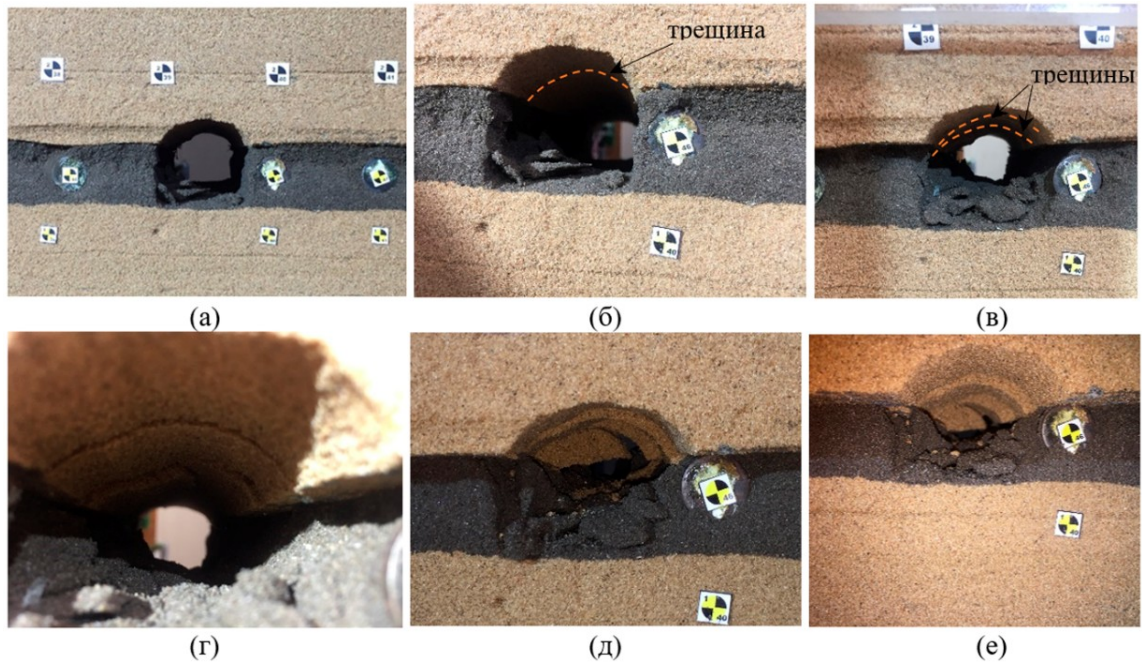


Рисунок 3.11 – Деформации контура сечения выработки при различной ширине охранного целика.

Анализ перераспределения напряжений в целике угля. Ширина целиков угля в этой исследовательской задаче составляла от 20 м до 60 м. Напряжения в целике, полученные для указанных значений ширины целика, показаны в соответствии с рисунком 3.12.

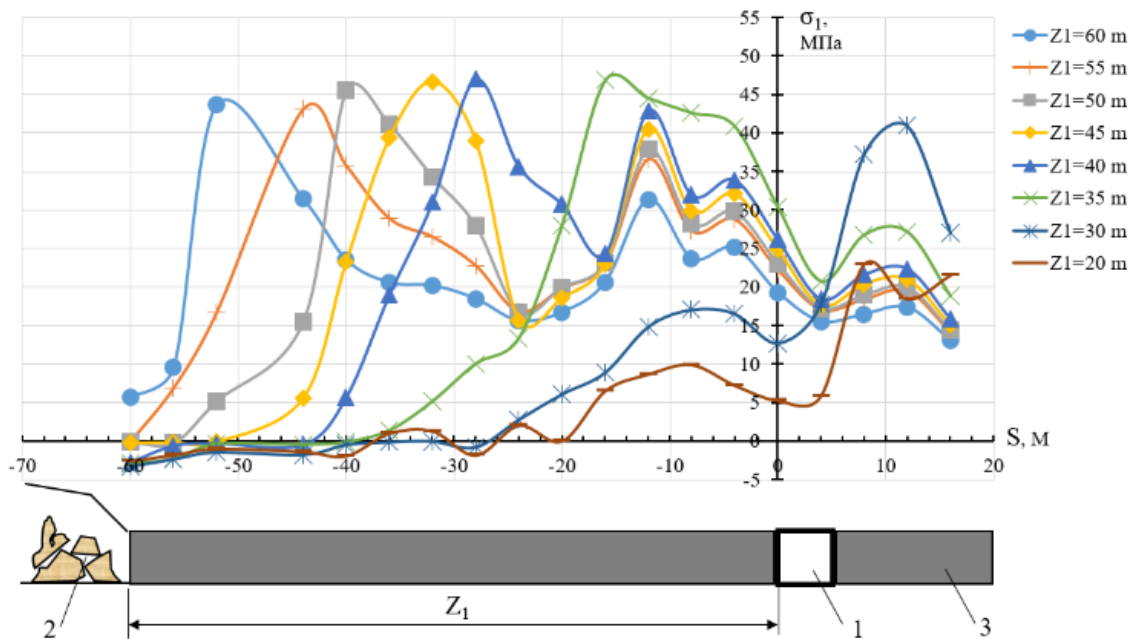


Рисунок 3.12 – Перераспределение напряжений в краевой зоне пласта при изменении ширины целика Z_1 в условиях пласта «11» на шахте «Хечам»: 1 – повторно используемая выработка; 2 – выработанное пространство; 3 – пласт угля.

Как видно на рисунке 3.11е при ширине 20 м целик угля полностью разрушен, утратил несущую способность и не может обеспечивать устойчивость штрека,. Концентрация напряжений в это время на целике очень мала и не превышает значение первичного напряжения 10,0 МПа, тогда как в близко расположенном угольном массиве она составляет 22,7 МПа. Максимальные значения вертикальных напряжений в угольном массиве заметно больше, чем в целике угля. При увеличении ширины целика до 30 м, в нём происходят многочисленные необратимые деформации, в результате чего целик переходит в состояние, подобное пластичному. Величины максимальных напряжений на угольном целике при этом постепенно возрастают с 10,0 МПа до 18,5 МПа, что всё же ниже, чем напряжения 41,2 МПа в угольном массиве (рисунок 3.12). Налицо формирование связной механической структуры в породах кровли. При увеличении ширины целика угля до 35 м вертикальные напряжения в нем резко возрастают, превышая напряжения в угольном массиве. Это показывает, что давление от слоев породы кровли передается на угольный целик. В это же время проявляются существенные деформации штрека, который находится в зоне влияния действующих высоких напряжений от несущего нагрузку сформировавшегося ядра целика. Ширине защитного целика 40 м соответствует устойчивое состояние целика, в средней части которого существует упругая зона шириной около 14 м. Очевидно, в охранном целике сформировалась устойчивая упругая конструкция накопителя энергии, способная воспринимать значительные напряжения и передавать упругую энергию деформирования стенкам охраняемой выработки. На диаграмме распределения вертикальных напряжений виден двойной пик в плоскости контакта кровли с угольным целиком. Когда ширина целика угля составляет 50 м или 60 м, упругая зона в нем становится еще больше. Результаты моделирования отчетливо доказывают зависимость характера и величин смещений и разрушений налегающих пород от ширины охранного целика угля. Существование упругой жесткой области в целике повышает в целом устойчивость охранного целика, ограничивая деформации основной кровли. Следовательно, увеличение ширины целика угля может ограничить опускания пород основной кровли без раздавливания такого целика, в результате чего будет обеспечена устойчивость охраняемой повторно эксплуатируемой выработки.

На основании анализа результатов лабораторного исследования предложено для охраны повторно эксплуатируемой выработки оставлять целик угля шириной не менее 40 м. Это позволит обеспечить устойчивое состояние подготовительной выработки при одновременном снижении экономических потерь на ее перекрепление для повторной эксплуатации, предотвратить возникновение несчастных случаев на производстве.

Результаты исследования влияния величины вылета консоли труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве на напряженно-деформированное состояние краевой части массива.

Эксперимент на физической модели (рисунок 3.13) позволил исследовать процесс формирования консольной балки, деформирования и разрушения труднообрушающейся основной кровли над краевой частью целика угля, прилегающего к выработанному пространству.

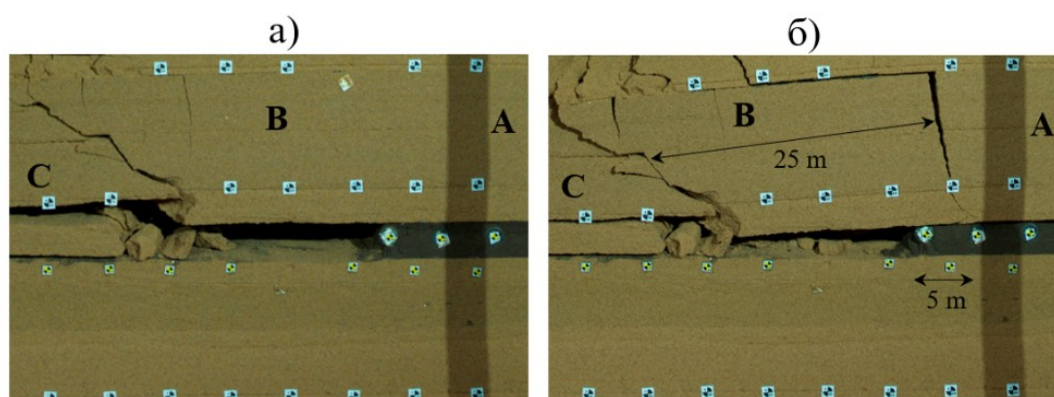


Рисунок 3.13 – Процесс смещения и разрушения жесткой основной кровли:
а - формирование консоли и изгиб кровли; б - обрушение консоли.

Результаты моделирования показывают, что величина шага обрушения основной кровли составляет 25 м, а в зоне шириной 2-5 м у границы выработанного пространства образуются трещины разлома в основной кровле.

Данные о распределении напряжений в краевой части массива угля, представлены на рисунке 3.14.

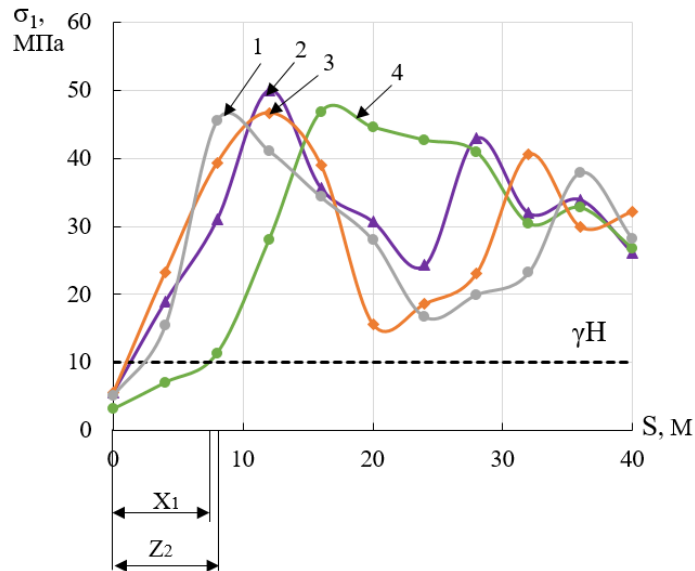


Рисунок 3.14 – Действующие напряжения в краевой зоне массива угля:
 1, 2, 3 – при вылете консоли кровли 10, 15, и 20 м, соответственно; 4 - после обрушения консоли основной кровли.

На рисунке 3.14 показано, что при отработке пласта «11» при зависаниях основной кровли в форме консолей различной длины максимальные напряжения формируются в краевой части угольного пласта на расстоянии 6-11 м от границы выработанного пространства. Например, при длине консоли 10 м пик напряжения достигает максимума (45,5 МПа) на расстоянии 8 м от границы выработанного пространства. Когда консоль составляет 15 м или 20 м, максимальные напряжения увеличивается до 48,8 МПа на расстоянии от выработанного пространства 11 м. Очевидно, что в большинстве случаев зона высоких напряжений распределяется в краевой части массива угля, непосредственно прилегающей к границе выработанного пространства. Однако после обрушения зависшей консоли, пик напряжения перемещается глубоко в угольный массив на удаление 20 м от границы с выработанным пространством. В тоже время на расстоянии 10 м от краевой части напряжения снижаются до уровней ниже начальных значений. То есть происходит разгрузка опоры в этом месте [47, 129].

Результаты исследования влияния места расположения выработки относительно трещины разлома, возникающей в труднообрушающихся породах кровли, на напряженно-деформированное состояние вмещающих пород.

Все известные исследования [124, 126] утверждают, что в установившемся режиме обрушение кровли является циклическим, как это показано на рисунке 3.15. В общем случае, зависание консоли основной кровли с опорой на краевую часть массива угля формируется в зависимости от ряда факторов: жесткость слоя основной кровли, угол падения пласта, мощность пласта и непосредственной кровли и т. д. Исследования, проведенные институтом ВНИМИ, показали, что напряженно-деформированное состояние вмещающих пород при данной системе будет проходить пять основных этапов с формированием пяти зон, как это показано на рисунке 3.15 [125]. Этап I - формирование зоны I начальных напряжений, где напряжения и деформации контура выработки возникают только от давления из-за проходки данной выработки; этап II и V – формирование соответственно зон II и V статического опорного давления перед лавой; этап III – формирование «задней» зоны III проявления как статического, так и динамического опорного давления, которая образуется в краевой части массива угля позади лавы; этап IV – образование IV зоны стабилизации опорного давления после завершения процессов обрушения основной кровли в выработанном пространстве. На удароопасных пластах зоны III и V являются опасными зонами опорного давления с высокой вероятностью горных ударов. Зона III образуется после прохождения первой лавы, здесь формируется высокая концентрация напряжений из-за вылета консоли основной кровли, она же является активной зоной сдвижения вмещающих пород. Давление от нагрузки вышележащих подрабатываемых слоев горных пород на консоль основной кровли усиливается со временем. Усиливается также зажатие краевой части угольного массива на границе с выработанным пространством, формируя опору. В результате блок консоли основной кровли претерпит изгибающие напряжения, что приведёт к разлому основной кровли над краевой частью массива угля. Прежде чем произойдет разрушение консоли основной кровли, напряжения на опоре достигнут максимального значения, причем пик напряжения в угольном пласте находится на расстоянии 2-5 м от границы с выработанным пространством. Это место известно как зона повышенных напряжений, где возрастает опасность возникновения горных ударов. После того, как в основной кровле возникнет трещина разлома, нагрузка от слоев кровли передается на обрушившуюся породу в выработанном пространстве. Напряжения в краевой части массива уменьшаются, а максимальные напряжения

перемещаются в глубину угольного пласта. После того, как обрушение пород основной кровли прекратится, напряжения в краевой части массива угля, достигают нового устойчивого состояния (зона IV на рисунке 3.15).

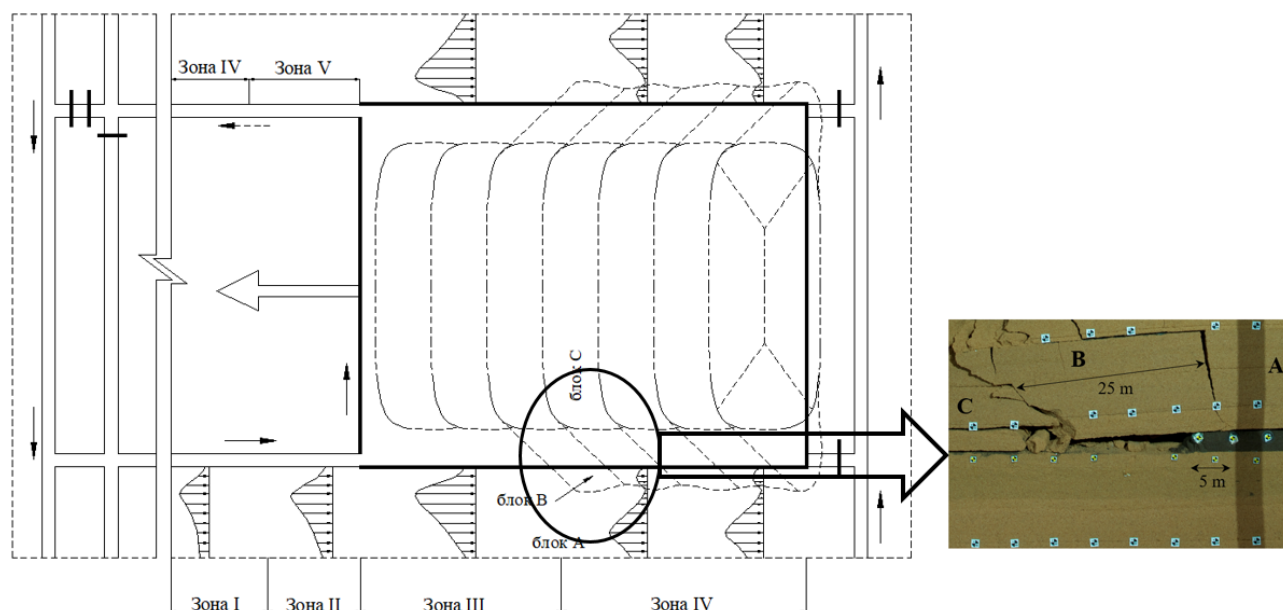


Рисунок 3.15 – Основные этапы обрушения кровли и изменения опорного давления над краевой частью массива угля.

Для обеспечения устойчивости выработки, охраняемой после завершения процесса обрушения основной кровли в выработанном пространстве, важно понимать, что обрушение пород основной кровли всегда влияет на выработку, расположенную рядом с границей выработанного пространства. Исследования смещений пород кровли при применении различных защитных решений показали, что, когда охраняемая выработка находится вне зоны воздействия повышенного опорного давления, то есть вне зоны повышенных напряжений, конвергенция практически не зависит от применяемых защитных решений. Следовательно, расположение выработки становится основным фактором при выборе способа ее защиты, не менее важным, чем время ее поддержания. Конечной целью любого способа поддержания выработки в устойчивом состоянии является снижение затрат на ее поддержание в течение всего срока эксплуатации.

Место расположения выработки или расстояние от выработки до границы выработанного пространства, обеспечивающие сохранение ее устойчивости для надежного и безопасного проветривания очистных выработок, является ключевым параметром, определяющим успех принимаемого решения в сочетании с

возможностью использования анкерной крепи в качестве основной крепи данной выработки. Общеизвестно, что основное достоинство анкерной крепи заключается в использовании прочностных свойств вмещающих пород, простота и легкость конструкции, дешевизна материалов и простота технологического процесса возведения такой крепи [100]. Кроме того, места расположения выработок также должны соответствовать требованиям правил безопасности, которые запрещают проветривать за счет диффузии тупиковые выработки газовых шахт, длина которых превышает 6 м. В негазовых шахтах предельная длина тупиковых выработок, при превышении которой запрещается проветривание за счет диффузии, составляет 10 м.

Как следует из лабораторных исследований, заключительный период обрушения основной консоли характеризуется следующим геоморфологическим состоянием. Перераспределение напряжений в зоне IV краевой части массива угля и обрушившиеся структуры пород кровли в выработанном пространстве представлены на рисунке 3.16.

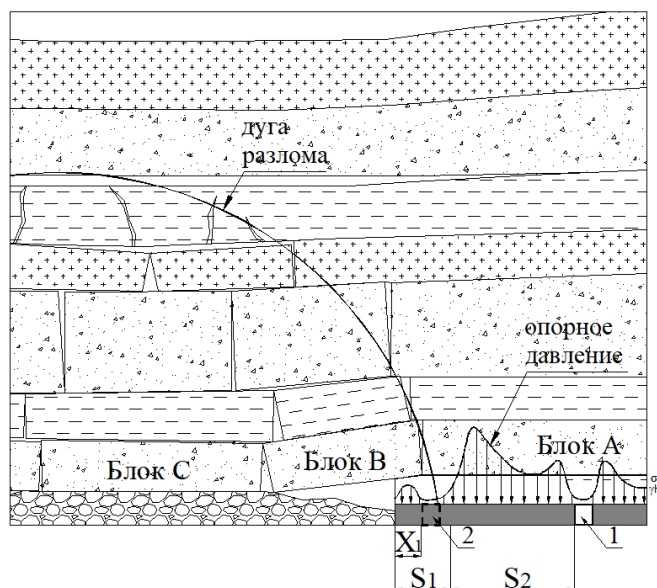


Рисунок 3.16 – Характер обрушения основной кровли вне зоны влияния лавы:

X_1 - расстояние от трещины разлома основной кровли (зоны размягчения) до выработанного пространства; S_1 - зона низких напряжений в краевой зоне пласта; S_2 - зона опасных напряжений в целике; 1 – повторно используемая выработка; 2 – вспомогательная выработка.

После завершения обрушения консоли основной кровли, в опоре напряжения перераспределяются, как показано на рисунке 3.16. Известные исследования

показали, что лучшим будет расположение вспомогательной выработки вдоль границы с выработанным пространством в зоне пониженного напряжения S_1 под блоком A жесткой основной кровли. Потому что в этом случае она будет находиться в зоне разгрузки от опорного давления под «защитой» основной кровли, воспринимающей нагрузки, формирующие зону опорного давления. Очевидно, что в этом положении основная кровля действует как устойчивая балка, воспринимая нагрузку от верхних слоев и передавая давление на удалении от краевой части угольного пласта. Нагрузки на крепь такой выработки будут создаваться только от массы пород непосредственной кровли. Следовательно, выработка, сооружаемая в этом месте, будет устойчивой при небольших смещениях покрывающих пород. Расстояние от выработки до выработанного пространства должно быть не менее « X_1 », где X_1 - расстояние от трещины разлома основной кровли (зона концентрации опорного давления) до выработанного пространства при обрушении консоли основной кровли. Разлом основной кровли, как правило, располагается над краевой частью массива угля на удалении в 0,5-1,5 разрабатываемой мощности пласта от кромки забоя.

Также следует отметить, что процесс формирования и обрушения консоли основной кровли является периодическим, формируя так называемые шаги обрушения. Механическая модель для описания процессов нагружения и разрушения основной кровли изображена на рисунке 3.17.

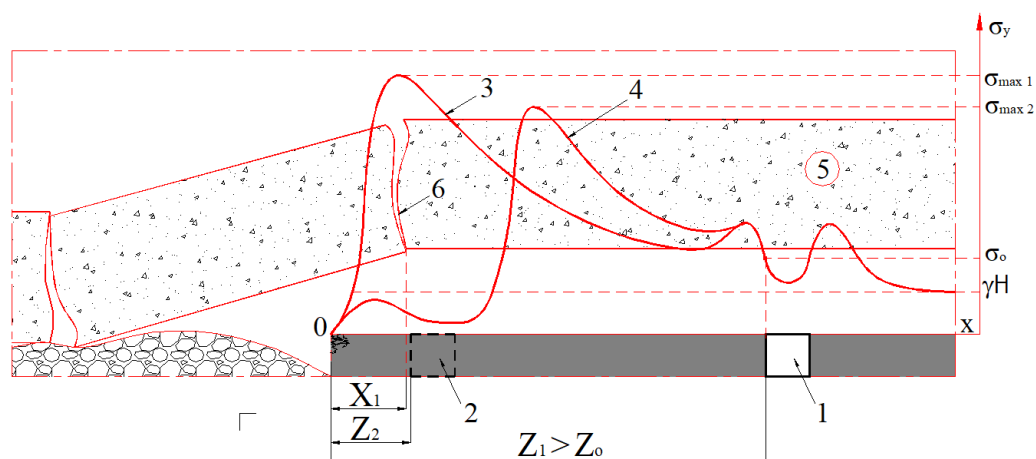


Рисунок 3.17 – Характер распределения напряжений в краевой части массива до (3) и после (4) осадки труднообрушающихся пород кровли: 1 – повторно используемая выработка; 2 – вспомогательная выработка; 5 – труднообрушающиеся породы кровли; 6 – трещина разлома основной кровли.

Анализ результатов лабораторных исследований на моделях из эквивалентных материалов (рисунок 3.17) показал, что вспомогательную выработку 2 целесообразно располагать на удалении Z_2 от выработанного пространства, превышающем расстояние X_1 от кромки призабойного пространства до трещины разлома δ в основной кровле.

Основным правилом при определении размеров целика угля, отделяющего выработку от выработанного пространства, является создание ситуации, когда выработка находится в зоне пониженных напряжений в пласте. Кроме того, между выработанным пространством и вспомогательной выработкой 2 при ее проходке оставляют целик угля, ширину (Z_2) которого определяют из условия обеспечения безопасного проветривания тупиковой части лавы №1 за счет диффузии (общешахтной депрессии). В соответствии с п.154 «Правил безопасности в угольных шахтах» (2017) разрешается проветривать за счет диффузии тупиковые выработки длиной до 6 м на газовых шахтах и до 10 м на негазовых шахтах.

В конечном итоге, параметр Z_2 необходимо определять с использованием выражений 3.5:

$$\begin{cases} X_1 < Z_2 \leq 6 \text{ м} - \text{ для газовых шахт} \\ X_1 < Z_2 \leq 10 \text{ м} - \text{ для негазовых шахт} \end{cases} \quad (3.5)$$

где X_1 - расстояние от трещины разлома в основной кровле (зона концентрации опорного давления) до границы с выработанным пространством;

Z_2 - расстояние от вспомогательной выработки 2 (рисунок 3.17) до границы выработанного пространства;

С позиций строительной механики считается установленным, что предельная минимально необходимая ширина целика угля определяется как условие образования «зоны низких напряжений в краевой зоне целика» между кромкой забоя и областью целика, где возникает максимальная реакция угольного пласта для поддержания пород кровли. Реакция угольного пласта «F» [126], распределенная в поле внешних напряжений, может быть выражена следующим образом 3.6:

$$F = \int_0^{X_1} \sigma_y dx, \quad (3.6)$$

где σ_y - опорное давление;

x - место для вычисления напряжений.

Гипотеза для расчета напряжений в данном случае основана на предположении, что расположение между упругой областью и неупругой областью в угольном пласте (рисунок 3.17) можно считать фиксированным, потому что в этом месте угольный пласт не сжимается, а внешняя часть вылета консоли основной кровли опирается на массу обрушившихся пород в выработанном пространстве, поэтому ее можно считать свободной.

Следовательно, вспомогательную выработку 2 целесообразно располагать на удалении Z_2 (рисунок 3.17) от выработанного пространства, превышающем расстояние X_1 от границы выработанного пространства до трещины разлома в основной кровле. При таком расположении, выработка 2 находится как бы под «защитой» основной кровли, воспринимающей повышенные нагрузки, формируемые в зоне опорного давления. По данным лабораторных исследований на физических моделях, расстояние от кромки целика X_1 не превышает 2-4 м.

Напротив, параметр Z_2 необходимо определять с использованием выражений: $2-4\text{ м} < Z_2 \leq 6\text{ м}$ - для газовых шахт; $2-4\text{ м} < Z_2 \leq 10\text{ м}$ - для негазовых шахт.

3.1.2. Результаты численного моделирования

3.1.2.1. Методика исследования

Для исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород был выбран и применен метод конечных элементов, реализуемый программой FLAC3D корпорации ITASCA [99]. FLAC3D (анализ пространственного состояния сплошной среды преобразованиями Лагранжа) - это программное обеспечение для численного моделирования геотехнического состояния сплошной среды для исследований горных пород, движения грунтовых вод, состояния конструкций и наземных сооружений. Такой анализ практикуется в проектировании сооружений, в прочностных расчетах, в исследованиях и испытаниях, а также для решения обратных задач определения запаса прочности конструкций. Анализ напряженного состояния сплошной среды может быть использован при инженерном проектировании гражданских, горнодобывающих и геотехнических подземных сооружений (например, откосов, туннелей, камер, отвалов и т.д.), а также гидротехнических конструкций (плотины, фундаменты, дамбы, подпорные стенки и т. д.) в однородных почвах, слаботрещиноватых породах и скальных массивах горных пород. Среди

множества достоинств программного пакета FLAC3D, имеется возможность учитывать разрывы сплошности, такие как сбои, стыки, расслоения и пакетность конструкции. FLAC3D использует явное задание конечного объема, которое фиксирует сложное поведение моделей, которые проходят в своем состоянии несколько последовательных этапов, испытывают большие перемещения и деформации, учитывают нелинейное поведение материала или неустойчивость (включая возможность разрушения на больших площадях или общую потерю сплошности) [75]. Расчетный алгоритм работы с использованием FLAC3D представлен на рисунке 3.18.

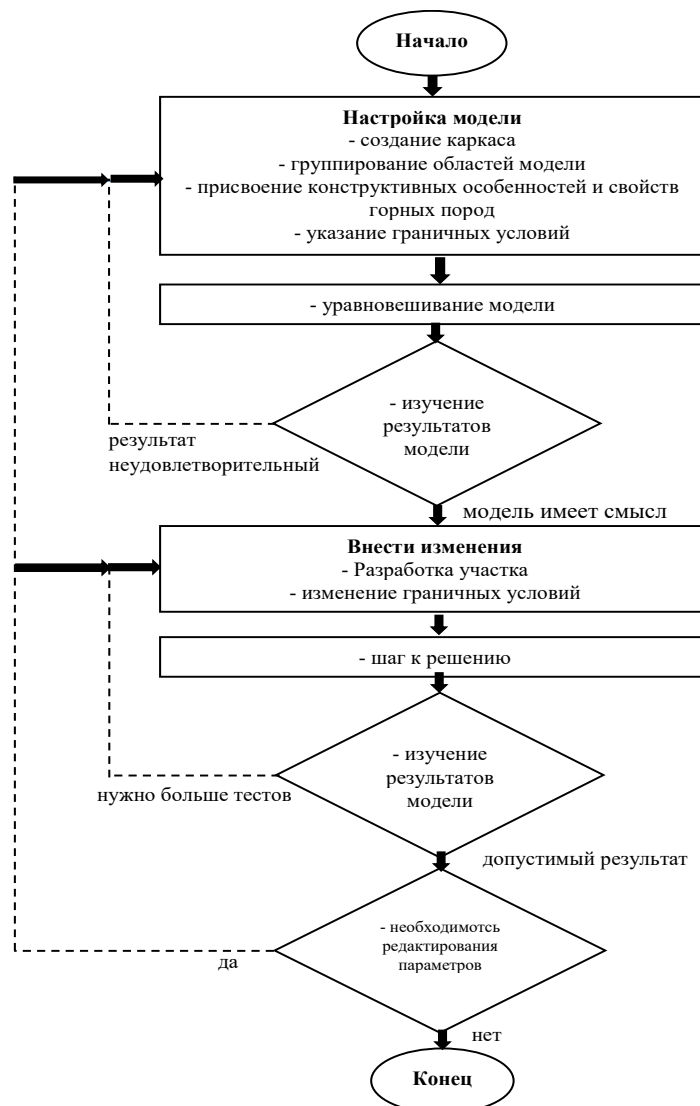


Рисунок 3.18 – Блок-схема работы программы, реализующей метод численного моделирования в среде FLAC3D.

Для данного исследования численная модель на основе FLAC3D была разработана для анализа взаимосвязей между устойчивостью повторно используемой

подготовительной выработкой и размером целика пласта угля, разрабатываемого под жесткой основной кровлей. Размер численной модели соответствовал пространству $310 \text{ м} \times 200 \text{ м} \times 150 \text{ м}$, который был определен на основе анализа чувствительности модели в отношении размера и плотности узлов модели. В модель были включены две типовые выемочные единицы – столбы 1.11.1 и 1.11.3 с их системой подготовительных выработок, как это показано на рисунке 3.19. Выемочные штреки 11.3 и 11.1 имеют прямоугольное поперечное сечение шириной 4,0м и 3,0м высотой. Вертикальное напряжение 7,0 МПа было задано по верхней границе модели, чтобы эмулировать естественную нагрузку в предположении, что средний удельный вес пород покрывающей толщи составляет $0,025 \text{ МН/м}^3$. Горизонтальное смещение четырех вертикальных плоскостей модели ограничено нормальным направлением, а вертикальное смещение снизу модели установлено равным нулю. В этой модели используется прочностная и деформационная модель Мора-Кулона.

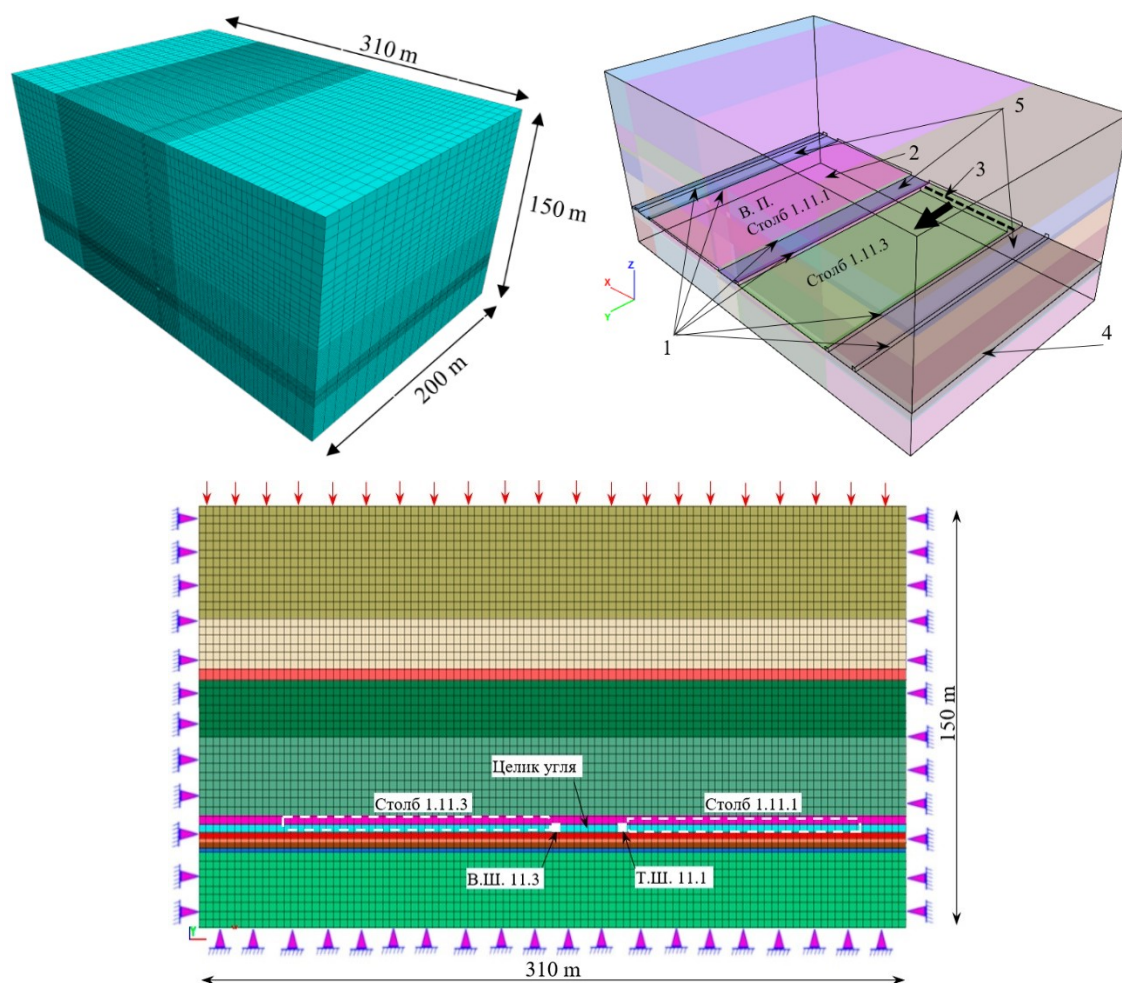


Рисунок 3.19 – Конфигурация модели, анализированной программой FLAC3D:

1 – выработки выемочного участка; 2 – выработанное пространство столба 1.11.1;

3 – лава 1.11.3; 4 – пласт угля; 5 – целик угля.

В этом эксперименте численная модель решалась в следующем порядке: (1) вычисление начального напряжения, вызванного силой тяжести; (2) проведение штреков 11.1 и 11.3; (3) отработка выемочного столба 1.11.1; и (4) отработка выемочного столба 1.11.3. В модели реализовано пять вариантов целиков разного размера. В зависимости от условий разработки и характеристик угольного пласта, высота целика угля устанавливается равной 3,0 м, а его ширина представлена в модели размерами 50, 40, 30, 20 и 15 м, соответственно. Схема алгоритма моделирования показана на рисунке 3.20.

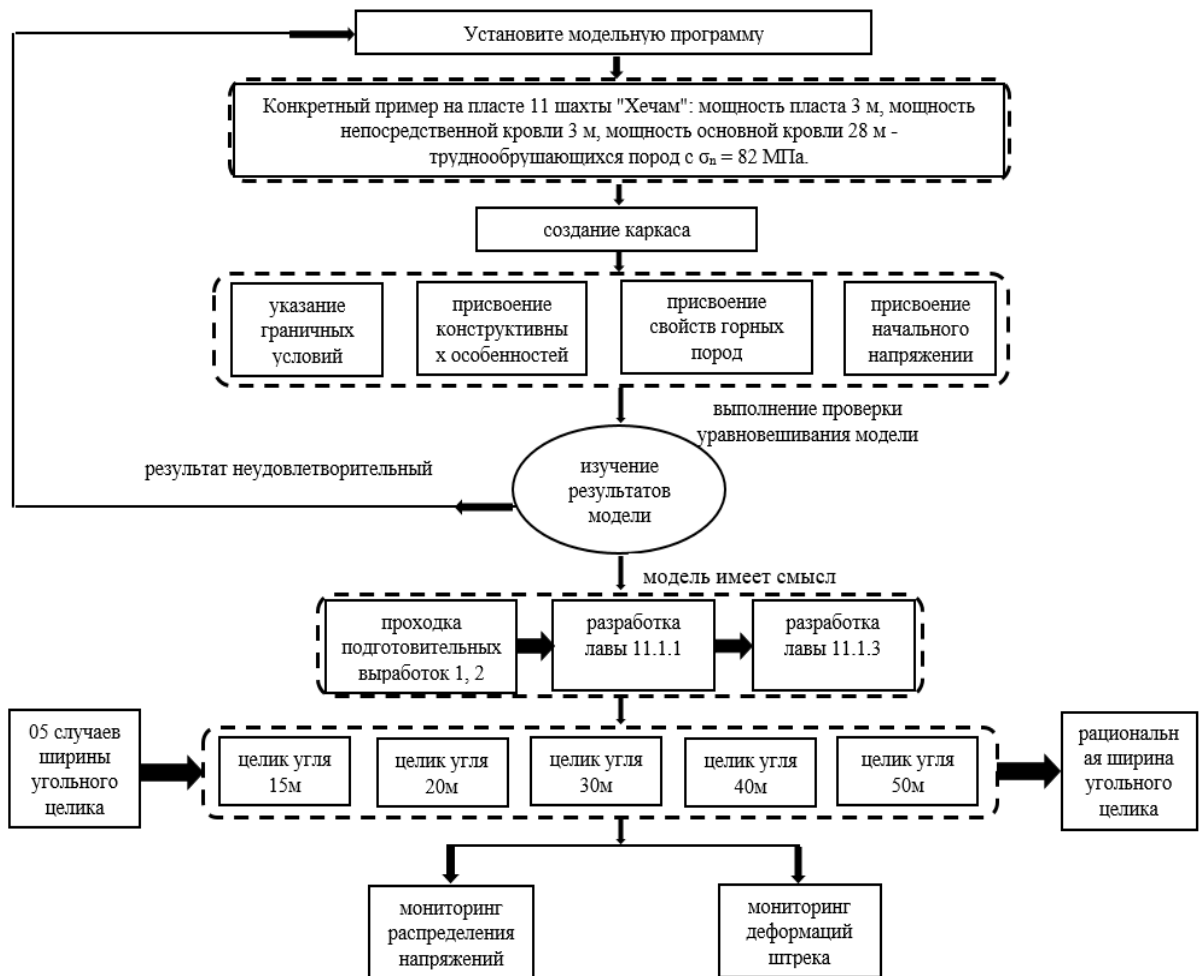


Рисунок 3.20 – Блок-схема алгоритма для выполнения численного моделирования программой FLAC3D.

Механические свойства угля и горных пород, используемые в модели, приняты на основе стратиграфических характеристик выемочных столбов 1.11.1 и 1.11.3 (рисунок 3.2). Механические свойства, примененные в численной модели, указаны в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Механические свойства слоев горных пород, используемые при численном моделировании.

Горная порода	Проч. на растяжение, МПа	Об. модуль, ГПа	Модуль сдвига, ГПа	Кэф. Пуассона	Сцепление, МПа	Угол внут. трения, градус	Объемн. вес, кг/м ³
Песчаник	1,6	7.456	3.244	0,31	3,2	34	2780
Алевролит	0,9	2.333	0.955	0,32	2,1	30	2550
Аргиллит	1,2	1.822	0.607	0,35	1,8	26	2250
Уголь	0,4	0.748	0.484	0,26	1,5	19	1450

3.1.2.2. Результаты исследования

Результаты численного моделирования и определения влияния ширины целика угля представлены на рисунке 3.21. Ход эксперимента иллюстрирует рисунок 3.21а, - где на всех диаграммах белая область представляет упругое состояние, а остальные цвета представляют пластичное (неупругое) и предельное состояния моделируемого массива горных пород. Две кривые справа и слева от контура выработки показывают распределение вертикальных напряжений в целике и массиве угля, соответственно.

Здесь максимальные значения вертикальных напряжений в целике и в массиве угля обозначены σ_c и σ_n , соответственно. Величины напряжений как для целика угля, так и для окружающих пород были зафиксированы как максимальные достигнутые напряжения.

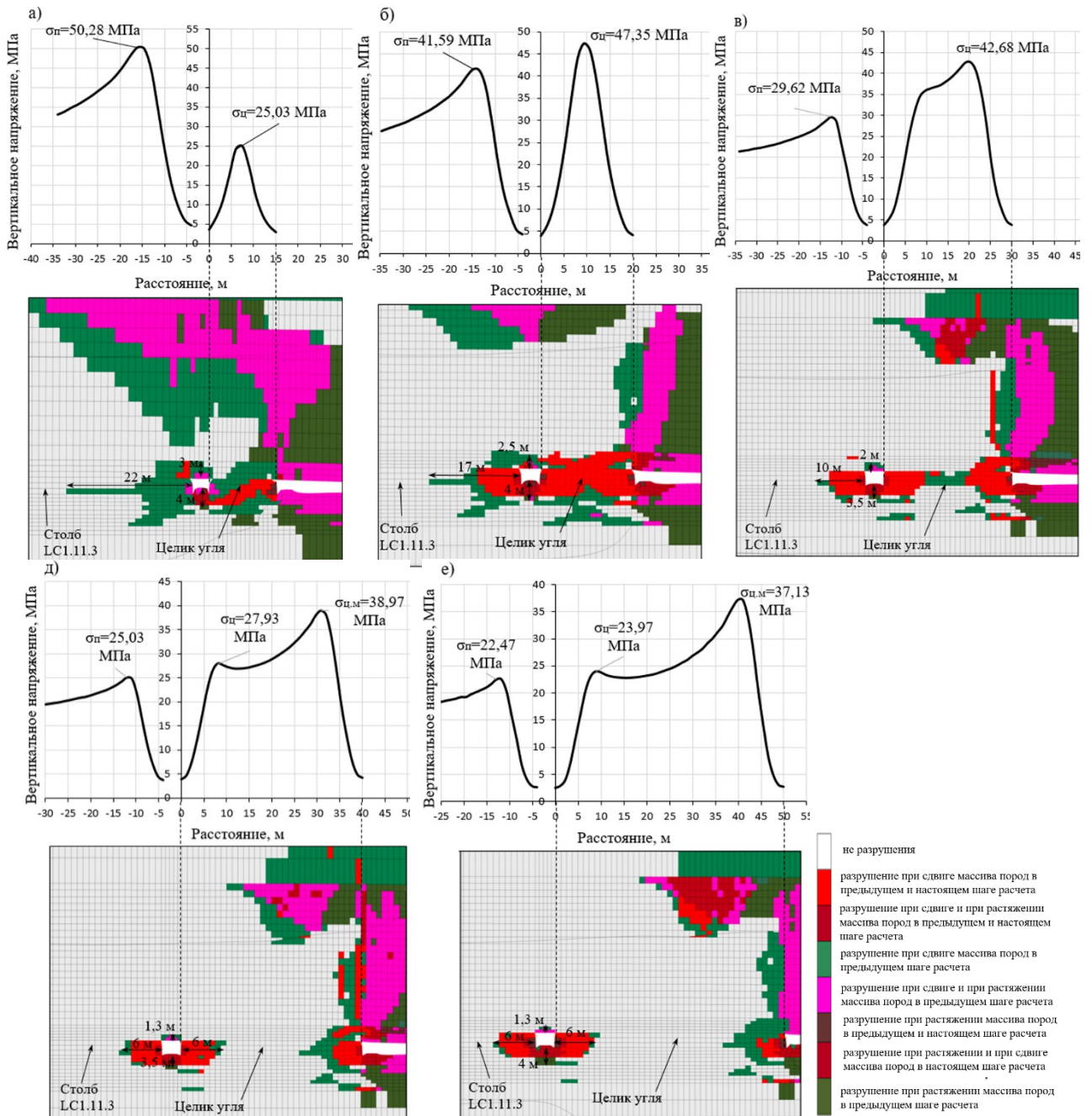


Рисунок 3.21 – Распределение вертикальных напряжений и зон разрушения вокруг выработки для целиков разной ширины:

а) - ширина целика 15 м, б) - ширина целика 20 м, в) - ширина целика 30 м,
 д) - ширина целика 40 м, е) - ширина целика 50 м

Когда ширина целика составляет 15 м (рисунок 3.21а), целик угля может быть раздавлен, и устойчивость штрека не может быть обеспечена. В таком случае протяженности зон разрушения кровли штрека, в краевой части угольного массива и в почвы достигают 3 м, 22 м и 4 м, соответственно. Величина напряжений в целике $\sigma_{ц}$ достигает 25,03 МПа, напряжения в краевой части пласта $\sigma_{п}$ составляют 50,28 МПа. Другими словами, максимальная концентрация вертикального напряжения

приходится на краевую часть массива угля. При увеличении ширины целика угля от 15 до 20 м, как показано на рисунке 3.21б, целик остается в состоянии неупругого деформирования. Протяженность зоны разрушения в кровле и в краевой зоне угольного пласта уменьшаются до 2,5 и 17 м, соответственно. Кроме того, напряжения в целике $\sigma_{ц}$ резко возрастают до 47,35 МПа и превышают напряжения в краевой части нетронутого пласта угля. Это показывает, что горное давление в основном принимает на себя угольный целик. Однако напряжение в краевой зоне угольного пласта также увеличилось до очень большого значения 41,59 МПа. Когда ширина целика достигает 30 м (рисунок 3.21в), напряжения в краевой части пласта угля составляют 29,62 МПа, а в целике угля максимум напряжений достигает 42,68 МПа. По ширине целика напряжения распределены неравномерно, причем пиковые значения напряжений в обоих боках штрека значительно уменьшились, притом, что еще остаются высокими. Распределение напряжений в целике угля изменяется: явно видны признаки начала формирования двух максимумов концентрации напряжений, но область неупругих деформаций все еще распространяется на весь целик угля. Область разрушения и необратимых (неупругих) деформаций в кровле, в краевой части пласта угля и в почве выработки уменьшается до 2 м, 10 м и 3,5 м, соответственно. С шириной целика 40 м (рисунок 3.21д) в этом угольном целике остается упругая зона шириной около 14 м. Размеры области разрушения массива пород, вмещающих выработку, значительно сокращаются, а распределение вертикальных напряжений в целике изменяется от формы «одинарный пик» до формы «двойной пик», причем величины $\sigma_{ц}$ и $\sigma_{п}$ немного снижаются. Когда ширина целика составляет 50 м (рисунок 3.21е), площадь упругой зоны увеличивается до 24 м в этом целике угля. Зона разрушения окружающих горных пород практически не изменилась. Распределение вертикальных напряжений на целике угля с двойными пиками расширяется и значения напряжений продолжают несколько уменьшаться.

Таким образом, можно видеть, что несущая способность угольного целика постепенно повышается при увеличении его ширины, а положение максимума напряжений постепенно смещается от краевой части пласта угля к несущему целику. Следовательно, возможно управлять напряжениями в породах, вмещающих подготовительную выработку, изменяя ширину целика угля.

Обоснование предельной ширины охранного угольного целика. Механический принцип изменения напряжений в окружающем массиве горных пород показан на рисунке 3.21: величины и распределение напряжений в угольном целике и в краевой части угольного пласта существенно изменяются по мере увеличения ширины целика. Это результат перераспределения напряжений, вызванных очистными работами по пласту. В реальной горной обстановке, из-за изменения распределения напряжения в окрестности и от влияния проведения подготовительной выработки, а также из-за очистных работ в смежном выемочном столбе, угольные целики подвергаются сложному процессу нагружения слоями горных пород кровли. Когда в угольном пласте создан угольный целик, на нем будут развиваться напряжения, вызванные отработкой пласта полезного ископаемого. Опорное давление передается с непосредственной кровли на угольные целики и на краевую часть угольного пласта. Когда горное давление превышает предел прочности угля, в краевой части возникают разрушения разной степени от мелких до глубоких трещин с образованием отжима, одновременно давление от налегающей толщи пород кровли передается глубоко в угольный пласт. Если ширина целика угля большая, то целик обладает достаточной несущей способностью, чтобы выдерживать нагрузки от пород кровли, приходящих в движение в процессе добычи (рисунки 3.21д, 3.21е). Напротив, если ширина целика угля маленькая, несущая способность этого целика слишком мала и не может выдерживать нагрузку от слоев пород кровли во время очистных работ, и вес пород и напряжения в пласте угля передаются вглубь угольного массива (рисунок 3.21а). Когда угольный целик имеет среднюю ширину (рисунки 3.21б и 3.21в), он обладает некоторой несущей способностью, однако очень велики величины напряжений в целике угля и в краевой части угольного пласта, причем такое распределение отличается крайней неравномерностью. Следствием высокой концентрации напряжений в узком целике в некоторых условиях становится горный удар [39, 40]. Поэтому формирование широкого целика угля является еще и условием безопасности. Рассматривая предложенную схему системы разработки, когда угольный целик отрабатывается на одной линии с лавой после окончания использования такого целика по его назначению, определить оптимальную ширину целика угля возможно по критерию обеспечения устойчивости повторно используемых подготовительных выработок.

Как обсуждалось выше в анализе результатов моделирования, узкий целик шириной 20 м и штатная крепь выработки не могут обеспечить устойчивость повторно используемой подготовительной выработки и безопасность производства. Механизм потери устойчивости контура выработки можно описать следующим образом. Во время повторной эксплуатации выработки происходит непрерывное перераспределение напряжений в окружающем массиве горных пород. Из-за смещений окружающих пород происходят разрушение угля в краевой части пласта, пучение пород почвы и отжим из боков выработки, то есть породы сильно деформируются и постепенно переходят в псевдо-пластичное с большими неупругими деформациями. Металлическая арочная крепь выработки типа СВП, сильно повреждается по всему контуру выработки. Напряжения в угольном целике уменьшены и меньше, чем на краевой части угольного пласта, потому что несущая способность целика больше. Можно сказать, что штрек будет раздавлен и разрушен одновременно с разрушением целика (рисунок 3.21б).

Когда ширина целика 30 м, конвергенция пород на контуре выработки невелика: конвергенция кровли и почвы уменьшилась, но область неупругих деформаций все еще занимает до 10 м в краевой части угольного пласта и распространяется на глубину 3,5 м в почве выработки. Немаловажно отметить, что область необратимых деформаций по-прежнему распространяется по всей длине угольного целика. Напряжение на целике угля распределено непрерывно и формирует единственный пик с более высоким значением концентрации напряжения, чем в краевой части угольного пласта, то есть целик угля теперь играет основную несущую роль. Проблема с обеспечением устойчивости штрека сохраняется, поскольку оба бока штрека находятся в области высоких напряжений ($\sigma_{\text{ц}} = 42,68$ МПа и $\sigma_{\text{п}} = 29,62$ МПа), что отрицательно сказывается на устойчивости штрека (рисунок 3.11в). В сочетании с воздействием опорного давления перед лавой 1.11.3, существует высокий риск больших деформаций крепи и разрушения контура повторно используемого штрека 11.3.

Анализ результатов численного моделирования показал, что с шириной целика 40 м на нем появляются два пика напряжения, а в средней части его формируется упругая зона. Упругая зона является залогом стабильности и устойчивости целика, а также его способности защитить подготовительную повторно используемую

выработку. Вмещающие породы испытывают относительно низкие напряжения, так что устойчивость штрека можно обеспечить с помощью обычных крепей. Более того, угольные целики будут обрабатываться на одной линии с лавой, благодаря чему возможно значительно повысить коэффициент извлечения угля. Следовательно, как и в физической модели, численное моделирование также подтвердило существование рациональной ширины угольного целика, которая может быть оценена как не менее 40 м. Результаты численного и физического лабораторного моделирования совпали.

3.2. Результаты шахтных исследований процессов деформирования участковых подготовительных выработок

3.2.1. Методика и условия проведения исследования

Методика исследования: метод визуального наблюдения и мерные инструменты.

Область исследования: научные измерения процессов деформирования и разрушения контура вентиляционных штреков 1.1-3 и 11.1-4 на пласте «11» шахты «Хечам» месторождения Куангнинь (Вьетнам). Расположение замерных станций в выработках показано на рисунке 3.22.

Задачи исследования: визуальная непосредственная оценка состояния выработки во время проведения шахтных наблюдений. Информация, записанная в процессе наблюдения, включает в себя: проявления горного давления, состояние крепи, величины деформаций рамных крепей, тип и состояние затяжки, величины опусканий кровли, отжим в выработку, пучение почвы выработки, и др.

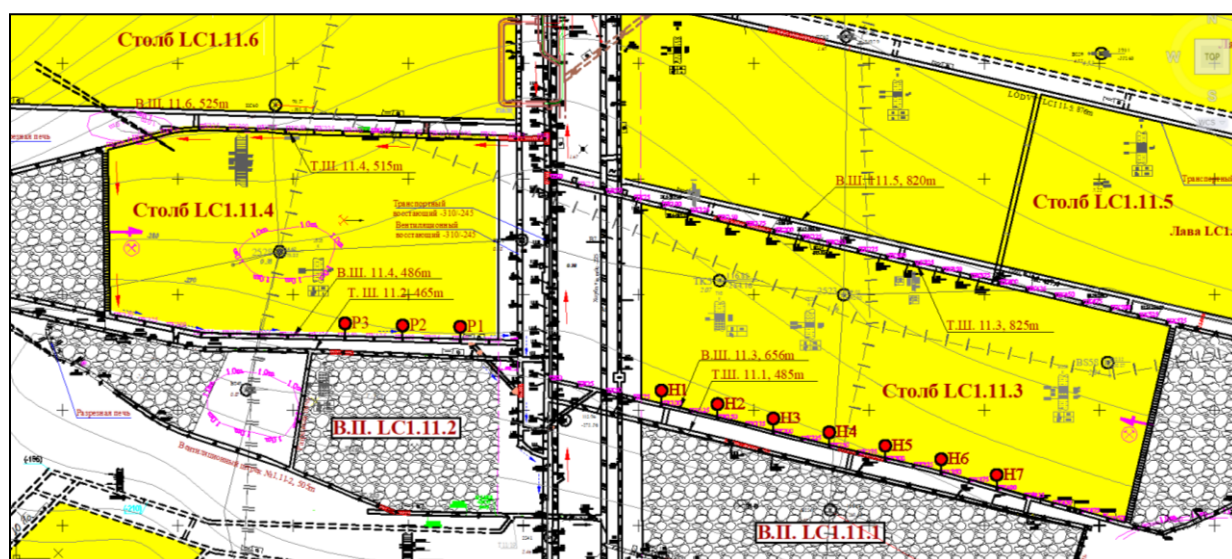


Рисунок 3.22 – Схема горных работ по пласту «11» на шахте «Хечам».

Кроме того, регистрации подлежат следующие характеристики измерений: наименование пласта, тип выработки и ее параметры, горизонт откатки, длина, площадь сечения; глубина расположения; крепь по паспорту выработки (типоразмер, вид крепи, шаг установки, количество и длина анкеров, вид затяжки и др.); сведения о горно-геологических условиях работы выемочного участка.

Угольный пласт «11» - угол падения 9° и геологическая мощность 3,0 м. Алевролит мощностью 3,1 м средней устойчивости залегает в непосредственной кровле пласта. Песчаник мощностью 20,0 м очень устойчивый залегает в основной кровле. Породы непосредственной кровли средней устойчивости, основная кровля сложена труднообрушающимися породами. Непосредственная почва пласта – аргиллит мощностью 1,61 – 6,0 м малой прочности. Угольный пласт «11» расположен над пластом «10» на расстоянии около 120 м и под пластом «12» на расстоянии около 98 м (рисунок 3.23).

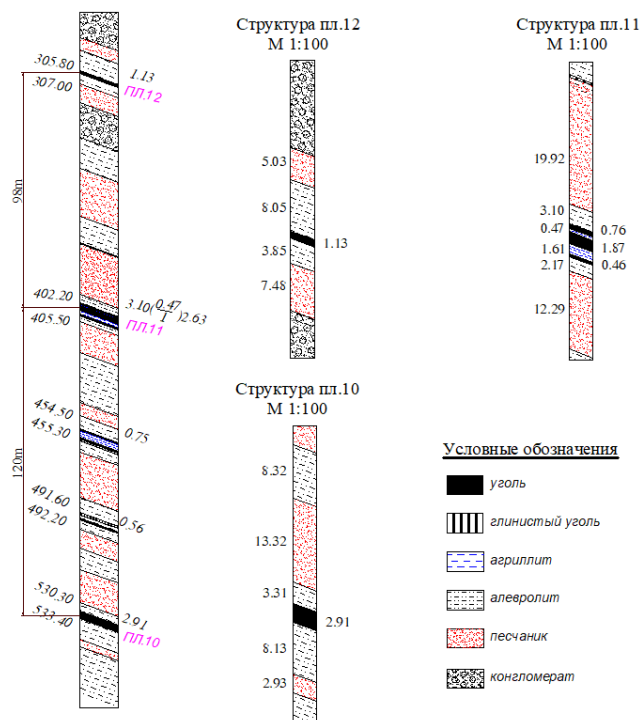


Рисунок 3.23 – Структурная колонка вмещающих угольные пласты пород и литологические колонки угольных пластов на участках наблюдений.

Объекты исследований: вентиляционные штреки 11.4 и 11.3 (рисунок 3.22).

Вентиляционный штрек 11.4 проведён по угольному пласту в июле 2017 года. Закреплена выработка металлической арочной крепью типа СВП-17 с деревянной

затяжкой по кровле и бокам выработки. Площадь поперечного сечения его $S_{пр}/S_{вс} = 9,2/7,7 \text{ м}^2$. Ширина выработки в проходке $B_{пр} = 3,25 \text{ м}$, высота в проходке $H_{пр} = 3,17 \text{ м}$. Расстояние между рамами арочной крепи – 0,7м. Выработка расположена на глубине 350 м, длина выемочного столба 486 м.

Вентиляционный штрек 11.3 проведён по угольному пласту в мае 2017 года. Выработка с поперечным сечением трапецевидной формы закреплена анкерной крепью типа CDCT. Площадь поперечного сечения штрека в проходке $S_{пр} = 8,0 \text{ м}^2$. Ширина выработки в проходке $B_{пр. кровли}/B_{пр. почвы} = 2,57/3,47 \text{ м}$, высота в проходке $H_{пр} = 2,66 \text{ м}$. Выработка расположена на глубине 360 м, длина выемочного столба 656 м. Паспортное крепление подготовительных выработок показано на рисунке 3.24.

Следует отметить, что на момент проведения исследований верхние выемочные столбы 1.11.1 и 1.11.2 были отработаны, а выемочные столбы 1.11.3 и 1.11.4 находятся в разработке. Целики угля, которые оставляют для охраны штреков, имеют ширину 20-22 м.

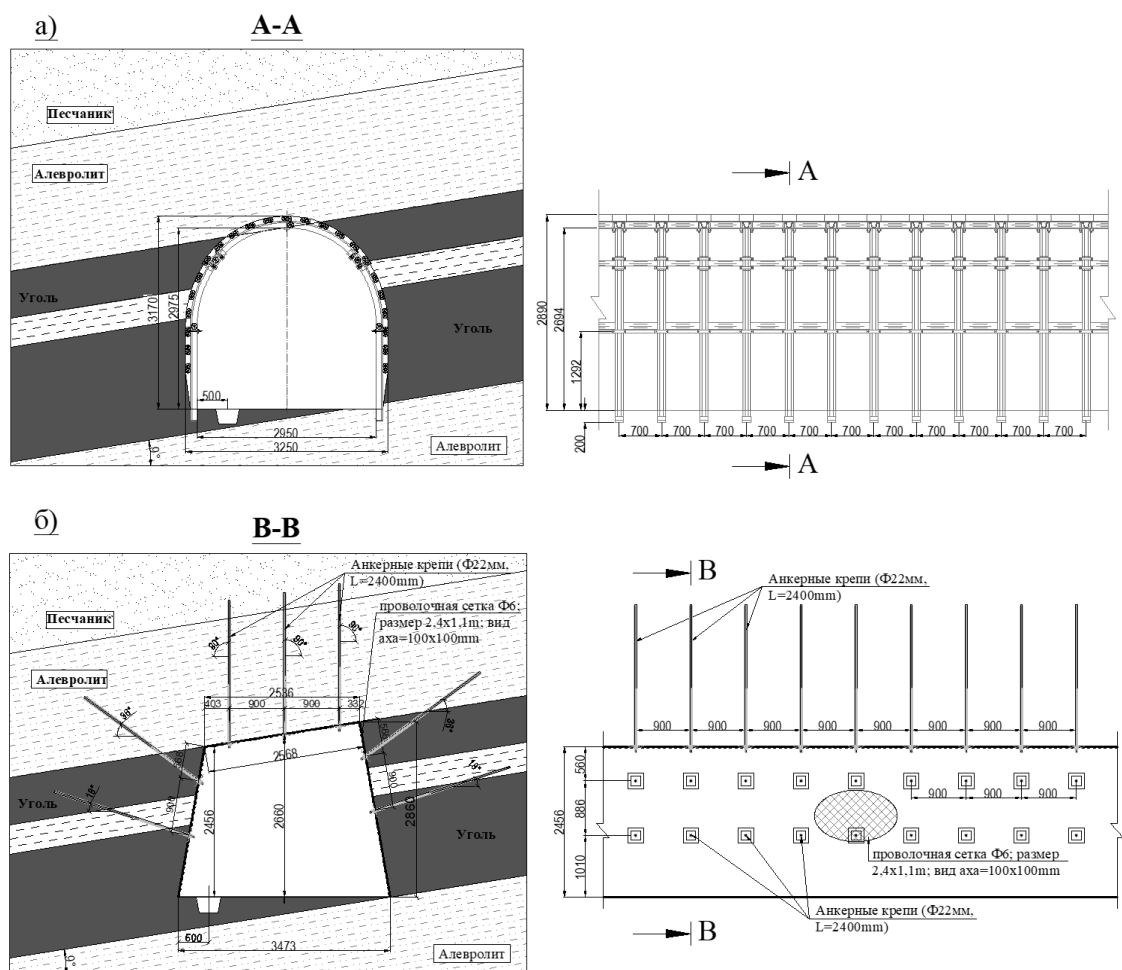


Рисунок 3.24 – Паспортное крепление подготовительных выработок:

а – вентиляционный штрек 11.4; б – вентиляционный штрек 11.3.

Средняя скорость подвигания участковых очистных забоев – 18-25 м/месяц.

Информация об условиях горных работ в области исследования приведена в таблицах 3.3 и 3.4.

Таблица 3.3 – Горнотехнические условия работы очистных забоев по участкам исследований на шахте «Хечам». [80, 122]

Параметры	Лава 11.1-1 пласт «11»	Лава 11.1-2 пласт «11»	Лава 11.1-3 пласт «11»	Лава 11.1-4 пласт «11»
Кресть очистного забоя	гидравлическая индивидуальная стоечная		гидравлическая комплектная рамная крепь XDY	
Способ отбойки угля	Буровзрывные работы			
Длина лавы, м	102	108	130	125
Мощность пласта, м	1,6-2,93	1,4-2,0	1,6-3,9	1,6-3,1
Угол падения пласта, градус	9-15	8-12	9-15	8-12
Способ охраны конвейерного штрека	целик угля 20-23 м	целик угля 20-22 м	целик угля 22-24 м	целик угля 20-23 м
Способ охраны вентиляционного штрека	целик угля 18-20 м	целик угля 18-20 м	целик угля 20-23 м	целик угля 20-22 м
Мощность пород кровли (непосред.; основн.)	н.к. – 2,78 м; о.к. – 28,3 м	н.к. – 3,1 м; о.к. – 19,92 м	н.к. – 2,4 м; о.к. – 28,3 м	н.к. – 3,1 м; о.к. – 19,92 м
Кэфф. крепости пород кровли	н.к. – 4-6 о.к. – 7-8	н.к. – 4-6 о.к. – 7-9	н.к. – 4-6 о.к. – 7-10	н.к. – 4-6 о.к. – 7-9
Скорость подвигания лавы, м/мес	18-22			
Шаг обруш. кровли, м	Н.к.	1-3		
	О.к.	25-43		
Глубина работ от поверхности, м	360	356	410	392
Объемный вес пород кровли, т/м ³	2,72	2,72	2,72	2,72

Таблица 3.4 – Характеристика подготовительных выработок на участковых шахтных исследований [122]

Параметры	Вентиляционный штрек 11.3	Вентиляционный штрек 11.4
Глубина расположения, м	360	350
Период поддержания, год	2018-наст. время	2018-наст. время
Способ охраны, размер, м	Целик угля, ширина 17-18 м	Целик угля, ширина 17-18 м
Крепь	арочная крепь СВП-17	анкерная крепь CDCT, L=2,4м
Площадь поперечного сечения в свету $S_{вс}$, м ²	7,7	8
Мощность пласта, м	1,6-3,6 м	1,6-3,1 м
Вмещающие породы (Крепость по шкале проф. М.М.Протодьяконова)	- Н.к.- алевролит (4-6) - О.к.- песчаник (7-10) - Н.п.- алевролит (4-6)	- Н.к.- алевролит (4-6) - О.к.- песчаник (7-10) - Н.п.- алевролит (4-6)

Условные обозначения: Н.к. – непосредственная кровля; О.к. – основная кровля; Н.п. – непосредственная почва

3.2.2. Результаты исследований

3.2.2.1. Результаты визуального исследования

Вентиляционный штрек 11.4 (обследование проведено 04.02.2020, рис. 3.25).

В начале выработки на расстоянии 20 м до пикета ПК20 участок штрека находится в районе защитного влияния барьерного целика, наблюдается хорошее состояние крепи. До ПК30 состояние выработки ухудшается. От ПК30 изменяется форма выработки с уменьшением поперечного сечения, между некоторыми рамами крепи отсутствует деревянная затяжка, замки рам крепи повреждены (рисунки 3.25а, 3.25г).

На участке ПК50 – ПК80 форма сечения выработки продолжает изменяться, верхняки крепей деформированы на центре и появилось пучение почвы (рисунки 3.25б и 3.25в). Кроме того, на данном участке выработки замки крепей разрушены и стали неработоспособны.

На участке ПК100 – ПК135 в боках выработки появляется сильный отжим, интенсифицировано пучение почвы. Во многих местах ширина выработки уменьшилась до 1,5 м, верхняки крепи сломаны на центре (рисунки 3.25б и 3.25д).

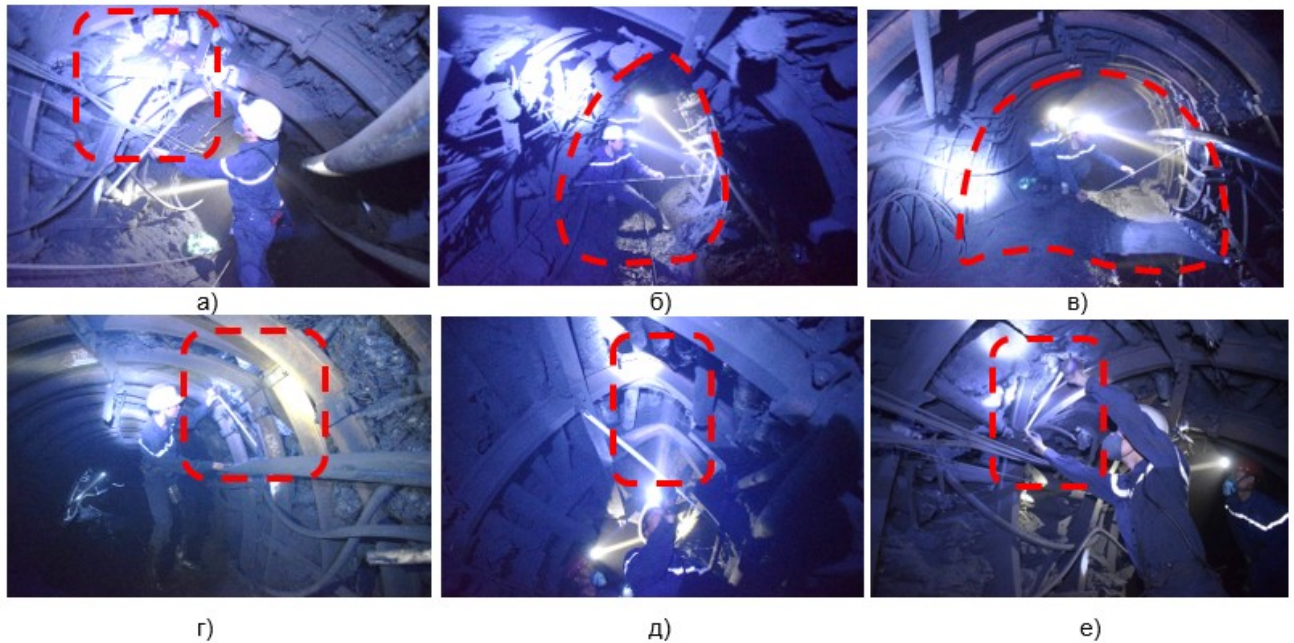


Рисунок 3.25 – Наблюдения в штреке 11.4 (проведено 04.02.2020):

- а) несимметричное давление; б) отжим в боках; в) пучение почвы;
г) сломанный замок; д) сломанный верхняк крепи; е) сломанная стойка крепи.

На участке выработки ПК140 – ПК250 наблюдаются вывалы пород из кровли и боков штрека, разрушена затяжка по всему контуру штрека, межрамные стяжки сорваны. Стойки крепи искривлены и полностью разрушены (рисунки 3.25а и 3.25е).

На участке ПК251 – ПК300 ранее выполнено перекрепление штрека, установлены дополнительные рамы крепи через 0,5 м. Тем не менее, после завершения процессов пучения почвы и отжима из боков выработки, вновь активизировались опускания кровли штрека.

Чем ближе лава, тем меньше оставшаяся площадь сечения вентиляционного штрека. Например, на ПК350 - 10 м от очистного забоя, высота штрека составляет всего около 1 м, а его ширина не превышает 1,2 м; пучение пород почвы развивается до замков крепей. Верхняки крепей сломаны на центре.

Вентиляционный штрек 11.3 (обследование проведено 04.02.2020).

На первых 75 м (ПК0-ПК75) участок штрека находится в области защитного влияния барьерного целика, наблюдается хорошее состояние крепи.

На участке ПК75-ПК100 отмечаются проявления опорного давления на границе с выработанным пространством (рисунок 3.22). При обследовании выработки установлено, что поперечное сечение штрека деформируется. Отжим в боках штрека

боковых штреках проявляется до 0,3-0,4 м, начинается пучения пород почвы. В момент обследования, высота штрека 11.3 составляла всего около 1,85 м. Анкерная крепь типа CDCT не обнаруживает признаков разрушения и металлическая сетка не рванее.

На участке ПК100-ПК180 видно сильное пучение пород почвы штрека. Высота штрека здесь не превышает 1,35 м, для обеспечения движения необходимых объемов воздуха и безопасного выхода людей выработку надлежат ремонтировать. Кровля штрека относительно устойчива, но в нижней части боков выработки значительный отжим. Анкерная крепь выглядит устойчивой, не имеет признаков разрушения, а металлическая сетка не имеет разрывов (см. рисунок 3.26а).

На участке ПК180-ПК210 штрек сильно деформирован. Отжим угля в боках штрека оставляет 0,65 м с каждой стороны. В кровле штрека видны признаки опускания, а над проволочной сеткой появляется разрушенная порода. Сильное пучение пород почвы продолжается. В момент обследования высота штрека составляла 1,2 м. Анкерные крепи не обнаружили никаких признаков разрушения, и металлическая сетка имела немного разрывов (рисунок 3.26б).

На участке ПК220 – ПК260 деформирование штрека меньше, чем на предыдущем участке, причем высота штрека составляет до 1,8 м. Анкерная крепь выглядят устойчивыми без признаков разрушения, и металлическая сетка не порвана. явление Отжим из боков штрека на этом участке не превышает 0,3-0,5 м с каждой стороны (рисунок 3.26в).

На участке ПК260 - ПК320 пучение пород почвы штрека не усиливается, но наблюдается опускание кровли. Высота штрека составляет до 1,7 м. Анкерная крепь не разрушена, и проволочная сетка не порвана. На этом участке в левом боку выработки (со стороны целика угля) отмечен отжим около 0,8 м (см. рисунок 3.26г).

В последующих участках штрека деформирование развивалось аналогично. Состояние анкерной крепи стабильное, без признаков разрушения (см. рисунки 3.8д и 3.26е). На расстоянии 25 м от лавы, в штреке 11.3 устанавливают крепь усиления в виде двух рядов гидравлических стоек для обеспечения устойчивости штрека в передней зоне опорного давления впереди лавы.

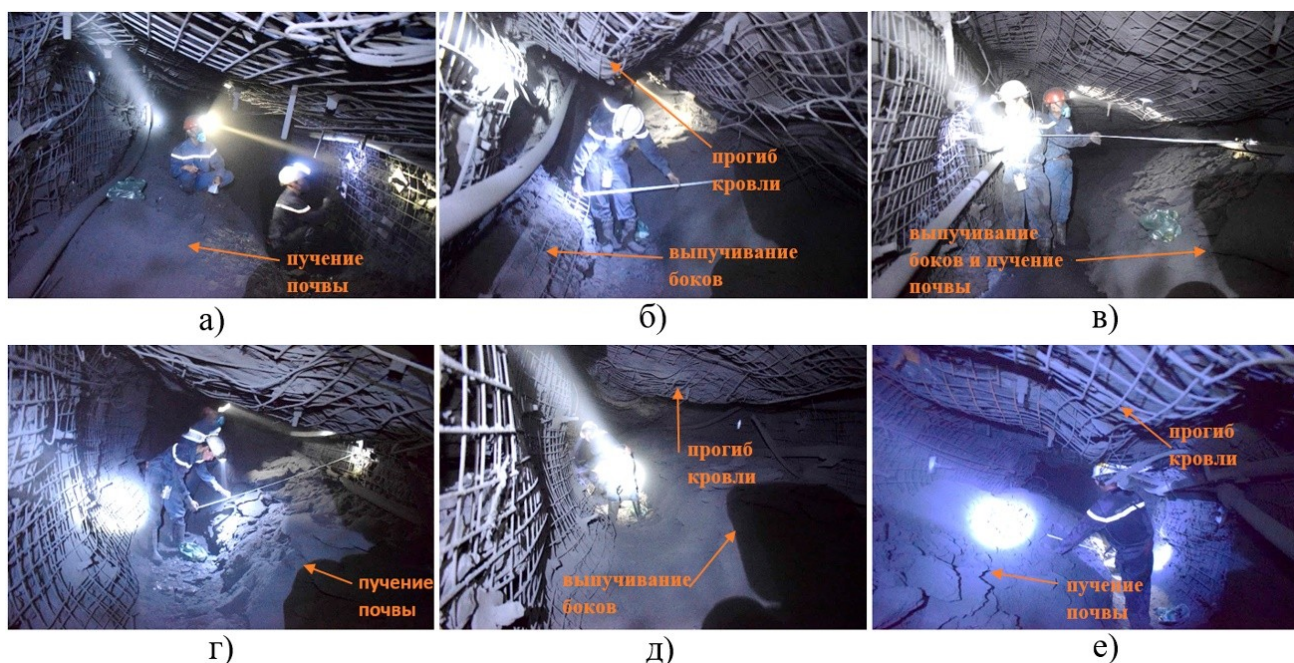


Рисунок 3.26 – Конвергенция в штреке 11.3 (дата обследования 04.02.2020).

Выводы по результатам визуального обследования: [104]

- вентиляционный штрек 11.4: обследование показало, что в условиях сложного напряженно-деформированного состояния (НДС) вмещающих пород рамная крепь не способна обеспечить устойчивость контура выработки. Угольный целик шириной 20-22 м не только не обеспечивает устойчивость или функцию охраны повторно используемой подготовительной выработки, но и переносит на себя и на охраняемую выработку зону максимальных напряжений в краевой части пласта угля. В частности, осложнения из-за наличия в кровле труднообрушающихся пород, интенсифицируются по мере роста концентрации напряжений на угольном целике и из-за циклического воздействия статическо-динамической нагрузки в процессе излома и обрушения консоли основной кровли над краевой зоной массива угля.

Кроме того, результатами визуального мониторинга установлено, что степень деформирования штрека 11.4, по-видимому, постепенно увеличивается при приближении очистного забоя. Конечно же, срок службы выработки также оказывает большое влияние на объемы ремонтных горных работ и на их стоимость.

- вентиляционный штрек 11.3: в результате мониторинга установлено, что анкерная крепь обеспечивает устойчивое состояние штрека 11.3 и сохранение его контура. В общем случае, анкерная крепь устойчива, не имеет признаков разрушения, металлическая сетка не имеет разрывов. Обнаруженные деформации штрека, в

основном, включают пучение почвы и отжим угля в боках. Это специфика выемки пластов с труднообрушаемыми породами кровли.

3.2.2.2. Результаты исследований мерными инструментами

Методика и схема установки системы мониторинга

Методика исследования основана на проведении измерений на стационарных измерительных станциях в штреках. Процесс исследования включает в себя оборудование замерных станций и непрерывное измерение различных параметров состояния выработки в течение всего срока службы. Периодичность измерений от 2-4 раз/мес.

При оценке поведения выработок, закрепленных крепями различных типов, вблизи целика угля конкретных размеров, регистрировали деформации вентиляционных штреков 11.3 и 11.4. На штреке 11.3 расположено семь измерительных станций с номерами Н₁-Н₇, на штреке 11.4 установлены три измерительные станции с номерами Р₁-Р₃ (рисунок 3.22). Расстояние между каждой замерной станцией – 50 м.

Подробное описание измерений, включая оборудование и проектирование места измерений для сбора данных, показаны на рисунке 3.27.

На каждой измерительной станции нанесены постоянные метки краской (красный сплошной кружок на рисунке 3.27) на кровлю и боковые стороны штрека. В почве штрека реперы выполнены из железных колышков диаметром 20 мм длиной 50 см. Положение меток на кровле и почве устанавливаются – посередине длины, а на боковых сторонах - нанесены на замки рамной крепи или замки анкеров [104, 119].

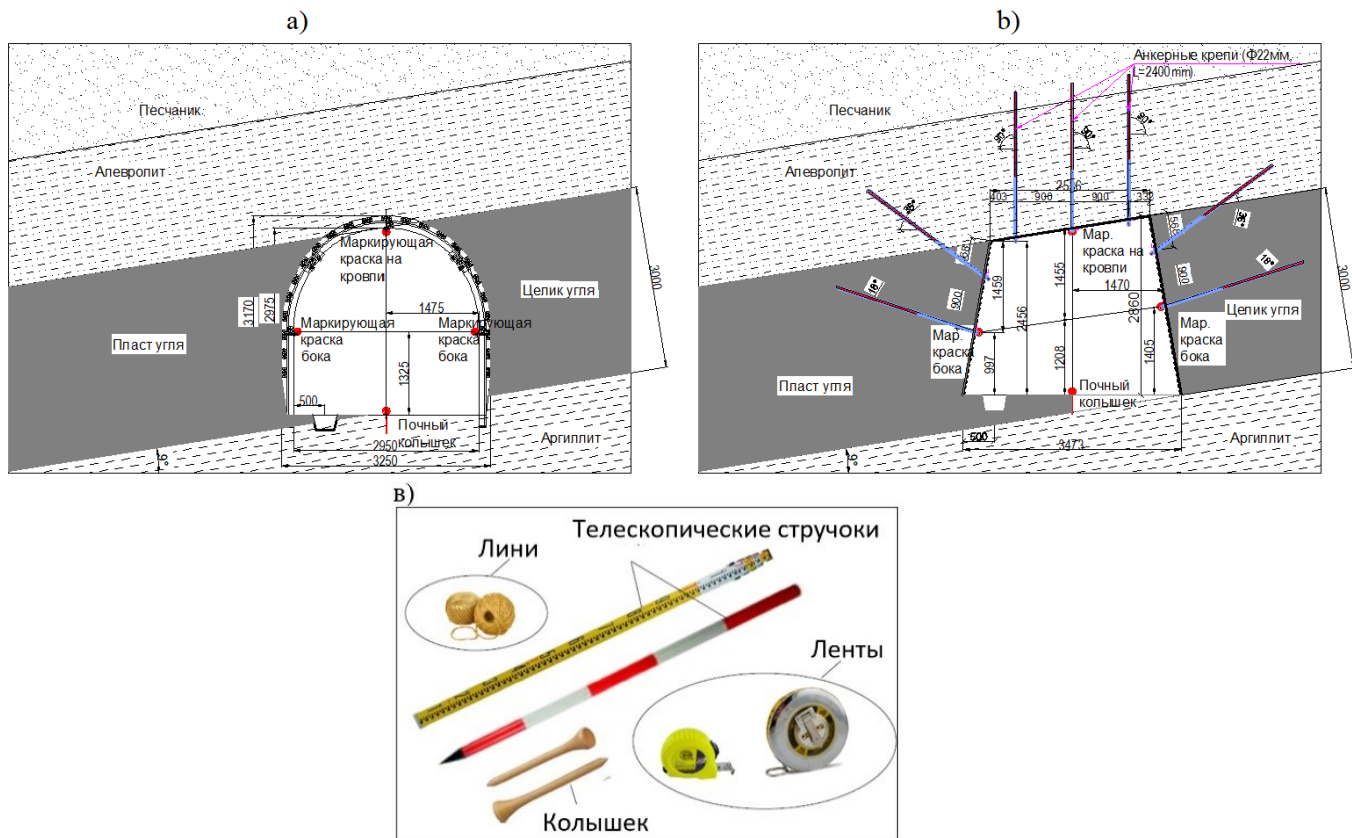


Рисунок 3.27 – Оборудование замерных станций:

- а – размещение точек измерений в поперечном сечении штрека 11.3;
- б – размещение точек измерений на поперечном сечении штрека 11.4;
- в - измерительные инструменты.

Результаты исследований с инструментальными измерениями

Из-за того, что штреки постоянно деформировались и ремонтировались, на многих наблюдательных станциях контрольные метки были утрачены. Непрерывность измерений удалось обеспечить лишь на замерных станциях H_7 в штреке 11.3 и P_1 в штреке 11.4. Поэтому для анализа использовались только полученные данные по станциям H_7 и P_1 . Результаты измерений конвергенции в штреках представлены в таблицах 3.5, 3.6 и на рисунке 3.28.

Таблица 3.5 – Результаты измерений параметров деформирования вентиляционного штрека 11.4.

Дата	Расстояние до очистного забоя, м	Опускание кровли, мм	Отжим в левом боку, мм	Отжим в правом боку, мм	Пучение почвы, мм	Свободное сечение выработки, м ²
Станция измерения Р₁ (ПК50)						
4.2.20	205	223,5	254,7	155,1	114,7	5,7
12.2.20	197,8	224,9	278,1	163,5	120,2	5,7
26.2.20	185,2	227,6	291,6	182,9	125,9	5,7
11.3.20	171,7	252,6	303,6	230,4	129,7	5,6
25.3.20	159,1	278,2	326,9	263,9	131,1	5,5
15.4.20	141,1	290,6	336,4	270,6	140,6	5,4
29.4.20	128,5	297,7	361,1	283,9	150,8	5,3
14.5.20	115,9	495,8	380,0	320,3	159,7	4,4
16.6.20	87,1	526,1	470,0	405,2	172,6	4,1
15.7.20	58,3	584,6	502,3	411,2	243,6	3,7
14.8.20	29,5	585,3	492,9	472,5	435,9	3,3
2.10.20	0,7	603,7	538,2	488,6	469,1	3,1

Таблица 3.6 – Результаты измерений параметров деформирования вентиляционного штрека 11.3.

Дата	Расстояние до очистного забоя, м	Опускание кровли, мм	Отжим в левом боку, мм	Отжим в правом боку, мм	Пучение почвы, мм	Свободное сечение выработки, м ²
Станция измерения Н₇ (ПК400)						
4.2.20	190	175,0	490,5	641,6	695,0	4,4
12.2.20	183,6	179,2	497,7	643,4	695,8	4,3
26.2.20	177,2	183,5	511,7	636,7	691,5	4,3
11.3.20	166	187,7	518,8	645,1	697,3	4,3
25.3.20	154	191,9	518,8	645,7	693,1	4,2
15.4.20	142,8	217,1	525,8	659,4	682,9	4,2
29.4.20	131,6	196,1	532,9	655,8	703,9	4,2
14.5.20	120,4	221,2	540,0	672,3	698,8	4,1
16.6.20	94,8	225,2	554,1	675,8	714,8	4,0
15.7.20	69,2	210,9	575,3	675,8	749,1	3,9
14.8.20	35,6	221,5	589,5	682,2	768,5	3,7
2.10.20	5,2	292,9	653,1	734,4	817,1	3,3

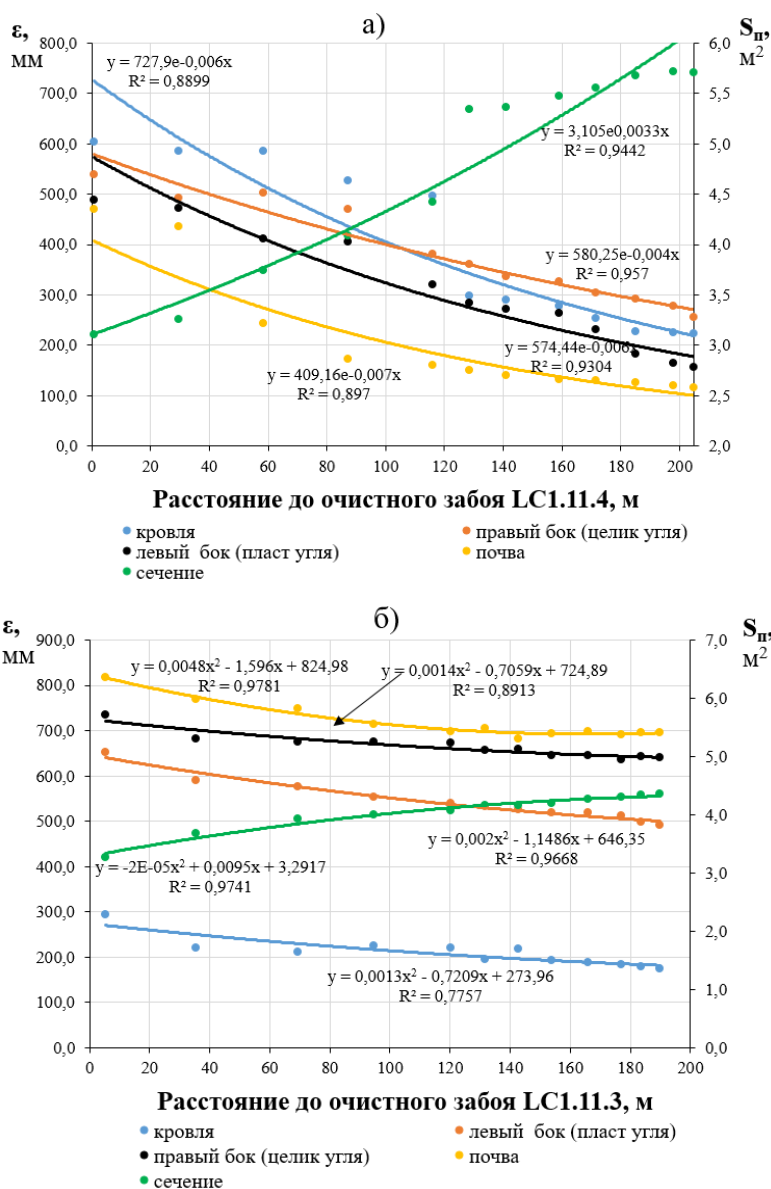


Рисунок 3.28 – Результаты регистрации конвергенций:

а - конвергенция в штреке 11.4; б - конвергенция в штреке 11.3.

На рисунке 3.28 показан результат измерения конвергенции в штреках 11.3 и 11.4 при его повторном использовании при обработке нижнего выемочного столба. Следует отметить, что во время измерения штреки имели значительную деформацию из-за влияния горных работ в верхней выемочной панели. В результате анализа наблюдений установлено, что примерно в 200 м перед 2-й лавой деформация штрека 11.4, закрепленного рамной крепью СВП-17, намного больше, чем деформация штрека 11.3, закрепленного анкерной крепью типа CDCT. Так, в штреке 11.4 амплитуда конвергенции кровли составляет от 220 мм до 730 мм, отжим из целика угля достигает 265-578 мм, отжим из краевой части угольного массива - 185-575 мм,

пучение пород почвы составляет 100-405 мм. Наблюдениями установлено, что металлические крепи типа СВП имеют хорошую устойчивость при отработке первого выемочного столба, но в зоне влияния опорного давления второй лавы не могут обеспечить сохранение минимального необходимого сечения S . Типичным примером могут служить показанные на рисунке 3.25 сломанные несущие элементы конструкции крепи и деформации бортов штрека. В то же время, в закрепленном анкерной крепью штреке 11.3 наблюдаются обратные результаты. Наибольшая деформация происходит при выемке первого столба, а при его нахождении в зоне влияния опорного давления второй лавы амплитуда конвергенции невелика при общей конвергенции кровли 190-275 мм, отжиме из целика угля 650-735 мм, отжиме краевой части угольного пласта 500-640 мм и пучении почвы 700-810 мм. По фактическим натурным наблюдениям, амплитуда конвергенции в штреке 11.3 меньше, чем в штреке 11.4, где установлена крепь усиления двумя рядами гидравлических стоек для на расстоянии 25 м перед второй лавой и передней зоной опорного давления [104].

На рисунке 3.28 можно также видеть, что деформирование штреков усиливается на расстоянии 60 м перед лавами в передней зоне опорного давления. Максимальное деформирование штреков в форме отжима из целика угля всегда больше, чем из-за отжима из краевой части угольного массива. В частности, конвергенция из-за опускания пород кровли в штреке 11.4 намного больше, чем в штреке 11.3. Это возможно объяснить различиями в конструкции крепи. Так, в штреке 11.4, где установлена металлическая арочная крепь, происходит интенсивное деформирование кровли из-за излома верхняков, стоек и замков, разрушающихся под большой нагрузкой жесткой основной кровли. В штреке 11.3 небольшой прогиб кровли объясняется тем, что она подвешена к прочному слою песчаника с помощью анкерной системы. В то же время, отжим боков и пучение пород почвы выработки относительно сильны из-за геологических характеристик вмещающих выработку пород: штреки проведены по угольному пласту со слабыми породами почвы (малоустойчивый аргиллит), в то время как труднообрушаемая основная кровля создает периодические зависания в форме длинной консольной балки над краевой частью целика и над штреком.

В общем, оба эти случая не обеспечивают выполнение технических требований к устойчивости выработки и к безопасности работ. Конструктивные элементы металлической арочной крепи типа СВП склонны к излому, причем неремонтопригодны, и к потере устойчивости. Анкерный стержень крепи типа CDCT длиной 2,4 м имеет недостаточную длину, чтобы достичь зоны неупругих деформаций, и закрепиться в ней. В итоге, окончательное используемое полезное поперечное сечение вентиляционных штреков составляет всего 2-3 м² [104].

3.2.3. Результаты шахтных исследования процессов деформирования повторно используемых подготовительных выработок

Основной задачей шахтных исследований являлось изучение степени влияния различных факторов на объемы ремонтных работ в участковых подготовительных выработках при отработке пластов, в кровле которых залегают труднообрушающиеся породы. Результаты этих исследований, для выработок, охраняемых со стороны выработанного пространства целиком угля, представлены на рисунке 3.29.

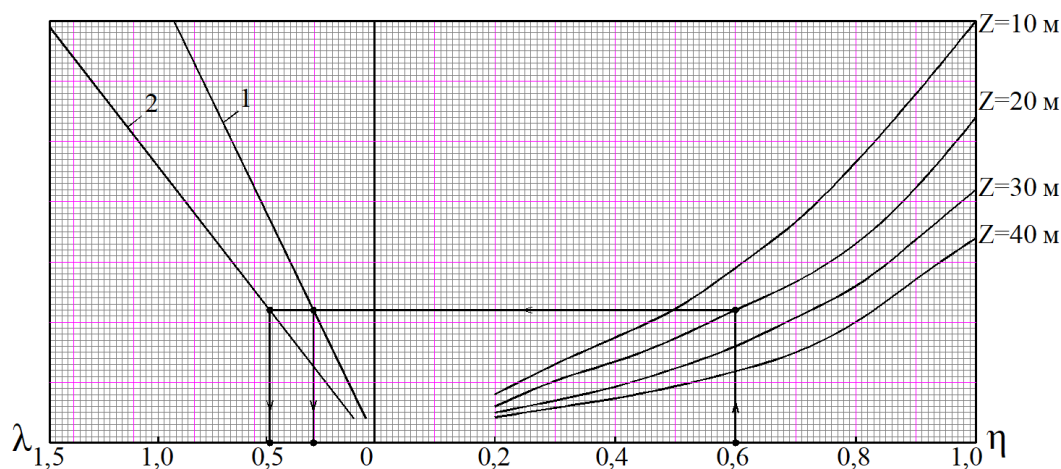


Рисунок 3.29 – Влияние горнотехнических факторов на объемы ремонтных работ в повторно используемых выработках при отработке пластов угля с труднообрушающимися породами кровли: 1 и 2 – соответственно при креплении выработок рамными и анкерными крепями (условные обозначения объяснены в тексте).

На рисунке 3.29: $\lambda = \sum l_i / l_{ст}$, где $\sum l_i$ – суммарная длина участков повторно используемой выработки, в пределах которых выполнялись ремонтные работы; $l_{ст}$ – длина выемочного столба; η – коэффициент, характеризующий геомеханические

условия поддержания выработки; $\eta = \sigma_{ГМ} / \sigma_{сж}$, $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сМ}$ – напряжения в горном массиве, $\sigma_{сж}$ – средневзвешенный предел прочности вмещающих пород на одноосное сжатие; Z – ширина целика.

При построении номограммы были использованы данные о ремонтных работах, связанных с полным перекреплением выработок, установкой дополнительной крепи усиления и заменой отдельных элементов крепи. При этом ремонтные работы, связанные с подрывкой пород почвы, не учитывались из-за отсутствия фактических данных, достаточных для их достоверной статистической обработки.

Выполненные исследования показали, что увеличение ширины целика с 10 до 40-50 м приводит к снижению суммарной длины участков повторно используемой выработки, на которых выполнялись ремонтные работы, причем это уменьшение составляет в 2,0-2,2 раза при использовании рамных крепей и в 2,3-2,4 раза - при использовании анкерных крепей.

Увеличение глубины горных работ приводит к постоянному росту объемов ремонтных работ в выработках, при этом наиболее существенные изменения наблюдаются при переходе на глубины, характеризующиеся значениями коэффициента условий $\eta \geq 0,45-0,6$.

Наиболее «чувствительными» к увеличению глубины горных работ и изменению ширины целика являются выработки, закрепленные анкерной крепью. В условиях шахт Куангниньского угольного бассейна на глубинах 300-400 м ($\eta = 0,3-0,4$) при ширине межстолбовых целиков угля 20-30 м, перекрепляют до 50% общей длины выработок с рамными крепями типа СВП, и 40-50% и более общей длины выработок - с анкерными крепями типа СДСТ. Это приводит не только к увеличению издержек производства непосредственно на ремонтные работы, но и увеличению невосполнимых потерь добычи, связанных с простоями лав при проведении ремонтных работ.

Как следует из рисунка 3.29 и результатов лабораторных исследований (рисунок 3.12), существенное уменьшение объемов ремонтных работ в подготовительных выработках, закрепленных анкерной крепью, может быть достигнуто в условиях шахт Куангниньского угольного бассейна при увеличении ширины целика Z до 40 м. Так, при увеличении ширины целика с 20 до 40 м при

ведении горных работ на глубинах, характеризующихся значениями коэффициента условий $\eta = 0,6$, объемы ремонтных работ уменьшаются на 50-70%. Но увеличение ширины межстолбового целика приводит к пропорциональному росту эксплуатационных потерь угля. Это обстоятельство является одной из причин, по которым сдерживается внедрение на шахтах Вьетнама анкерных крепей, использование которых, как свидетельствует мировой опыт подземной разработки других угольных месторождений [53, 112, 126], создает объективные предпосылки для существенного снижения издержек производства.

Наблюдаемая на современных шахтах интенсификация отработки пластов повышает «цену» неплановых простоев лав с потерями добычи, что, в свою очередь, предполагает более высокие требования к надежности технологической схемы шахты.

Анализ практического опыта отработки пологих и наклонных пластов на шахтах Куангниньского угольного бассейна с использованием применяемой системы разработки (рисунок 3.22) показал, что к числу основных причин неплановых простоев лав относятся ремонтные работы в повторно используемых подготовительных выработках в периоды нахождения их в зонах влияния очистных работ. При увеличении длины выемочных столбов и лав, а также при переходе горных работ на более глубокие горизонты суммарные простои лав по данной причине возрастают.

Основной функцией целиков, оставляемых между выемочными участками, является обеспечение технологически удовлетворительного состояния подготовительных выработок, предназначенных для повторного использования, к моменту завершения отработки смежного столба, а также уменьшение смещений пород в повторно используемых выработках в период отработки столба. Невыполнение данного условия приводит к потерям добычи или пространственной деконцентрации горных работ, следствиями которой, в свою очередь, являются рост издержек производства, связанных с дополнительными затратами на проходку и поддержание подготовительных выработок, транспортирование, проветривание и др.

Оценка потерь добычи (D), вызванных технологически неудовлетворительным состоянием подготовительных выработок, может быть произведена с использованием выражения (3.7):

$$D = A_{л}a + T_{ст}(A_{л} - A_{ср}); T, \quad (3.7)$$

где $A_{л}$ – среднесуточная проектная нагрузка на лаву, т;

a – промежуток времени, необходимый для проведения ремонтных работ в подготовительной выработке перед ее повторным использованием;

$A_{ср}$ – фактическая среднесуточная нагрузка на лаву при отработке выемочного столба, т;

$T_{ст}$ – продолжительность отработки выемочного столба, сут.

Непрогнозируемые перерывы в очистных работах при простоях лав, связанных с ремонтом выработок, приводят к невосполнимым потерям добычи в лавах. В абсолютном выражении потери добычи высокопроизводительных лав составляют сотни тысяч тонн в месяц.

Для оценки параметров зоны опорного давления разработана программа для среды «Matlab» [69], позволяющая рассчитывать вертикальные напряжения в зоне опорного давления. При разработке данной программы использованы результаты шахтных и лабораторных исследований, а также данные, приведенные в методических указаниях «Расчет и экспериментальная оценка напряжений в целиках и краевых частях пласта угля» (ВНИМИ, Ленинград, 1973) [62] и других работах [4, 13, 49, 60, 61]. Информация об алгоритме и интерфейсе программы представлена на рисунках 3.30 и 3.31.

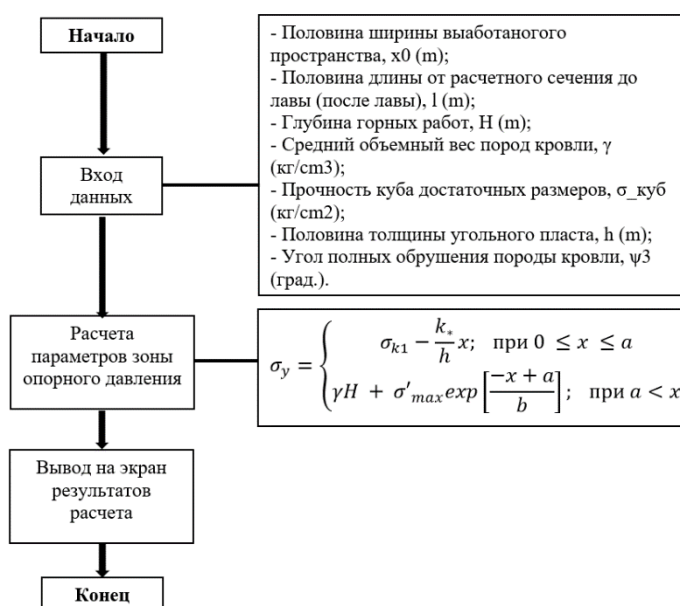


Рисунок 3.30 – Алгоритм определения параметров зоны опорного давления в краевой части массива угля.

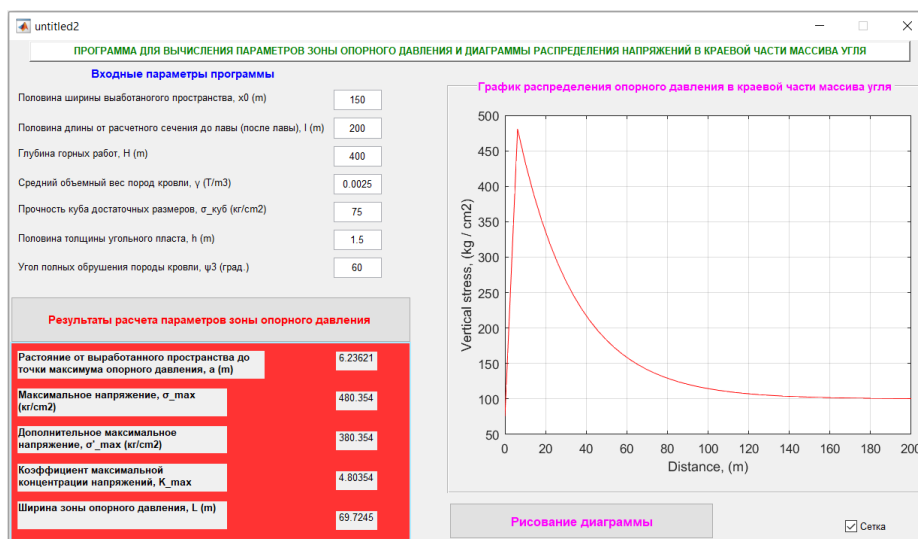


Рисунок 3.31 – Пример работы программы для вычисления параметров зоны опорного давления в [69].

Например, параметры зоны опорного давления определяются при разработке угольных пластов со следующими характеристиками: длина лавы 150 м, глубина горных работ $H = 400$ м, мощность пласта $m = 3$ м, средний объемный вес вмещающих пород $\gamma = 0,0025$ кг/см³, угол полного обрушения пород кровли 60°.

С помощью программы для среды Matlab определяются следующие параметры зоны опорного давления в краевой зоне пласта угля:

- расстояние от выработанного пространства до точки максимума опорного давления 6,2 м;
- максимальное напряжение, $\sigma_{max} = 480$ кг/см² (= 48 МПа);
- коэффициент максимальной концентрации напряжений, $K_{max} = 4,8$;
- ширина зоны опорного давления 69 м.

По результатам работы программы в среде «Matlab» оценивается ширина зоны опасных напряжений (L_1 и L_2), как показано на рисунке 4.3.

3.3. Выводы по главе 3

В результате различных натуральных наблюдений и исследований, проведенных в лабораторных условиях, а также численных экспериментов по различным моделям поведения массива горных пород, установлено следующее:

1. При наличии в кровле пласта труднообрушающихся пород, напряженно-деформированное состояние краевой части массива, прилегающего к выработанному

пространству имеет следующие основные характеристики: большое значение максимального напряжения; высокий коэффициент концентрации напряжений; после процесса завершения обрушения основной кровли пик напряжений перемещается глубоко в угольный массив и в краевой части пласта образуется зона пониженного напряжений.

2. Величине длины вылета консоли труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве пропорциональна величина пика напряжения. Опускание и поворот консоли основной кровли приводит к сжатию краевой части массива и образованию множества трещин с интенсивным отжимом.

3. При максимальном повороте консольной балки и ее обрушении, один конец такой балки опирается на обрушившуюся породу в выработанном пространстве, чем компенсирует почти всю пригрузку от слоев пород кровли на краевую часть пласта. Таким образом, в краевой части массива угля, превышающем расстояние от границы выработанного пространства до трещины разлома в основной кровле, возникнут очень небольшие напряжения, и это хорошее условие для выбора месте расположения выработки, ведь она будет находиться под «защитой» основной кровли, воспринимающей нагрузки, формируемые в зоне опорного давления.

4. При увеличении ширины целика с 10 до 40-50 м снижается суммарная длина участков повторно используемой выработки, в пределах которых нужно выполнять ремонтные работы: в 2,0-2,2 раза при использовании рамных крепей и в 2,3-2,4 раза - при использовании анкерных крепей. Так, при увеличении ширины целика с 20 до 40 м при ведении горных работ на глубинах, характеризующиеся значениями коэффициента условий $\eta = 0,6$, объемы ремонтных работ уменьшатся на 50-70%.

ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДУЕМАЯ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С ТРУДНООБРУШАЮЩИМИСЯ ПОРОДАМИ КРОВЛИ

К числу первоочередных задач, стоящих перед шахтой «Хечам» и другими перспективными угольными шахтами Куангниньского угольного бассейна, относится создание технологий, обеспечивающих:

- снижение эксплуатационных потерь угля в межстолбовых целиках;
- возможность использования анкерных крепей в качестве основных крепей повторно используемых участков подготовительных выработок.

Одновременная реализация этих двух важных задач при применении известных технологий (рисунок 2.9) существенно затруднена, а в ряде случаев практически невозможна, при залегании над пластом труднообрушающихся пород кровли, склонных к значительным зависаниям в выработанном пространстве. Одной из главных причин, по которым в Куангниньском угольном бассейне Вьетнама сдерживается внедрение анкерных крепей, является необходимость увеличения ширины межстолбовых целиков, не менее, чем на 50-70% при отработке пластов угля с труднообрушающимися породами кровли.

Как отмечалось ранее (Глава 1), при использовании технологии, применяемой в настоящее время на шахтах месторождения Куангнинь (Вьетнам) (рисунки 1.11 и 3.22), для обеспечения устойчивого состояния повторно используемых подготовительных выработок, закрепленных анкерной крепью, необходимо между столбами оставлять целики шириной от 30 до 40 м и более. Потери угля в этих целиках в ряде случаев превышают 20% балансовых запасов.

4.1. Рекомендуемая ресурсосберегающая технология и ее параметры для условий шахты «Хечам»

Недостатком технологии (рисунок 2.9), включающей отработку целика на одной линии с очистным забоем [24-29, 59], является трудность решения вопросов, связанных с проветриванием тупикового участка лавы, прилегающего к выработанному пространству.

Варианты ресурсосберегающей технологии, рекомендуемой для отработки

пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли в условия шахты «Хечам», представлены на рисунках 4.1 и 4.2.

На рисунке 4.1: 1, 3 – транспортные штреки отработываемого столба ABCD; 2 – вентиляционный штрек отработываемого столба ABCD; 4 – вспомогательная выработка отработываемого столба ABCD; 5 – печь (сбойка); 6, 7 – транспортные штреки подготавливаемого столба FADE; 8 – разрезная печь; 9 – вспомогательная выработка подготавливаемого столба ADEF; 10, 11 – фланговые выработки; 12 – панельный уклон; 13 – ходок панельного уклона; 14 – печь (сбойка); Z_1 – ширина целика угля, оставленного при проходке транспортных штреков 6 и 7; Z_2 – ширина целика между вспомогательной выработкой 4 отработываемого столба ABCD и выработанным пространством (ширина целика, оставляемого со стороны выработанного пространства при проходке вспомогательной выработки 9 подготавливаемого столба ADEF; S – расстояние между забоем проводимой выработки 9 и лавой №1; L – длина лавы; t – продолжительность стабилизации процесса осадки труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве; L_{cm} – длина выемочного столба; v – скорость движения лавы. Аналогичные условные обозначения приняты на рисунке 4.2.

При использовании вариантов, представленных на рисунках 4.1 и 4.2, для подготовки к отработке лавой №2 столба FADE проходят парные штреки 6 и 7 и разрезную печь 8. Между штреками 6 и 7, разделенными целиком угля шириной Z_1 , проходят печи 14.

Ширину целика (Z_1) принимают больше ширины зоны опасных напряжений, формирующейся в краевой зоне угольного пласта.

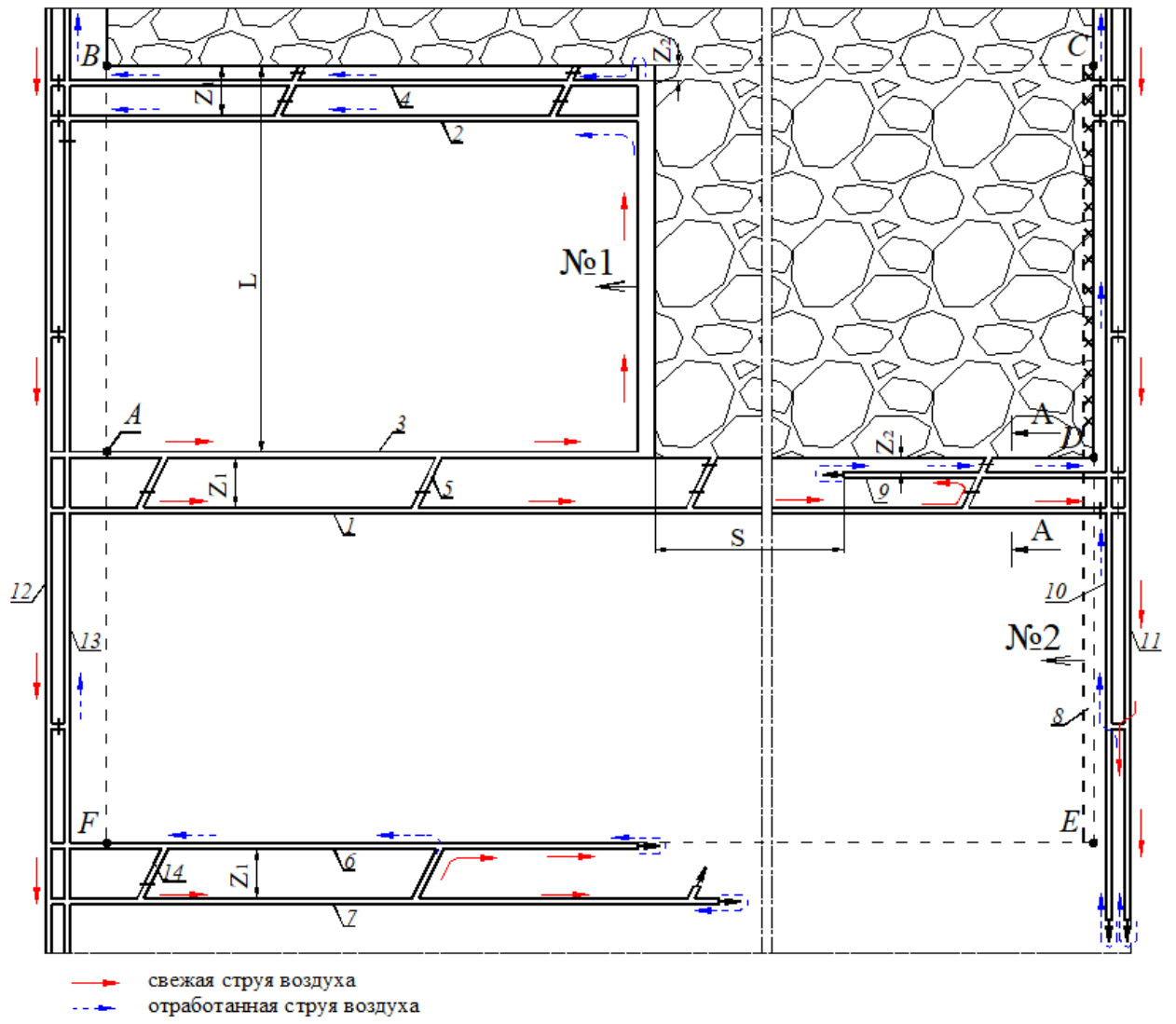


Рисунок 4.1 – Вариант разработанной технологии отработки угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли при $L_{ст} > v \times t$.

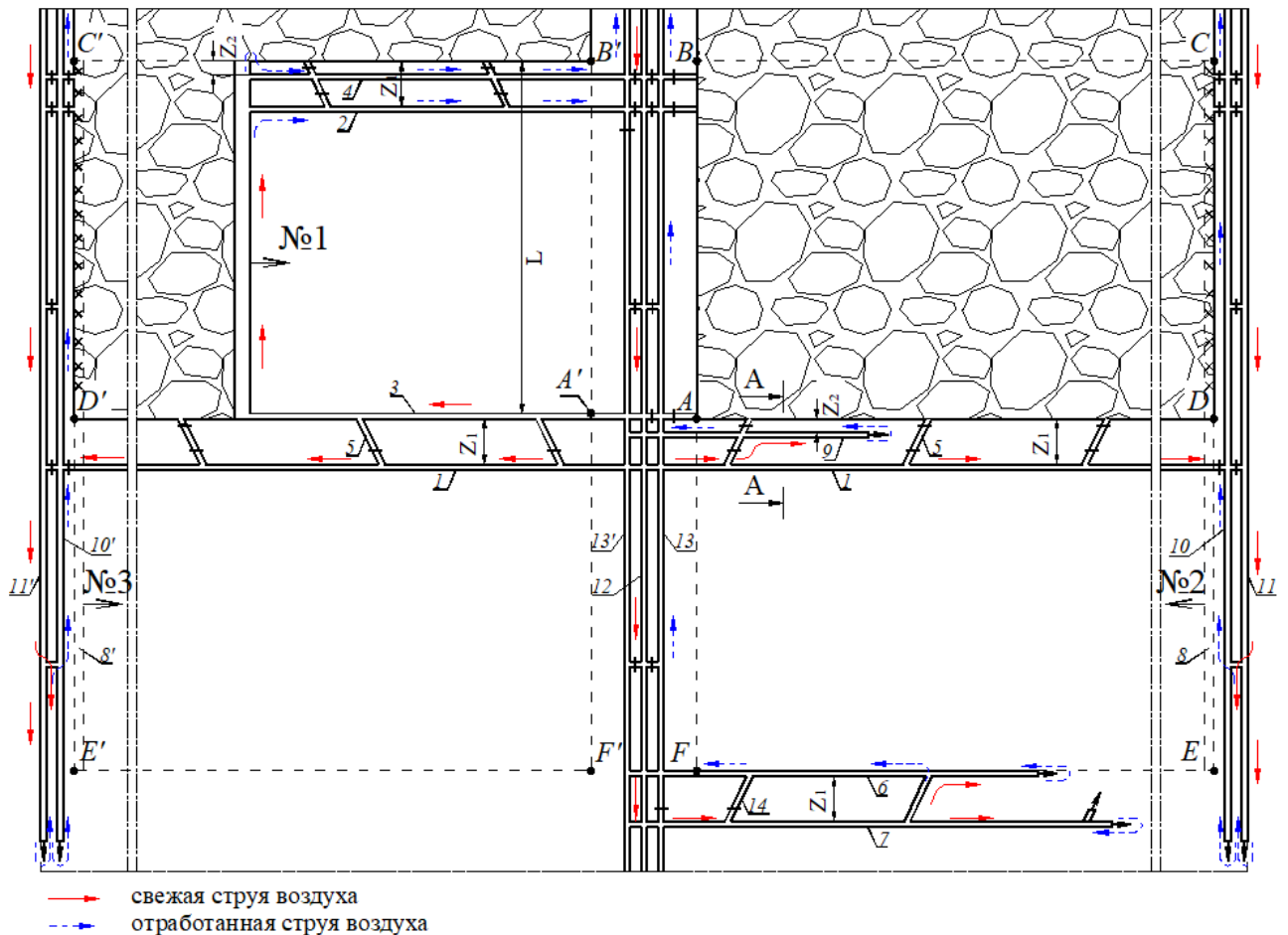


Рисунок 4.2 – Вариант разработанной технологии отработки угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли при $L_{ст} \leq v \times t$.

Для оценки ширины зоны опасных напряжений (L_1 или L_2 , рисунок 4.4) разработана программа, позволяющая рассчитывать вертикальные напряжения в зоне опорного давления, формирующейся над краевой зоной угольного пласта, прилегающей к выработанному пространству. При разработке данной программы использованы результаты шахтных (рисунки 3.28 и 3.29) и лабораторных (рисунки 3.12 и 3.14) исследований (Глава 3) авторов статьи, а также данные, приведенные в методических указаниях «Расчет и экспериментальная оценка напряжений в целиках и краевых частях пласта угля» (ВНИМИ, Ленинград, 1973).

Ширину целика Z_1 (рисунки 4.1 и 4.2) рекомендуется принимать больше ширины зоны опасных напряжений (L_1 или L_2 , рисунок 4.3): L_1 – ширина зоны опасных напряжений при использовании при рамной крепи; L_2 – при использовании анкерной крепи.

Граница зоны опасных напряжений определялась по «точкам» в горном

массиве, в которых опускания пород кровли в повторно используемой выработке превышали предельно допустимые значения опусканий кровли для тех либо иных типов применяемой крепи.

В рассмотренном примере (рисунок 4.3) при использовании арочных крепей (СВП-17) ширину целика следует принимать около 30м, при использовании анкерных крепей (CDCT) - более 40м.

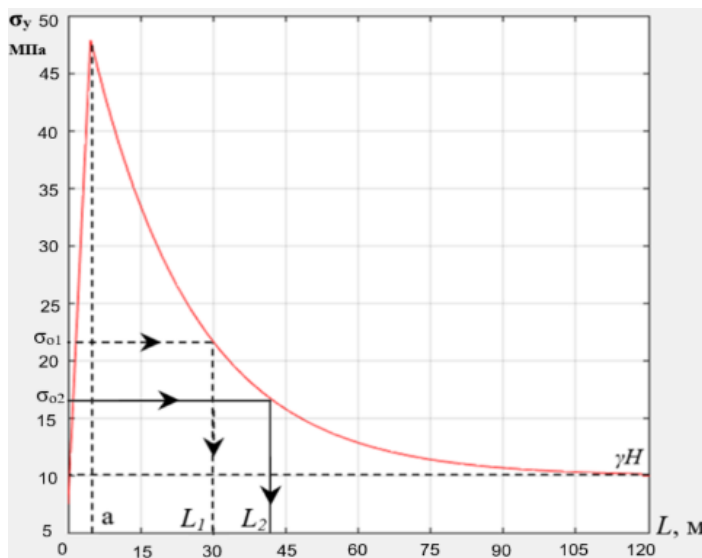


Рисунок 4.3 – Пример определения параметров зоны опорного давления и построения эпюры распределения напряжений в краевой части угольного пласта 11 для условий шахты «Хечам»: σ_{o1} , σ_{o2} – опасные напряжения в массиве, соответственно, при использовании рамных и анкерных крепей

В период отработки столба ABCD лавой №1 с определенным отставанием S от очистного забоя проходят вспомогательную выработку 9. Вспомогательная выработка 9 проходится от фланговых выработок 10 и 11, углубка которых производится периодически по мере отработки выемочных столбов.

Между выработанным пространством и вспомогательной выработкой 9 при ее проходке оставляют целик угля, ширину (Z_2) которого определяют из условия минимизации затрат на поддержание выработки 9 и обеспечения безопасного проветривания тупиковой части лавы №1 за счет диффузии (общешахтной депрессии). В соответствии с п.154 «Правил безопасности в угольных шахтах» (2017) разрешается проветривать за счет диффузии тупиковые выработки длиной до 6 м на газовых шахтах, и тупиковые выработки длиной до 10 м на негасовых шахтах.

К числу задач, требующих специального рассмотрения при использовании

рекомендуемой технологии обработки угольных пластов, относится задача, связанная с обеспечением технологически удовлетворительного состояния вспомогательной выработки 9 (рисунки 4.1 и 4.2), обеспечивающей возможность проветривания тупиковой части лавы при полной обработке межстолбового целика практически любой ширины Z_1 на одной линии с очистным забоем. Сложность решения этой задачи связана с высоким уровнем напряжений в краевой зоне угольного пласта, обусловленных зависаниями в выработанном пространстве труднообрушающихся пород и формированием в них трещин разлома.

Анализ результатов лабораторных исследований на моделях из эквивалентных материалов и численного моделирование показал, что вспомогательную выработку 9 целесообразно располагать на удалении Z_2 (рисунок 4.4) от выработанного пространства, превышающем расстояние X_1 от границы выработанного пространства до трещины разлома б в основной кровле.

На рисунке 4.4: 1 – повторно используемая участковая подготовительная выработка; 2 – угольный пласт; 3 и 4 кривые иллюстрирующие характер распределения напряжений в краевой части угольного массива, соответственно, до и после осадки труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве; 5 – труднообрушающиеся породы кровли, 6 – трещина разлома в основной кровле, 7 – граница выработанного пространства, 8 – блок труднообрушающихся пород, 9 – вспомогательная выработка.

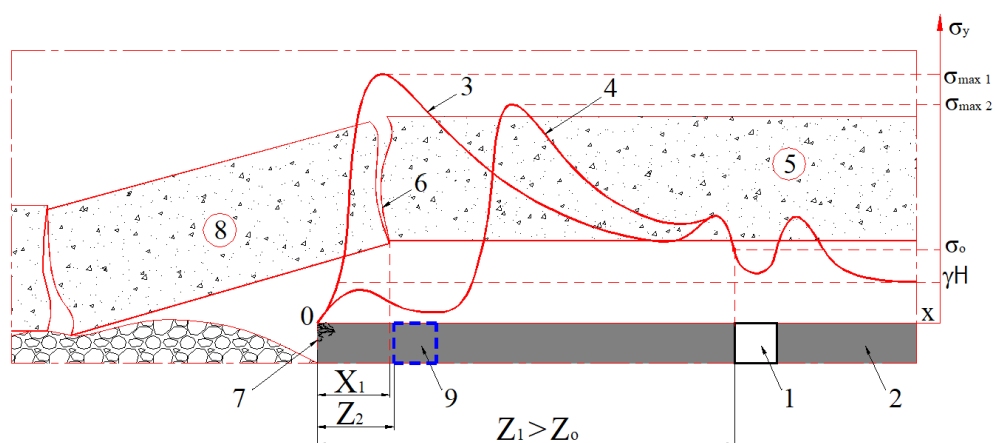


Рисунок 4.4 – Рекомендуемое расположение повторно используемой подготовительной выработки 1 и вспомогательной выработки 9 относительно границы выработанного пространства и трещины разлома б (по А-А, рисунок 4.2)

По данным лабораторных исследований на моделях из эквивалентных

материалов и шахтных визуальных наблюдений расстояние X_1 для условий шахты «Хечам» составляет около 2-4 м.

Как отмечалась ранее, вспомогательную выработку 9 (рисунки 4.1 и 4.2) проходят после стабилизации процесса обрушения пород кровли в выработанном пространстве, что исключает влияние обрушающихся породных блоков на деформации выработки. Продолжительность стабилизации процесса осадки труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве лав обычно не превышает 6-8 мес.

При рекомендуемом расположении вспомогательной выработки 9 (рисунок 4.4) относительно трещины разлома 6 повышенные нагрузки в зоне опорного давления воспринимаются труднообрушающимися породами кровли 5, не потерявшими связь с их продолжением со стороны нетронутого массива. Напряжения в непосредственной кровле над вспомогательной выработкой 9 характеризуются величинами на порядок меньшими, чем напряжения, зафиксированные в соответствующей области массива до осадки труднообрушающихся пород.

Породы непосредственной кровли над вспомогательной выработкой 9 практически не опускаются и не разрушаются горным давлением, что позволяет сделать вывод о возможности применения в данных выработках облегченных видов крепи, в том числе, анкерных крепей.

В конечном итоге параметр Z_2 (рисунки 4.1 и 4.2) необходимо определять с использованием выражений: $X_1 < Z_2 \leq 6\text{м}$ - для газовых шахт; $X_1 < Z_2 \leq 10\text{м}$ - для негазовых шахт.

Выполнение данных условий обеспечивает минимизацию затрат на проходку и поддержание вспомогательной выработки 9 (рисунки 4.1 и 4.2), обеспечивающей возможность проветривания тупиковой части лавы при полной отработке межстолбового целика практически любой ширины (Z_1) на одной линии с очистным забоем.

На рисунке 4.1 столб FADE отрабатывают лавой №2 после завершения очистных работ в лаве №1. Штреки 2, 3 и вспомогательную выработку 4 (9) погашают за лавой №1. Повторно используемые штреки 1 и 2 в течение всего срока их службы охраняют целиками угля шириной Z_1 . Штрек 1 используют в качестве транспортного штрека при работе лавы №1, при работе лавы №2 его используют повторно в качестве

вентиляционного штрека.

Вариант, представленный на (рисунок 4.1), рекомендуется применять при длине выемочных столбов $L_{ст} > t \times V$, вариант, в соответствии с рисунком 4.2 – при длине выемочных столбов $L_{ст} \leq t \times V$. В приведенных выражениях $L_{ст}$ – проектная длина выемочного столба, t – продолжительность стабилизации процесса осадки труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве, V – скорость подвигания лавы.

В условиях шахт Куангниньского угольного бассейна фактические скорости подвигания лав при ведении очистных работ с использованием БВР составляют 15-25 м/мес, продолжительность стабилизации процесса осадки труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве до 6-8 мес. С учетом данных фактов перспективы внедрения схемы, представленной на рисунке 4.1, связаны с отработкой участков шахтных полей с размерами по простиранию пласта более 200-250 м. Схему, представленную на рисунке 4.2, целесообразно использовать при отработке участков шахтных полей с размерами по простиранию пласта менее 250 м. Как ранее отмечалось, фактическая длина выемочных столбов на шахте «Хечам» составляет от 300 до 800м, скорости подвигания лав 15-25 м/мес. В условиях современных российских угольных шахт при скоростях подвигания механизированных лав, достигающих 450-500 м/мес., схему, представленную на рисунке 4.1, целесообразно применять при длине выемочных столбов более 3000-3500 м.

Использование рекомендуемых технологических схем позволяет обеспечить максимально благоприятные условия поддержания выработок, предназначенных для повторного использования. В течение всего срока существования данная выработка охраняется по схеме «целик шириной Z_1 - массив». Принятие ширины целика Z_1 , больше ширины зоны опасных напряжений, формирующейся над краевой частью угольного массива, позволяет существенно (в 1,5-2,3) раза и более снизить затраты на поддержание повторно используемых выработок при любых типах крепей и обеспечить возможность использования анкерной крепи в качестве основной крепи повторно используемых выработок.

Снижение эксплуатационных потерь угля обеспечивается полной отработкой межстолбовых целиков. Следует подчеркнуть, что при применяемой на шахтах Вьетнама системе разработки (рисунок 1.11) потери в одном целике при длине столба

800м достигают 100 тысяч тонн угля и более.

Принимая во внимание характер зависимостей, приведенных на рисунке 3.29, а также неизбежное увеличение в перспективе глубины горных работ и длины выемочных столбов, экономическая эффективность использования разработанной технологии будет постоянно возрастать. К числу дополнительных положительных эффектов, достигаемых при использовании данной технологии, относятся также повышение эффективности отработки свит сближенных пластов и снижение вероятности газодинамических явлений при отработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа.

Транспортирование угля. Уголь в лаве транспортируется скребковым конвейером до штрека 3 (рисунки 4.1 и 4.2). Далее по штреку 3 уголь транспортируется ленточным конвейером до панельного уклона 12. Из панельного уклона уголь поступает на общий погрузочный пункт, расположенный на главном транспортном штреке.

Вентиляция (рисунок 4.5). Проветривание участка может осуществляться по различным схемам. В вариантах, представленных на рисунках 4.1 и 4.2, струя воздуха по панельному уклону 12, штрекам 1 и 2 поступает в лаву №1. Исходящая струя воздуха из лавы №1 отводится к фланговой вентиляционной выработке 13 через вентиляционный штрек 2 и вспомогательную выработку 4 (9).

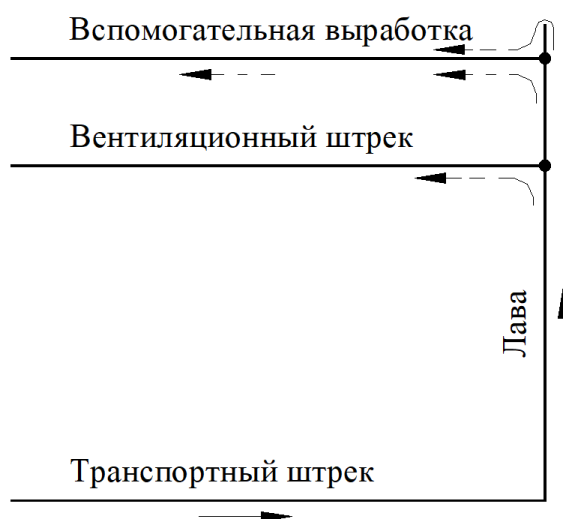


Рисунок 4.5 – Принципиальная схема проветривания выемочного участка при использовании рекомендуемой ресурсосберегающей технологии

4.2. Техничко-экономическая оценка целесообразности применения рекомендуемой системы разработки в условиях шахты «Хечам».

4.2.1. Исходные данные для технико-экономической оценки

В данном параграфе произведена технико-экономическая оценка эффективности использования рекомендуемого ресурсосберегающего варианта системы разработки по сравнению с вариантом системы (рисунок 4.6).

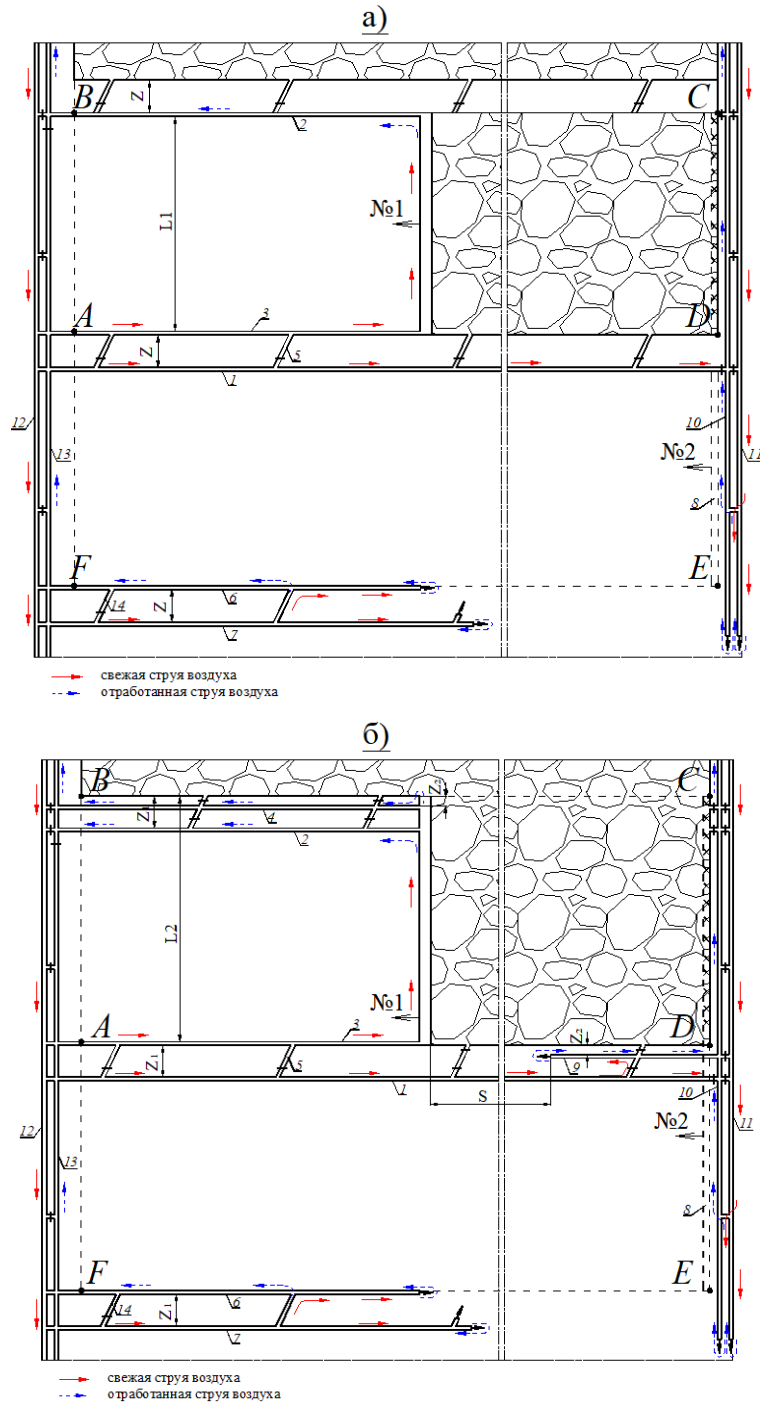


Рисунок 4.6 – Варианты системы разработки, принятые для технико-экономического сравнения: а) система разработки, применяемая на шахте «Хечам»; б) рекомендуемая ресурсосберегающая система разработки.

На рисунке 4.6: 1,3 – транспортные штреки обрабатываемого столба ABCD; 2 – вентиляционный штрек обрабатываемого столба ABCD; 4 – вспомогательная выработка обрабатываемого столба ABCD; 5 – печь (сбойка); 6, 7 – транспортные штреки подготавливаемого столба FADE; 8 – разрезная печь; 9 – вспомогательная выработка подготавливаемого столба ADEF; 10, 11 – фланговые выработки; 12 – панельный уклон; 13 – ходок панельного уклона; 14 – печь (сбойка); Z_1 – ширина целика угля, оставленного при проходке транспортных штреков 6 и 7; Z_2 – ширина целика между вспомогательной выработкой 4 обрабатываемого столба ABCD и выработанным пространством (ширина целика, оставляемого со стороны выработанного пространства при проходке вспомогательной выработки 9 подготавливаемого столба ADEF); S – расстояние между забоем проводимой выработки 9 и лавой №1; L – длина лавы; t – продолжительность стабилизации процесса осадки труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве; L_{cm} – длина выемочного столба; v – скорость движения лавы. Аналогичные условные обозначения приняты на рисунке 4.2.

Расчеты выполнены для следующих условий: длина столба $L_{cm} = 600$ м, длина лавы $l_l = 150$ м, ширина целика в базовом варианте $Z = 20$ м, глубина горных работ $H = 400$ м, угол падения пласта $\alpha = 9^\circ$, мощность пласта $m = 3$ м. Непосредственная кровля – слой алевролита мощностью от 2 м до 4 м, средний предел прочности на одноосное сжатие пород $R_c = 506$ кгс/см². Основная (труднообрушающаяся) кровля – слой песчаника мощностью более 19,9 м со средней прочностью на одноосное сжатие $R_c = 832,6$ кгс/см². Труднообрушающиеся породы кровли пласта относятся ко II-му классу по классификации б. ВУГИ. Непосредственная почва пласта – аргиллит мощностью 1,61 – 6,0 м.

При сравнении рассматриваемых систем разработки учитывались:

- затраты на проведение подготовительных выработок при подготовке и отработке одного столба;
- затраты, связанные с поддержанием подготовительных выработок при отработке и подготовке одного столба;
- экономический ущерб, связанный с потерями угля в межстолбовом целике.

4.2.2. Расчет затрат на проведение подготовительных выработок при подготовке и отработке одного выемочного столба

Затраты на проходку выработок определяют [57, 68, 81] из выражения (4.1):

$$Z_{\text{пр}} = \sum_1^i L_i C_i, \quad (4.1)$$

где $Z_{\text{пр}}$ – затраты на проведение подготовительных выработок при подготовке и отработке одного столба, руб.;

L_i – длина i -ой выработки, м;

C_i – затраты на проходку одного метра i -ой выработки, руб.;

определяют [57, 68, 81] из выражения (4.2):

$$C_i = \sum_1^j V_j \times P_{\text{ед},j} \left(1 + \frac{\text{Ш}}{100} \right) + \text{ФОТ}_{\text{раб. и мех.}} \frac{N_{\text{НАР}}}{100} + \text{ФОТ}_{\text{раб.}} \frac{\text{П}}{100}, \quad (4.2)$$

где V_j – объем конструктивного элемента или работ j -го типа;

$P_{\text{ед},j}$ – единичная расценка конструктивного элемента или работы j -го типа, руб.;

Ш – общешахтные расходы, %;

$\text{ФОТ}_{\text{раб.}}$ – фонд оплаты труда рабочих, тыс. руб.;

$N_{\text{НАР}}$ – норма проектирования с накладными расходами, %;

П – норма проектирования со сметной прибылью, %.

Рекомендуемая система разработки (рисунок 4.6 б). В данном варианте для подготовки одного столба проходят конвейерные штреки 6, 7, печи 14 (16) и вспомогательную выработку 9.

Суммарные затраты на проходку выработок определяют из выражения (4.3):

$$Z_{\text{пр}} = 2L_{\text{ст}}C_1 + L_{\text{ст}}C_2 + Z_1 \frac{L_{\text{ст}}}{d} C_3, \quad (4.3)$$

где $Z_{\text{пр}}$ – затраты на проведение подготовительных выработок при подготовке и отработке одного столба, руб.;

$L_{\text{ст}}$ – длина столба, м;

C_1 – затраты на проходку одного метра конвейерного штрека, руб.;

C_2 – затраты на проходку одного метра вспомогательной выработки, руб.;

C_3 – затраты на проходку одного метра печи, руб.;

Z_1 – ширина временного целика угля, м;

d – расстояние между двумя печами, м.

Базовая система разработки (рисунок 4.6 а). В данном варианте для подготовки одного столба проходят конвейерные штреки 6, 7 и печи 5. Затраты на их проходку

определяют из выражения (4.4):

$$Z'_{\text{пр}} = 2L_{\text{ст}}C_1 + Z \frac{L_{\text{ст}}}{d} C_3, \quad (4.4)$$

где $Z'_{\text{пр}}$ – затраты на проведение подготовительных выработок при подготовке и отработке одного столба по базовому варианту, руб.;

Результаты расчета затрат на проходку выработок по рассматриваемым вариантам представлены в таблице 4.1.

4.2.3. Расчет затрат на поддержание подготовительных выработок при подготовке и отработке столба

Затраты на поддержание выработок при подготовке столба рассчитывают [57, 68, 81] с использованием выражения (4.5):

$$Z_{\text{под.подг}} = \sum_1^i \frac{L_i}{2} C_i \frac{L_i}{v_{\text{пр},i}} \lambda_i, \quad (4.5)$$

где $Z_{\text{под.подг}}$ - затраты на поддержание выработок при подготовке одного столба, руб.;

L_i – длина i -ой выработки, м;

C_i – затраты на поддержание одного метра i -ой выработки при подготовке столба, руб.;

$v_{\text{пр},i}$ - средняя скорость проходки i -ой выработки, м/год;

λ_i - коэффициент, учитывающий длину участка i -ой выработки, поддерживаемого при подготовке одного столба;

Затраты на поддержание выработок при отработке столба [57, 68, 81] рассчитывают с использованием выражения (4.6):

$$Z_{\text{под.отр.}} = \sum_1^j \frac{L_j}{2} C_j \frac{L_j}{v_{\text{л}}} \lambda_j, \quad (4.6)$$

где $Z_{\text{под.отр.}}$ - затраты на поддержание выработок при отработке одного столба, руб.;

L_j – длина j -ой выработки, м;

C_j – затраты на поддержание одного метра i -ой выработки при отработке одного столба, руб.;

$v_{\text{л}}$ - средняя скорость подвигания лавы, м/год;

λ_j - коэффициент, учитывающий длину участка i -ой выработки, поддерживаемого при отработке одного столба.

Рекомендуемая система разработки (рисунок 4.6 б): При подготовке и отработке столба поддерживаются следующие выработки: конвейерный штрек 1, 1',

2, 3, 6, 7, печи 5, 14 (16), вспомогательные выработки 4 и 9.

Затраты на поддержание выработок при подготовке столба рассчитывают с использованием выражения (4.7):

$$Z_{\text{под.подг.}} = 2 \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_5 \frac{L_{\text{ст}}}{v_1} \lambda_1 + \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_8 \frac{L_{\text{ст}}}{v_2} \lambda_3 + \frac{\left(\frac{Z L_{\text{ст}}}{d}\right)^2}{2v_3} C_{10} \lambda_6. \quad (4.7)$$

Затраты на поддержание выработок при отработке столба рассчитывают с использованием выражения (4.8):

$$Z_{\text{под.отр.}} = 3 \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_6 \frac{L_{\text{ст}}}{v_l} \lambda_2 + \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_8 \frac{L_{\text{ст}}}{v_l} \lambda_4 + \frac{\left(\frac{Z L_{\text{ст}}}{d}\right)^2}{2v_l} C_9 \lambda_5; \quad (4.8)$$

Общие затраты на поддержание выработок рассчитываются с использованием выражения (4.9):

$$Z_{\text{под.}} = \left(2 \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_5 \frac{L_{\text{ст}}}{v_{\text{пр}}} \lambda_1 + 3 \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_6 \frac{L_{\text{ст}}}{v_l} \lambda_2 \right) + 2 \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_8 \left(\frac{L_{\text{ст}}}{v_l} \lambda_3 + \frac{L_{\text{ст}}}{v_l} \lambda_4 \right) + \left(\frac{\left(\frac{Z L_{\text{ст}}}{d}\right)^2}{2v_{\text{пр}}} C_{10} \lambda_6 + \frac{\left(\frac{Z L_{\text{ст}}}{d}\right)^2}{2v_l} C_9 \lambda_5 \right), \quad (4.9)$$

где $Z_{\text{под.}}$ – общие затраты на поддержание выработок при подготовке и отработке одного столба, руб.;

C_5 – затраты на поддержание одного метра конвейерного штрека при подготовке столба, руб./м.год;

C_6 – затраты на поддержание одного метра конвейерного штрека при отработке столба, руб./м.год;

C_7 – затраты на поддержание одного метра просека, руб./м.год;

C_8 – затраты на поддержание одного метра вспомогательной выработки, руб./м.год;

C_9 – затраты на поддержание одного метра печи при отработке столба, руб./год;

C_{10} – затраты на поддержание одного метра печи при подготовке столба, руб./год;

v_1 – средняя скорость проходки штрека, м/год;

v_2 – средняя скорость проходки вспомогательной выработки, м/год;

v_3 – средняя скорость проходки печи, м/год;

v_l – средняя скорость движения лавы, м/год;

Z_l – ширина временного целика угля, м;

$L_{\text{ст}}$ – длина столба, м;

d – расстояние между двумя печами, м;

λ_1 и λ_2 – коэффициенты, учитывающие суммарную длину штреков, поддерживаемых, соответственно, при подготовке и отработке столба;

λ_3 и λ_4 – коэффициенты, учитывающие длину вспомогательной выработки, поддерживаемой, соответственно, при подготовке и отработке столба;

λ_5 и λ_6 – коэффициенты, учитывающие суммарную длину печей, поддерживаемых, соответственно, при подготовке и отработке столба.

Базовая система разработки (рисунок 4.6 а). При подготовке и отработке столба поддерживаются следующие выработки: штреки 1, 2, 3, 6, 7 и печи 5.

Затраты на поддержание выработок при подготовке столба рассчитывают с использованием выражения (4.10):

$$З'_{\text{под.подг.}} = 2 \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_5 \frac{L_{\text{ст}}}{v_1} \lambda_1 + \frac{\left(\frac{z L_{\text{ст}}}{d}\right)^2}{2v_3} C_{10} \lambda_6, \quad (4.10)$$

Затраты на поддержание выработок при отработке столба рассчитывают с использованием выражения (4.11):

$$З'_{\text{под.отра.}} = 3 \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_6 \frac{L_{\text{ст}}}{v_l} \lambda_2 + \frac{\left(\frac{z L_{\text{ст}}}{d}\right)^2}{2v_l} C_9 \lambda_5, \quad (4.11)$$

Общие затрат на поддержание выработок при использовании базового варианта рассчитывают с использованием выражения (4.12):

$$З'_{\text{под}} = \left(2 \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_5 \frac{L_{\text{ст}}}{v_1} \lambda_1 + 3 \frac{L_{\text{ст}}}{2} C_6 \frac{L_{\text{ст}}}{v_l} \lambda_2 \right) + \left(\frac{\left(\frac{z L_{\text{ст}}}{d}\right)^2}{2v_3} C_{10} \lambda_6 + \frac{\left(\frac{z L_{\text{ст}}}{d}\right)^2}{2v_l} C_9 \lambda_5 \right), \quad (4.12)$$

$З'_{\text{под}}$ – суммарные затраты, руб.

Результаты расчета представлены в таблице 4.1.

4.2.4. Расчет экономического ущерба, связанного с эксплуатационными потерями угля в целиках при отработке столба

В рекомендуемом варианте (рисунок 4.6 б) целики угля обрабатываются на одной линии с лавой. Поэтому исключена возможность потери угля в целиках.

В базовом варианте (рисунок 4.6 а), применяемом на шахте «Хечам» и других шахтах Вьетнама, целики оставляют в выработанном пространстве. Потери угля в этих целиках при отработке одного столба можно определить из выражения (4.13):

$$A_{\text{ц}} = L_{\text{ст}} Z m \gamma_y k, \quad (4.13)$$

где $A_{ц}$ – эксплуатационные потери угля в целиках при отработке одного столба, тонн;

$L_{ст}$ – длина столба, м;

Z – ширина целика, м;

m – вынимаемая мощность пласта, м;

γ_y – объемный вес угля, т/м³;

k – коэффициент, учитывающий извлечение угля из целика при отработке столба;

При оценке экономического ущерба, связанного с потерями угля в целиках, использовано выражение (4.14):

$$\mathcal{E}_y = \mathcal{E}_{y,1} + \mathcal{E}_{y,2}, \quad (4.14)$$

где \mathcal{E}_y – общий экономический ущерб, связанный с потерями угля в целиках, руб.;

$\mathcal{E}_{y,1}$ – экономический ущерб (выражение (4.15)), связанный с потерями угля в целиках в текущее время при отработке столба, руб.:

$$\mathcal{E}_{y,1} = A_{ц} \times (C_y - C_{п}), \quad (4.15)$$

C_y – цена продажи 1 тонны угля, руб/т. Принята по данным угольной компании Вьетнама «Винакомин» [116];

$C_{п}$ – себестоимость добычи одной тонны угля (руб/т) определялась с использованием выражения (4.16):

$$C_{п} = \sum_{i=0}^n a_i b_i + \sum_{j=0}^n a_j b_j + \dots + \sum_{k=0}^n a_k b_k + \sum_{i=0}^n P_i + \sum OC, \quad (4.16)$$

где $\sum_{i=0}^n a_i b_i$ – общая стоимость материалов, руб/т.;

$\sum_{j=0}^n a_j b_j$ – общая амортизация оборудования, руб/т.;

$\sum_{k=0}^n a_k b_k$ – общие энергозатраты, руб/т.;

$\sum_{i=0}^n P_i$ – общая сумма налогов, руб/т.;

$\sum OC$ – общая стоимость обработки, руб/т.;

$\mathcal{E}_{y,2}$ – экономические потери при отработке сближенных пластов, связанные с влиянием зон повышенного горного давления, формируемых под целиками, руб.

Технико-экономические показатели базовой и рекомендуемой технологии при подготовке и отработке одного выемочного столба длиной 600 м. представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Сравнение технико-экономических показателей (шахта «Хечам», пласт №11)

Показатели	Базовая технология (рис. 4.6 а)	Рекомендуемая технология (рис. 4.6 б)
$L_{вс}$ – средняя длина выемочного столба, м.	600	600
$L_{л}$ - длина лавы, м.	130	150
Z - ширина целика, м.	20	40
r - ширина захвата, м.	0,8	0,8
n - количество смен / сутки, шт.	3	3
v - скорость подвигания лавы (м./мес.)	25	25
Расчетное время для отработки выемочного столба, мес.	24	24
Необходимое количество подготовительных выработок, проходимых для подготовки столба, шт.	2,0	3,0
Расчетная нагрузка на лаву, тонн в год	175 500	202 500
Расчетные эксплуатационные потери угля в целике:		
- в процентах, %,	23,5	0,0
- объёма, тонн	54 000	0,0
Расчетный экономический ущерб, связанные с потерями угля в одном целике, млн. руб.	25,92	0,0
Расчетные затраты, связанные с проходкой участков выработок, млн. руб.	131,1	109,7
Расчетные затраты, связанные с поддержанием подготовительных выработок, млн. руб.	26,3	17,1
Расчетные суммарные учтенные затраты, связанные с отработкой одного выемочного участка, млн. руб.	157,4	126,8
Крепление выработок	рамная крепь	анкерная крепь

На рисунке 4.7 приведен график зависимости общих затрат, связанных с проходкой и поддержанием подготовительных выработок при отработке запасов одного столба от длины столба.

Зависимость экономических ущербов от потерь угля в целиках при различной мощности пласта и разной длине выемочного столба представлена на рисунке 4.8.

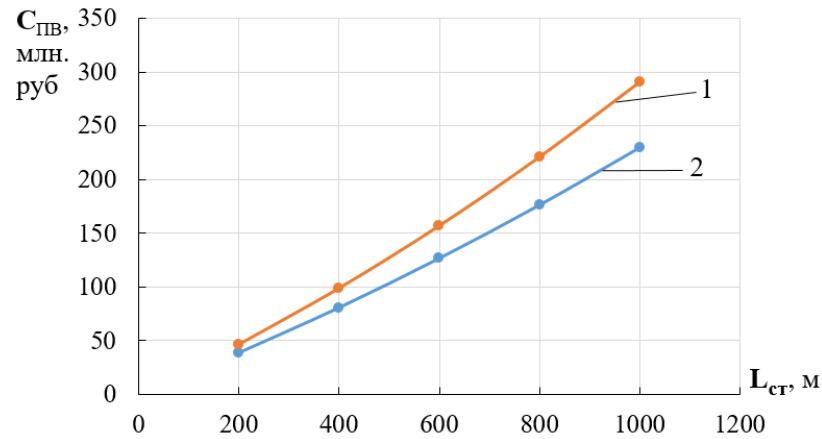


Рисунок 4.7 – Влияние длины выемочного столба на затраты, связанные с проходкой и поддержанием подготовительных выработок при отработке одного столба: 1 – при базовой технологии (рисунок 4.1); 2 – при рекомендуемой технологии (рисунок 4.2).

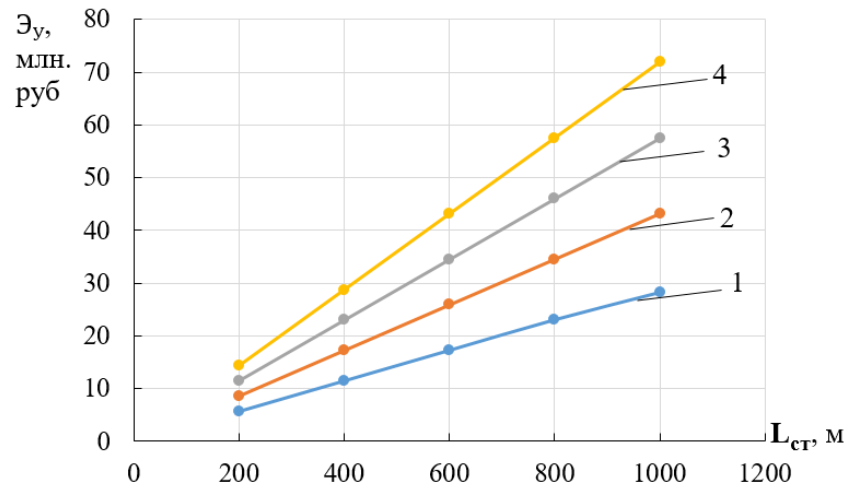


Рисунок 4.8 – Влияние длины выемочного столба на величину экономического ущерба от потерь угля в целике: 1, 2, 3, 4 – соответственно, при мощности пласта 2, 3, 4 и 5 м.

4.3. Выводы по главе 4

1. При использовании рекомендуемой ресурсосберегающей технологии отработки пластов с труднообрушающимися породами кровли максимальное снижение потерь угля и затрат на проходку и поддержание повторно используемых подготовительных выработок достигается при выполнении следующих условий:

- ширину целика, оставляемого между смежными столбами, принимают больше ширины зоны опасных напряжений, формирующейся в краевой зоне пласта, прилегающей к выработанному пространству;

- вспомогательную выработку, обеспечивающую возможность проветривания тупиковой части лавы при отработке целика на одной линии с очистным забоем, проходят после стабилизации процесса осадки труднообрушаемых пород кровли в выработанном пространстве;

- вспомогательную выработку, обеспечивающую возможность проветривания тупиковой части лавы, проходят на удалении от выработанного пространства, превышающем расстояние от границы выработанного пространства до трещины разлома в основной кровле.

2. При использовании рекомендуемой технологии отработки пластов, устойчивость вспомогательной выработки, позволяющей проветривать тупиковую часть лавы при отработке межстолбового целика на одной линии с очистным забоем, обеспечивается при проходке ее на удалении от выработанного пространства, превышающем расстояние от границы выработанного пространства до трещины разлома, возникающей в труднообрушающихся породах кровли при их осадке.

3. Внедрение рекомендуемой технологии на шахтах, обрабатывающих пологие угольные пласты с труднообрушающимися породами кровли, позволяет исключить эксплуатационные потери угля в межстолбовых целиках, достигающие 15-20% и более балансовых запасов выемочного столба; увеличить срок службы шахты примерно на 25%; снизить затраты на проходку выработок за счет использования анкерной крепи в 1,2-1,3 раза. Ожидаемый экономический эффект при отработке только одного выемочного столба длиной 700 м на шахте «Хечам» составляет не менее 10-20 млн. российских рублей.

4. Разработанную технологию рекомендуется использовать на шахте «Хечам» и других перспективных угольных шахтах Куангниньского угольного бассейна со сходными горно-геологическими условиями.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой на основе выполненных экспериментальных и теоретических исследований разработаны параметры технологии выемки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли, обеспечивающей снижение эксплуатационных потерь угля в межстолбовых целиках и объемы ремонтных работ в повторно используемых участковых подготовительных выработках.

Основные научные и практические результаты выполненных исследований заключаются в следующем:

1. Варианты системы разработки длинными столбами с оставлением целиков угля в выработанном пространстве, широко используемые в настоящее время на угольных шахтах России, США, Китая, Вьетнама, Австралии и других странах, характеризуются существенными недостатками, к числу которых относятся: постоянное увеличение эксплуатационных потерь угля (15-20% и более), затрат на проходку и поддержание участковых выработок; сокращение балансовых запасов, связанное с невозможностью безопасной отработки сближенных пластов в зонах повышенного горного давления, формирующихся под (над) целиками угля; повышенная опасность горных ударов и внезапных выбросов угля и газа. Отрицательное влияние указанных недостатков возрастает по мере перехода горных работ на более глубокие горизонты.

2. К числу перспективных направлений совершенствования технологий ведения горных работ на шахте «Хечам» и других угольных шахтах Куангниньского угольного бассейна относится создание технологий, обеспечивающих снижение эксплуатационных потерь угля в межстолбовых целиках и возможность использования анкерных крепей в качестве основных крепей повторно используемых участковых подготовительных выработок. Одновременная реализация этих двух прогрессивных направлений при применении известных технологий существенно затруднена, а в ряде случаев практически невозможна, при залегании над пластом труднообрушающихся пород кровли, склонных к значительным зависаниям в выработанном пространстве.

3. Зависания труднообрушающихся пород кровли в выработанном пространстве приводят к увеличению напряжений (на 25-30% и более) в зоне опорного давления в местах расположения повторно используемых подготовительных выработок. Осадка труднообрушающихся пород кровли сопровождается сотрясением массива пород, разрушением крепи подготовительных выработок. Наиболее «чувствительными» к этим процессам являются выработки, закрепленные анкерными крепями, область использования которых в качестве основной крепи ограничивается относительно небольшими, по сравнению с рамными крепями, предельно допустимыми величинами опусканий пород кровли.

4. Внедрение рекомендуемой технологии на шахтах, обрабатывающих пологие угольные пласты с труднообрушающимися породами кровли, позволяет исключить эксплуатационные потери угля в межстолбовых целиках, достигающие 15-20% и более балансовых запасов выемочного столба; увеличить срок службы шахты примерно на 25%; снизить затраты на проходку выработок за счет использования анкерной крепи в 1,2-1,3 раза. Ожидаемый экономический эффект при отработке только одного выемочного столба длиной 700 м на шахте «Хечам» составляет не менее 10-20 млн. российских рублей.

5. Перспективы развития темы диссертации в будущем связаны с обоснованием оптимальных параметров рекомендуемой ресурсосберегающей технологии при отработке свит пологих сближенных угольных пластов на больших глубинах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамкин, Н.И. Выбор технологии механизации и разработки наклонных угольных пластов средней мощности в горно-геологических условиях на шахте «Куангхань» / Н.И. Абрамкин, Фам Дик Тханг // Горный информационно-аналитический бюллетень. –2017. – № 1. – С. 202-210.
2. Агапов, Г.Л. Метод односторонней разгрузки напряженного горного массива с целью охраны подготовительных выработок / Г.Л. Агапов, А.Г. Колупаев // *Уголь*. – 1991. – № 6. – С. 24-28.
3. Андрощук, Н.В. Совершенствование способов охраны повторно используемых подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ: автореф. дис. канд. тех. наук: 05.15.02. / Н.В. Андрощук. – СПб., –1997. – 21 с.
4. Ардащев, К.А. Совершенствование управлением горным давлением при разработке наклонных и крутых пластов / К.А. Ардащев, В.Ф. Крылов, П.И. Куксов, И.Г. Ткачев, А.С. Шалыгин, В.М. Шик // *Москва: Недра*. –1967. –342 с.
5. Бажин, Н.П. Безремонтное поддержание подготовительных выработок при бесцеликовых способах охраны: обзор / Н.П. Бажин, В.В. Райский, Л.К. Нейман // *Москва: ЦНИЭИ, Уголь*. –1982. – 37 с.
6. Бажин, Н.П. Обмен опытом по бесцеликовой выемке мощных пожароопасных высокогазоносных пластов // *Москва: ЦНИЭИ Уголь*. –1977. – 60 с.
7. Бажин, Н.П. Охрана и поддержание подготовительных выработок в условиях повышенного горного давления // *Москва: ЦНИЭИ Уголь*. –1991. – 67 с.
8. Бажин, Н.П. Охрана подготовительных выработок без целиков / Н.П. Бажин, В.В. Райский, Ю.В. Волков, Л.И. Добрица, В.Е. Кардаков, В.Н. Корнилков // *Москва: Недра*. –1975. – 296 с.
9. Бажин, Н.П. Рациональные способы крепления и поддержания подготовительных выработок / Н.П. Бажин, Н.И. Мельников, Л.К. Нейман и др // *Москва: ЦНИЭИ Уголь*. –1984. – 27 с.
10. Борисов, А.А. Механика горных пород и массивов // *Москва: Недра*. –1980. – 360 с.
11. Бригада, А. Кайгородова шахты имени В.Д. Ялевского АО «СУЭК-Кузбасс» добыла миллионную тонну [Электронный ресурс]. URL: <http://www.uk42.ru/index.php?id=4751>.

12. Бублик, Ф.П. Изучение устойчивости целиков и обнажений кровли в связи с разработкой пологих пластов Кузбасса короткими очистными забоями // *Ленинград: Тр. ВНИМИ.* –1967. – С. 303-324.

13. Бублик, Ф.П. Методическое пособие по определению основных параметров систем разработки с гидромеханизацией в условиях пологих пластов // *Ленинград: Изд. ВНИМИ.* –1967. – 75 с.

14. Виткалов, В.Г. Обоснование технологических решений по отработке наклонных угольных пластов на шахтах куангнинского угольного бассейна / В.Г. Виткалов, Фам Дик Тханг // *Горный информационно-аналитический бюллетень.* – 2017. – № 10. – С. 113-121.

15. Воскобоев, Ф.Н. Многоштрековая подготовка выемочных участков пластовыми выработками, охраняемыми частично упрочненными в краевых зонах породными полосами / Ф.Н. Воскобоев, В.М. Бучатский, В.А. Звездикин // *Уголь Украины.* –2006 . – № 12. – С. 5-7.

16. Временные указания по выбору оптимальных способов охраны подготовительных выработок без целиков // *Ленинград: ВНИМИ.* –1974. – 59 с.

17. Глушко, В.Т. Проявление горного давления в глубоких шахтах // *Киев: Наукова думка.* –1971. – 195 с.

18. Голубев, Д.Д. Разработка технологий выемки пологих пластов угля, склонного к самовозгоранию: автореф. дис. канд. тех. наук: 25.00.22. / Д.Д. Голубев. – *СПб.,* –2021. – 20 с.

19. Демин, В.Ф. Оценка параметров деформационных процессов в подготовительных выработках при применении анкерного крепления / В.Ф. Демин, Т.В. Демина, С.Б. Алиев, Н.Л. Разумняк // *Горный информационно-аналитический бюллетень.* –2012. – № 12. – С. 28-36.

20. Демура, В.Н., Артемьев В.Б., Ясюченя С.В. и др. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» / В.Н. Демура, В.Б. Артемьев, С.В. Ясюченя, К.Н. Копылов, Е.П. Ютяев, А.А. Мешков, ... & Г.Л. Феофанов // *Москва: Горное дело.* –2014. – Т. 3. – 255 с.

21. Доан, Ван Кьен. Исследование и выбор технологии механизации, разработка, проектирование и фабрикация механизированной крепи, которая соответствует с горногеологическими условиями мощных угольных пластов,

имеющих угол падения до 35°, в бассейне Куангнинь / Доан Ван Кен, Нгуен Ань Туан, Фунг Мань Дак // *Итоговые сообщения государственной научно-технической программы КС.06.01/06-10. – Ханой. – 2008. – 180 с.*

22. Заславский, И.Ю. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт / И.Ю. Заславский, В.Ф. Компанец, А.Г. Файвищенко, В.М. Клещенко // *Москва: Недра. – 1991. – 235 с.*

23. Звездкин, В.А. Исследование напряженно-деформированного состояния почвы при отработке разделительных массивов глубоких рудников Талнаха / В.А. Звездкин, Б.Ю. Зуев, В.М. Климкина, А.Г. Анохин, Т.П. Дарбинян // *Записки Горного института. – 2009. – Т. 185. – С. 81-84.*

24. Зубов, В.П. Методические рекомендации по предотвращению вывалов пород из кровли в лавах, обрабатываемых на больших глубинах в условиях шихт Восточного района / В.П. Зубов, С.С. Андрушкевич, А.А. Иванов // *Донбасса: методич. рекомендации. Шахты. – 1986. – С. 21-26.*

25. Зубов, В.П. Повышение устойчивости подготовительных выработок на шахтах Вьетнама при отработке пластов угля с труднообрушающимися породами кровли / В.П. Зубов, **Ле Куанг Фук** // IV Международная научно-практическая конференция «горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование». Санкт-Петербургский горный университет, СПб. – 26-28 октября 2021. – С. 13-14.

26. Зубов, В.П. Повышение эффективности подземной отработки пластов с труднообрушающимися породами кровли на шахтах Вьетнама / В.П. Зубов, **Ле Куанг Фук** // X всероссийская научно-практическая конференция «инновационные направления в проектировании горнодобывающих предприятий: эффективное освоение месторождений полезных ископаемых». Санкт-Петербургский горный университет, СПб. – 16 октября 2020. – С. 54-55.

27. Зубов, В.П. Состояние и направления совершенствования систем разработки угольных пластов на перспективных угольных шахтах Кузбасса // *Записки Горного института. – 2017. – Т. 225. – С. 292-297. DOI: 10.18454/PMI.2017.3.292.*

28. Зубов, В.П. Способ бесцеликовой разработки тонких и средней мощности пластов полезных ископаемых на больших глубинах / В.П. Зубов, К.Н. Лазченко, А.Д. Мельков, А.А. Иванов // Авт.свод №1346791 России. 23.10.1987г., А1 Е21 С 41/04. Оpubл. Бюл. №39.

29. Зубов, В.П. Способ бесцеликовой разработки тонких и средней мощности пластов полезных ископаемых на больших глубинах / В.П. Зубов, К.Н. Лазченко, А.Д. Мельков, А.А. Иванов // Авт.свод №1346791 России, А1 Е21 С 41/04. Опубл. Бюл. №39, 23.10.1987г.

30. Зуев, Б.Ю. Анализ современных методов и средств мониторинга при подземной разработке полезных ископаемых / Б.Ю. Зуев, Л.А. Гладкова, Р.С. Истомина, М.А. Логинов // *Горный информационно-аналитический бюллетень*, СПб. – 2010. –№ 4. – С. 19-25.

31. Зуев, Б.Ю. Методы и технические средства физического моделирования геомеханических процессов при многострековой подготовке выемочных столбов / Б.Ю. Зуев, Г.И. Коршунов, Е.П. Ютяев // *Горный информационно-аналитический бюллетень*, СПб. –2010. –№ 4. – С. 12-19.

32. Зуев, Б.Ю. Определение статических и динамических напряжений в физических моделях слоистых и блочных горных массивов / Б.Ю. Зуев, В.П. Зубов, А.Д. Смычник // *Горный журнал*. –2019. – №7. – С. 61-66.

33. Зуев, Б.Ю. Основы физического моделирования геомеханических процессов: Учебное пособие / Б.Ю. Зуев, А.А. Ромашкевич // *Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*. –СПб. –2013. –44 с.

34. Зуев, Б.Ю. Разработка методов и технических средств определения статических и динамических напряжений в физических моделях слоистых и блочно-иерархических горных массивов // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2014. – № 4. – С. 356-360.

35. Зуев, Б.Ю. Физическое моделирование процессов деформирования массива горных пород при заблаговременной дегазации угольных пластов / Б.Ю. Зуев, В.М. Шик // *Отдельный выпуск Горного информационно-аналитического бюллетеня "Безопасность". Выпуск 12, Москва*. –2009. – С. 21-28.

36. Изучение применяет технологической схемы эксплуатации не оставление охранных угольных целиков для уровня лава +100 - +210 пласта «7» южных районах угольной компании «Зыонгхуи» // *Горный институт науки и технологий, Вьетнам*. – 2004. – 171 с.

37. Ильштейн, А.М. Исследования проявлений горного давления методом моделирования эквивалентных материалов / А.М. Ильштейн, М.Б. Брокмиллер, К.В.

Руппенейт // *Вопросы горного дела. Труды ВУГИ: Сб. науч. тр. Москва: Углетехиздат. – 1953. – № 10. – С. 51-56.*

38. Ильяшов, М.А. Концептуальные решения обеспечения устойчивости подготовительных выработок при работе высоконагруженных лав // *Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 4. – С. 334-344.*

39. Инструкции по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты склонные к горным ударам. РД 05-328-99. – 2000-10-01.

40. Инструкция по выбору рамной металлической податликов крепи горных выработок. Ленинград: ВНИМИ. – 1986. – 48 с.

41. Исследование по выбору технологии добычи и технических решений для снижения потерь угля в шахте Вангзань // *Горный институт науки и технологий, Вьетнам. – 1998. – 187 с.*

42. Кадры из-под земли: Как работает самая мощная шахта России [Электронный ресурс]. URL: <https://commentarii.ru/blog/43240867952/kadryi-iz-pod-zemli-kak-rabotayet-samaya-moschnaya-shahta-rossi>.

43. Козина, А.М. Технология моделирования эквивалентными материалами // *Вопросы моделирования проявлений горного давления методами эквивалентных материалов: Сб. науч. тр. Ленинград: ВНИМИ. – 1962. – № 44. – С. 91-109.*

44. Козовой, Г.И. Шахта «Распадская» – «Распадская угольная компания»: состояние, приоритетные задачи и перспективы развития / Г.И. Козовой, В.П. Зубов // *Уголь. – 2016. – № 2. – С. 5-10.*

45. Кузнецов, Г.Н. Моделирование проявлений горного давления / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Будько, Ю.И. Васильев, М.Ф. Шклярский, Г.Г. Юревич // *Ленинград: Недра. – 1968. – 280 с.*

46. Лаухин, А.И. Технология бесцеликовой выемки угля / А.И. Лаухин, В.И. Анциферов, В.Н. Левчук // *Уголь. – 1976. – № 3. – С. 31-34.*

47. **Ле, Куанг Фук.** Влияние основной кровли на параметры зоны опорного давления в краевой части угольного пласта / Ле Куанг Фук, Дмитриев П.Н., Тхан Ван Зуи, Ли Юньпэн // *Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 6.1. – С. 68–82. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_61_0_68.*

48. **Ле, Куанг Фук.** Создание базы данных по запасам угля и горно-геологическим условиям на шахте «Хечам I-II-IV» во Вьетнаме // IX Международная научная конференция молодых ученых "Молодые - Наукам о Земле". Москва. – 23 октября 2020 г. – С. 85-88.

49. Летов, С.А. Развить теоретические основы и разработать инженерные методы расчета процессов разрушения массива горных пород в окрестности очистных выработок при разработке свит угольных пластов: отчет о НИР (заключ.) / С.А. Летов, Б.П. Слинкин, А.Д. Голотвин // *Урал. фил. ВНИМИ. – Свердловск. –1990. – № 0239051200. – 102 с.*

50. Магомет, Р.Д. Обеспечение устойчивости промежуточных штреков, закрепленных анкерной крепью, на участке между сдвоенными лавами: автореф. дис. канд. тех. наук: 05.15.02. // Р.Д. Магомет. – СПб., 1998. – 20 с.

51. Методические рекомендации по подготовке и отработке выемочных полей пологих пластов без оставления межлавных целиков угля на шахтах Кузбасса // *Всесоюзный научно-исследовательский и проектно-конструкторский угольный институт (КузНИИУИ). Прокопьевск – 1974 г. - 45 с.*

52. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями // *ВНИМИ. СПб. –2003. –56 с.*

53. Насонов, А.А. Анализ способов и конструкций, применяемых для охраны выемочных выработок // *Перспективы развития Восточного Донбасса: сборник научных трудов. – Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ). –2008. – С. 47-128.*

54. Нгуен, А.Т. Исследование и обоснования применения механизации в шахте Хечам / А.Т. Нгуен, Д.З. Чыонг // *Ханой. –2007. – 127 с.*

55. Никифоров, А.В. Обеспечение устойчивости участковых подготовительных выработок при отработке угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли / А.В. Никифоров, **Ле Куанг Фук** // X всероссийская научно-практическая конференция «инновационные направления в проектировании горнодобывающих предприятий: эффективное освоение месторождений полезных ископаемых». Санкт-Петербургский горный университет, СПб. – 16 октября 2020. – С. 58-59.

56. Осминин, Д.В. Перспективы развития и внедрения технологических схем поэтапного анкерного крепления горных выработок на шахтах кузбасса // *Уголь*. – 2014. – № 10. – С. 40-44.

57. Отраслевая инструкция по определению экономической эффективности капитальных вложений в угольной промышленности // *Москва: ЦНИЭИуголь*. –1986. – 73 с.

58. Отчет о внедрении крепление анкерной крепью в июне, совокупное выполнение за 6 месяцев и размещение задач в июле 2018 года // *ВИНАКОМИН, Куангнинь, Вьетнам*. –2018. – 14 с.

59. Патент № 2736107 Российская Федерация, МПК E21C 41/16 (2006.01). Способ подземной разработки пластов полезных ископаемых: № 2020121406 : заявл. 29.06.20120: опубл. 11.11.2020 / Зубов В.П., Сокол Д.Г.; заявитель федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Санкт-Петербургский горный университет".

60. Петухов, И.М. Горные удары и борьба с ними / И. М. Петухов, В.А. Литвин, Л.В. Кучерский, С.В. Литвинов, В.Н. Власов, Б.Ш. Винокур, В.П. Кузнецов // *Пермь*. –1969. – 234 с.

61. Петухов, И.М. Теория защитных пластов / И.М. Петухов, А.М. Линьков, В.С. Сидоров, И.А. Фельдман // *Москва: Недра*. –1976. –224 с.

62. Петухова, И.М. Расчет и экспериментальная оценка напряжений в целиках и краевых частях пласта угля: метод. указ. // *Ленинград: ВНИМИ*. –1973. – 130 с.

63. Прушак, В.Я. Определение длины и податливости анкерной крепи в условиях расслоения пород кровли / В.Я. Прушак, Д.Т. Карабань, В.А. Губанов, В.С. Зубович, Т.В. Меднова // *Горный журнал*. –2009. – № 5. – С. 72-74.

64. Пучков, Л. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых / Л. Пучков, Ю. Жежелевский // *Москва: Издательство «Горная книга»*. –2013. – Т. 2 - 720 с.

65. Пучкова, Л.А. Уголь мира // *Под общей редакцией. Москва: Издательство «Горная книга»*. –2013. – Т. III. - 752 с.: ил. ISBN 978-5-98672-348-8 (в пер.)

66. Ремезов, А.В. Зарубежный опыт применения технологических схем отработки наклонных и крутонаклонных угольных пластов на шахтах / А.В Ремезов,

А.В Ануфриев, Р.О Кочкин // *Материалы всероссийской научно-практической конференции. Кемерово.* –2016. – С. 18-20.

67. Ремезов, А.В. Совершенствование эффективности добычи угля в АООТ «Ленинскуголь» // *Горный информационно-аналитический бюллетень.* –1997, – № 4. – С.172-177.

68. Ример, И.М. Экономическая оценка инвестиций / И.М. Ример, А.Д. Касатов, Н.Н. Матиенко // *под общ. ред. Москва. Римера - Спб.: «Питер».* –2005. – 480 с.

69. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2021613663 Российская Федерация. Программа для вычисления параметров зоны опорного давления и диаграммы распределения напряжений в краевой части массива угля / Зубов В.П., **Ле Куанг Фук**, правообладатель: Санкт-Петербургский горный университет. – № 2021612714; опубл. 05.03.2021, Бюл. № 3.

70. Соболев, В.В. Совершенствование технологии поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой подготовке и отработке пологих пластов: автореф. дис. канд. техн. наук: спец. – СПб, 1993. – 27 с.

71. Сокол, Д.Г. Актуальные проблемы и перспективы совершенствования охраны повторно используемых подготовительных выработок при отработке калийных пластов / Д.Г. Сокол, **Ле Куанг Фук**, Тхан Ван Зуи // *Горный информационно-аналитический бюллетень.* – 2020. – № 12. – С. 33–43. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-12-0-33-43.

72. Солодянкин, А.В. Поддержание подготовительных выработок для их повторного использования / А.В. Солодянкин, М.Э. Мищенко // *Перспективы развития строительных технологий : 9-я междунар. науч.-практ. конф. - Д.: НГУ.* – 2015. – С. 228-234.

73. Соломойченко, Д.А. Обоснование устойчивости повторно используемых подготовительных выработок при разработке пологозалегающих угольных пластов: автореф. дис. канд. тех. наук: 25.00.20. / Д.А. Соломойченко. – СПб., 2016. – 20 с.

74. Сторчак, Г.Г. Способы охраны выработок, предназначенных для повторного использования // *Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників – 2010».* - Д: *Національний гірничий університет.* –2010. – С. 211-215.

75. Стулишенко, А.Ю. Обоснование с использованием численного моделирования разных способов сохранения выработок за лавами в условиях шахт

ГХГ «Селидовуголь» / А.Ю. Стулишенко, Е.П. Брагин // Доклад на симпозиуме «Неделя горняка–2000». Москва: ГИАБ. –2000. – № 12. – С.130-137.

76. Уголь мира / Под общей редакцией Л.А. Пучкова // Москва: Издательство «Горная книга». -2013. -Т.III: Уголь Евразии. — 752 с.: ил. ISBN 978-5-98672-348-8 (в пер.).

77. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР // Ленинград: ВНИМИ. –1986. – 220 с.

78. Учение применять технологические схемы эксплуатации без оставлении охранных угольных целиков // Горный институт науки и технологий, Вьетнам. – 1993. – 165 с.

79. Фам, Дик Тханг. Определение рациональной ширины предохранительной пачки угля при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с использованием камерно-столбовой системы / Фам Дик Тханг, Фан Туан Ань, Ле Куанг Фук, Витколов Виктор Григорьевич // Уголь. –2018. – № 9. – С. 36-39.

80. Фунг, М.Д. Исследование применения механизации в сложных горно-геологических условиях угольного бассейна Куангнинь / М.Д. Фунг, А.Т. Нгуен // Горный институт науки и технологий. Ханой. –2004. – С. 20-24.

81. Цветкова, А.Ю. Экономика и менеджмент горного производства: Методические указания к разработке экономической части дипломного проекта / А.Ю. Цветкова, О.А. Маринина, М.А. Невская // СПб. –2021. – 33 с.

82. Чураков, В.Н. Комплекс ПЗК для закладки выработываемого пространства на шахтах // Уголь Украины. –1983. – № 4. – С. 13-18.

83. Шклярский, М.Ф. Определение масштаба времени при моделировании медленно протекающих геомеханических процессов / М.Ф. Шклярский, Б.Ю. Зуев // Горная геомеханика и маркшейдерское дело: Сб. научных трудов. – СПб.: ВНИМИ. – 1999. – 496 с.

84. Штанько, Л.А. Влияние бутовых полос на устойчивость выемочных выработок / Л.А. Штанько, А.В. Ремизов, В.М. Воротилин // Уголь Украины. –2010. – № 7. – С. 3-5.

85. Шундулиди, И.А. Интегрированные технологические системы двухстадийной отработки запасов мощных угольных пластов // Москва: ООО Корина-офсет. –2004. – 359 с.

86. Юдковский, В.А. Бесцеликовая технология охраны и поддержания выработок на шахте «Новодзержинская» // *Уголь Украины*. –1984. – № 10. – С. 12-17.
87. Якоби, О. Практика управления горным давлением // *Москва: Недра*. –1987. – 566 с.
88. Decision on approval for adjusted master plan for Vietnam’s coal industry development to 2020 and vision towards 2030, Hanoi, 14.3.2016, – 142 p. (in Viet Nam).
89. Bastami, M. Verification of the analytical model for fully grouted rock bolts based on pull-out test (case study: Tabas coal mine) / M. Bastami, K. Shahriar, M. Ghadimi // *In ISRM European Rock Mechanics Symposium-EUROCK*. –2017. P. 1068-1074. DOI: 10.1016/j.proeng.2017.05.280.
90. Cao, C. Failure modes of rock bolting / C. Cao, J. Nemeik, N. Aziz, T. Ren // *12th Underground Coal Operators Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy*. –2012. – P. 137–152.
91. Chen, A. Width Design of Small Coal Pillar of Gob-Side Entry Driving in Soft Rock Working Face and Its Application of Zaoquan Coal Mine // *Advances in Civil Engineering*. –2021. – Vol. 2021. Article ID 9999957. – 10 p. DOI: 10.1155/2021/9999957.
92. Cui, J. Measurement and analysis of roadway deformation and stress under mining-induced stress / J. Cui, W. Wang, Q. Jia, G. Peng, H. Wu // *Shock and Vibration*. – 2021. – Vol. 2021. Article ID 5561093. – 10 p. DOI: 10.1155/2021/5561093.
93. Esterhuizen, E. Numerical model calibration for simulating coal pillars, gob and overburden response / E. Esterhuizen, C. Mark, and M.M. Murphy // *In Proceedings of the Twenty-Ninth International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, WV, USA*. –2010. – P. 46–57.
94. Gao, Y. Mechanism study of floor water inrush around mining field based on micro-crack extension / Y. Gao, S. Liu, B. Lyu, K. Li // *Journal of Mining and Safety Engineering*. –2016. – Vol. 33. – P. 624–629.
95. Ghadimi, M. Study of fully grouted rock bolt in tabas coal mine using numerical and instrumentation methods / M. Ghadimi, K. Shahriar, H. Jalalifar // *Arabian Journal for Science and Engineering*. –2016. – Vol. 41(6). – P. 2305-2313. DOI 10.1007/s13369-015-1935-z.

96. Gui, Y.L. Numerical modelling of laboratory soil desiccation cracking using UDEC with a mix-mode cohesive fracture model / Y.L. Gui, Z.Y. Zhao, J. Kodikara, H.H. Bui, S.Q. Yang // *Eng. Geol.* –2016. – Vol. 202. – P. 14–23.

97. Hai, D.D. The status and prospect of mining technology in Vietnam underground coal mines / D.D. Hai, D.H. Quang, M. Turek, A. Koteras // *Inżynieria Mineralna.* –2019. – Vol. 21. – P. 146-154. DOI: 10.29227/IM-2019-02-68.

98. Islavath, S.R. Numerical analysis of a longwall mining cycle and development of a composite longwall index / S.R. Islavath, D. Deb, H. Kumar // *Int J Rock Mech Min.* – 2016. – Vol. 89. – P. 43–54.

99. Itasca. User Manual for FLAC3D. Minnesota: Itasca Consulting Group, Inc. 2019.

100. Jiang, L. Numerical approach for goaf-side entry layout and yield pillar design in fractured ground conditions / L. Jiang, P. Zhang, L. Chen, Z. Hao, A. Sainoki, H.S. Mitri, Q. Wang // *Rock Mechanics and Rock Engineering.* –2017. – Vol. 50. – no. 11. – P. 3049–3071.

101. Kang, H. Deformation characteristics and reinforcement technology for entry subjected to mining-induced stresses / H. Kang, Y. Wu; F. Gao // *J. Rock Mech. Geotech. Eng.* –2011. – Vol. 3. – P. 207–219.

102. Kang, H. Support technologies for deep and complex roadways in underground coal mines: a review // *International Journal of Coal Science & Technology.* –2014. – Vol. 1(3). – P. 261-277. DOI: 10.1007/s40789-014-0043-0.

103. Kazanin, O.I. Decrease in coal losses during mining of contiguous seams in the near-bottom part at Vorkuta deposit / O.I. Kazanin, V.V. Yaroshenko // *Journal of Mining Institute.* –2020. – Vol. 244. – P. 395–401. DOI:10.31897/PMI.2020.4.1.

104. **Le, Quang Phuc.** Improvement of the Loading Capacity of Narrow Coal Pillars and Control Roadway Deformation in the Longwall Mining System. A Case Study at Khe Cham Coal Mine (Vietnam) / **Le Quang Phuc**, V.P. Zubov, Phung Manh Dac // *Inżynieria Mineralna.* –2020. – P. 115-122. DOI: 10.29227/IM-2020-02-15

105. **Le, Quang Phuc.** Design a Reasonable Width of Coal Pillar Using a Numerical Model. A case study of Khe Cham basin, Vietnam / **Le Quang Phuc**, V.P. Zubov, Pham Duc Thang // *E3S Web of Conferences (2020) 174 01043.* “*Vth International Innovative Mining Symposium*”. –2020. – 10p. DOI: 10.1051/e3sconf/202017401043.

106. **Le, Quang Phuc.** Strata movement when extracting thick and gently inclined coal seam from a physical modelling analysis: A case study of Khe Cham basin, Vietnam / **Le Quang Phuc, Le Tien Dung, Pham Duc Thang, & Nguyen Anh Tuan** // *Scientific journal "Sustainable development of mountain territories"*. –2019. –№ 4(42). – P. 561-567. DOI: 10.21177/1998-4502-2019-11-4-560-566.

107. Le, T.D. Status and prospects of underground coal mining technology in Vietnam / T.D. Le, X.N. Bui // *Inżynieria Mineralna*. –2019. – Vol. 21. – P. 104–110, DOI: 10.29227/IM-2019-02-63

108. Lechner, A.M. Spatial assessment of open cut coal mining progressive rehabilitation to support the monitoring of rehabilitation liabilities / A.M. Lechner, O. Kassulke, C. Unger // *Resour. Policy*. –2016. – Vol. 50. – P. 234–243.

109. Leclerc, W. On the suitability of a Discrete Element Method to simulate cracks initiation and propagation in heterogeneous media / W. Leclerc, H. Haddad, M. Guessasma // *International Journal Solids Struct.* –2017. – Vol. 108. – P. 98–114.

110. Li, W. Roadway Support in Deep “Three-Soft” Coal Seam: A Case Study in Yili Mining Area, China / W. Li, J. Liu, L. Chen, Z. Zhong, Y. Liu // *Shock and Vibration*. – 2021. – Vol. 2021. Article ID 8851057. – 15 p. DOI: 10.1155/2021/8851057.

111. Li, Yang. Longwall mining under gateroads and gobbs of abandoned small mine / Li Yang, Zhu Enguang, Zhang Kangning, Li Minghao, Wang Jiaying, Li Chengkun // *International Journal of Mining Science and Technology*. –2017. – Vol. 27. – P. 359–364.

112. Manchao, He. An Innovative approach for gob-side entry retaining in thick coal seam longwall mining / Manchao He, Yubing Gao, Jun Yang, Weili Gong // *Energies*. – 2017. – Vol. 10. (1785). – 22 p.

113. Meng, Q. Support technology for mine roadways in extreme weakly cemented strata and its application / Q. Meng, L. Han, W. Qiao, D. Lin, J. Fan // *International Journal of Mining Science and Technology*. –2014. – Vol. 24(2). – P. 157-164. DOI: 10.1016/j.ijmst.2014.01.003

114. Ngo, Van Sy. Research on some geomechanical properties of rock mass for excavation and roadway support / Ngo Van Sy, Nguyen Trong Hoan // *Institute of Mining Science and Technology*. –1995. – 97p. (in Viet Nam).

115. Nguyen, Trong Hoan. Study and evaluation the stability of roof and floor rock in underground mines in Quang Ninh region / Nguyen Trong Hoan, Doan Van Kien, Ngo Van Sy // *Institute of Mining Science and Technology*. –1992. –150p. (in Viet Nam).
116. Prices of coal and base metals. VINACOMIN. URL: <http://www.vinacomin.vn>.
117. Reed, G. An assessment of coal pillar system stability criteria based on a mechanistic evaluation of the interaction between coal pillars and the overburden / G. Reed, K. Mctyer, R. Frith // *International Journal of Mining Science and Technology*. –2017. – Vol. 27. – P. 9–15.
118. Salmi, E.F. Numerical analysis of a large landslide induced by coal mining subsidence / E.F. Salmi, M. Nazem, M. Karakus // *Eng Geol*. –2017. – Vol. 217. – P. 141–152.
119. Shen, W.L. Prediction of relative displacement for entry roof with weak plane under the effect of mining abutment stress / W.L. Shen, J.B. Bai, W.F. Li, X.Y. Wang // *Tunnelling and Underground Space Technology*. –2018. – Vol. 71. – P. 309–317.
120. Su, D.W. Effects of longwall-induced stress and deformation on the stability and mechanical integrity of shale gas wells drilled through a longwall abutment pillar // *International Journal of Mining Science and Technology*. –2017. – Vol. 27. – P. 115–120.
121. Tran, Tu Ba. Innovating and modernizing technologies in coal mining and processing industry // *Vietnamese science and technology*. –2017. – № 5. – P. 35–37.
122. Tran, Xuan Hoa. Study to improve the level of mechanization and modernization of underground coal mining and application orientation for underground coal mines in Quangninh coal basin // *Institute of Mining Science and Technology, Hanoi*. – 2011. – 185 p.
123. Wang, S. Numerical investigation of coal pillar failure under simultaneous static and dynamic loading / S. Wang, S. Hao, Y. Chen, J. Bai, X. Wang, Y. Xu // *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* –2016. – Vol. 84. – P. 59–68.
124. Yu, Y. Control of the Surrounding Rock of a Goaf-Side Entry Driving Heading Mining Face / Y Yu, J Bai, X Wang, L Zhang // *Sustainability*. –2020. – Vol. 12(7). 2623 – 16 p. DOI: 10.3390/su12072623.
125. Zhang, G. Numerical estimation of suitable gob-side filling wall width in a highly gassy longwall mining panel / G. Zhang, Y. Tan, S. Liang, H. Jia // *International Journal of Geomechanics*. –2018. – Vol. 18(8). article 4018091.

126. Zhang, G. Numerical modeling for longwall pillar design: a case study from a typical longwall panel in China / G. Zhang, S. Liang, Y. Tan, F.X. Xie, S. Chen, H. Jia // *Journal of Geophysics and Engineering*. –2018. – Vol. 15. – no.1. – P. 121–134.

127. Zhang, J. Application of solid backfilling to reduce hard-roof caving and longwall coal face burst potential / J. Zhang, B. Li, N. Zhou, Q. Zhang // *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* –2016. – Vol. 88. – P. 197–205.

128. Zhang, K. Determining the reasonable width of narrow pillar of entry in gob entry driving in the large pillar / K. Zhang, Y. Jiang, Z. Zhang, Y. Zhang, X. Pang, X. Zeng, // *J. Min. Saf. Eng.* –2014. – Vol. 31. – P. 255–262.

129. Zuev, B.Y. Application prospects for models of equivalent materials in studies of geomechanical processes in underground mining of solid minerals / B.Y. Zuev, V.P. Zubov, A.S. Fedorov // *Eurasian mining*. –2019. – Vol. 1(8). – P. 8-13.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2021613663

Программа для вычисления параметров зоны опорного давления и диаграммы распределения напряжений в краевой части массива угля

Правообладатель: *федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет» (RU)*

Авторы: *Зубов Владимир Павлович (RU), Ле Куанг Фук (VN)*

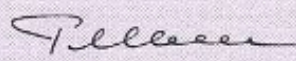


Заявка № 2021612714

Дата поступления 05 марта 2021 г.

Дата государственной регистрации
в Реестре программ для ЭВМ 11 марта 2021 г.

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

 Г.П. Ивлиев

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Акт о внедрении результатов диссертации

УТВЕРЖДАЮ

Проректор по образовательной
деятельности федерального
государственного бюджетного
образовательного учреждения
высшего образования
«Санкт-Петербургский горный
университет»



к.т.н., доц. Д.Г. Петраков
«06» апреля 2022 г.

АКТ

о внедрении результатов диссертации

Настоящим актом подтверждается внедрение результатов диссертации Ле Куанг Фук «Обоснование параметров ресурсосберегающей технологии обработки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами основной кровли (на примере шахты Хечам, Вьетнам)», представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук по научной специальности 25.00.22 «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)», специализации «Подземная разработка пластовых месторождений» в рамках дисциплины «Системы разработки пластовых месторождений».

В ходе практических занятий студенты знакомятся с ресурсосберегающими технологиями обработки пологих угольных пластов. Осваивают методы определения напряженно-деформированного состояния массива пород; определяют зависимость ширины целика, оставляемого между повторно используемой участковой подготовительной выработкой и выработанным пространством, от величины вылета консоли основной кровли в выработанном пространстве; определяют зависимость несущей способности крепи, применяемой в повторно используемой участковой подготовительной выработке, от величины вылета консоли основной кровли в выработанном пространстве; определяют параметры и технико-экономические показатели по предложенной в диссертации методике.

Декан горного факультета,
д.т.н., проф.

О.И. Казанин

Заведующий кафедрой РМПИ,
д.т.н., проф.

В.П. Зубов

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Справка о внедрении результатов



ВЬЕТНАМСКАЯ УГОЛЬНО-МИНЕРАЛЬНАЯ
ПРОМЫШЛЕННАЯ КОРПОРАЦИЯ «ВИНАКОМИН»
УГОЛЬНАЯ КОМПАНИЯ «ХЕЧАМ» - ТКВ
Вьетнам, Куангнинь, Камфа, Монгзыонгский район, №6
Телефон: (+84-03) 3386 8258
Сайт: <http://thankhecham.vn> элект. почта: khecham@.com.vn

СПРАВКА

о внедрении результатов диссертационной работы аспиранта Ле Куанг Фук на тему «Обоснование параметров ресурсосберегающей технологии отработки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами основной кровли (на примере шахты Хечам, Вьетнам)».

Настоящей справкой подтверждаем, что разработки из диссертационной работе Ле Куанг Фук, выполненной в Санкт – Петербургском горном университете (Российская Федерация), не содержат секретных сведений и приняты к использованию в нашей компании.

Разработаны рекомендуемых способов, чтобы продемонстрировать серьезное влияние при наличии в кровле пласта труднообрушающихся пород на устойчивость подготовительных выработок при отработке угольных пластов с системой разработки длинными столбами. Рекомендованная система в диссертации, имеет высокую научную значимость для снижения потерь угля в охранных целиках, оставленных в выработанном пространстве на шахте «Хечам». Рекомендуемые способы повышения устойчивости подготовительных выработок, поддерживаемых на границе с выработанным пространством, достигается при планировании горных работ с учетом следующего требования - выработку необходимо проходить после завершения процесса обрушения пород основной кровли в выработанном пространстве. Научные положения обладают высокой надежностью, способностью повышению эффективности производства и безопасности труда. Содержание диссертации принято в угольной компании «Хечам – ТКВ» в качестве научно-технического документа для справки и проектирования, применяемого в шахте «Хечам».

Куангнинь, 25 марта 2022 г.



Вице-Директор
Луонг Тхань Чунг

ПРИЛОЖЕНИЕ Г**Справка о внедрении результатов****ХАНОЙСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ ГОРНОГО ДЕЛА И ГЕОЛОГИИ**

Вьетнам, Ханой, Бастылием район, Дыктханг, Фовьенская улица №18

Телефон: (+84-24) 3838 9633

Сайт: <https://humg.edu.vn> элект. почта: hanhchinhthonghop@humg.edu.vn**СПРАВКА**

о внедрении результатов диссертационной работы аспиранта Ле Куанг Фук на тему «Обоснование параметров ресурсосберегающей технологии отработки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами основной кровли (на примере шахты Хечам, Вьетнам)».

Настоящей справкой подтверждаем, что разработки из диссертационной работе Ле Куанг Фук, выполненной в Санкт – Петербургском горном университете (Российская Федерация), не содержат секретных сведений и приняты к использованию в нашем университете.

Для решения поставленных в диссертации задач применён комплексный метод исследований, включающий анализ мирового практического опыта отработки пологих угольных пластов средней мощности; физическое и численное моделирование для изучения напряжённо-деформированного состояния вмещающих пород над краевой частью угольного массива, прилегающей к выработанному пространству; шахтные и аналитические исследования влияния горнотехнических факторов на устойчивость подготовительных выработок на шахтах. Научные положения обладают высокой надёжностью, способность повышению эффективности производства и безопасности труда. Содержание диссертации принято в Ханойском университете горного дела и геологии в качестве научно-технического документа для справки и научного изучения.



Ханой, 20 марта 2022 г.

Виде-Ректор

К.т.н., проф., Буй Суан Нам

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Акт о внедрении результатов

Утверждаю

Директор
консалтингового
«Тру Ван Ка Ту» (Вьетнам)
акционерного общества

Хоанг Ван Ан

Дата: 09 мая 2022 г.

АКТ

о внедрении результатов
кандидатской диссертации

Ле Куанг Фук

по научной специальности 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная).

Комиссия (НТС, рабочая, специальная) в составе:

Председатель: До Хоанг Хиэп;

Члены комиссии: Май Ван Хай, Ву Динь Чыонг.

составили настоящий акт о том, что результаты диссертации на тему «Обоснование параметров ресурсосберегающей технологии отработки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами основной кровли (на примере шахты «Хечам», Вьетнам)», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, использованы при проектировании технологий подземной разработки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли (при отработке выемочных столбов на горизонтах -315/-270 пласта «№9» и -360/-310 пласта «№10») в условии шахты «Халонг», Вьетнама в виде:

- предложения по определению ширины целиков;
- рекомендаций по применению ресурсосберегающей технологии.

Использование указанных результатов позволяет:

- уменьшить эксплуатационные потери угля в охранных целиках;
- повысить устойчивость выработок, снизить затраты на ремонтные работы и поддержание повторно используемых подготовительных выработок.

Председатель комиссии

Начальник отдела технологических разработок



До Хоанг Хиэп

Члены комиссии:

Заместитель начальника отдела технологических разработок



Май Ван Хай

Главный инженер



Ву Динь Чыонг