

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

На правах рукописи



ФЕДОРОВ АНАТОЛИЙ СЕРГЕЕВИЧ

**РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ СНИЖЕНИЯ ОТРИЦАТЕЛЬНОГО
ВЛИЯНИЯ МЕЖУЧАСТКОВЫХ ЦЕЛИКОВ НА ВЕДЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ ПО СБЛИЖЕННЫМ ПЛАСТАМ**

**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 – 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

| | |
|--|----|
| ВВЕДЕНИЕ | 4 |
| ГЛАВА 1 ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ СВИТ ПОЛОГИХ СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ | 9 |
| 1.1 Перспективные технологии отработки пологих угольных пластов | 9 |
| 1.2 Оценка требований нормативных документов к оставлению целиков при отработке пологих угольных пластов | 16 |
| Выводы по главе 1 | 19 |
| 2 КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ МЕЖУЧАСТКОВОГО ЦЕЛИКА | 20 |
| 2.1 Обоснование параметров расчетной схемы | 21 |
| 2.2 Анализ результатов моделирования | 28 |
| Выводы по главе 2 | 32 |
| ГЛАВА 3 ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ИЗУЧЕНИЮ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ УМЕНЬШЕНИИ ВЫСОТЫ УГОЛЬНОГО ЦЕЛИКА | 34 |
| 3.1 Задачи лабораторных исследований. Исходные данные | 34 |
| 3.2 Выбор основных рецептурных параметров ЭМ и изготовление модели | 35 |
| 3.3 Методика изготовления модели | 39 |
| 3.4 Анализ результатов моделирования | 49 |
| Выводы по главе 3 | 55 |
| ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДУЕМЫЕ ТЕХНОЛОГИИ СНИЖЕНИЯ ОТРИЦАТЕЛЬНОГО ВЛИЯНИЯ МЕЖУЧАСТКОВЫХ ЦЕЛИКОВ НА ВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ В НАДРАБАТЫВАЕМЫХ ПЛАСТАХ | 57 |
| 4.1 Рекомендуемая технология гидроразрыва целиков с использованием скважин, пробуренных с поверхности | 57 |
| 4.1.1 Определение параметров технологии гидроразрыва целика | 61 |
| 4.2 Рекомендуемая технология разгрузки целиков с помощью скважинной гидродобычи | 64 |

| | | |
|--|---|-----------|
| 4.2.1 | Определение параметров технологии скважинной гидродобычи | 65 |
| 4.3 | Рекомендуемые системы разработки надрабатывающих пластов | 68 |
| 4.3.1 | Системы разработки длинными столбами с полной или частичной выемкой межстолбовых целиков на одной линии с очистным забоем..... | 68 |
| 4.4 | Рекомендуемая технология разгрузки целиков с использованием бурошнековой выемки угля из целиков в период отработки надрабатывающих пластов..... | 71 |
| | Выводы по главе 4..... | 84 |
| ГЛАВА 5 ОБЛАСТИ РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ И ИХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА..... | | 86 |
| 5.1 | Методика расчета экономической эффективности при внедрении разработанных технологий..... | 89 |
| 5.2 | Результаты расчета экономической эффективности при внедрении разработанных технологий..... | 90 |
| 5.2.1 | Оценка экономической эффективности рекомендуемой технологии с частичной отработкой межучастковых целиков на одной линии с лавой | 90 |
| 5.2.2 | Оценка экономической эффективности рекомендуемой технологии разгрузки целиков с использованием бурошнековой выемки угля из целиков ... | 93 |
| | Выводы по главе 5..... | 94 |
| | ЗАКЛЮЧЕНИЕ | 95 |
| | СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ | 98 |

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы. В настоящее время российские угольные компании, как правило, ведут отработку запасов угля высокопроизводительными очистными механизированными комплексами с использованием системы разработки длинными столбами по простиранию или падению (восстанию) в варианте, предусматривающем подготовку выемочных столбов сдвоенными выработками и оставление межучастковых целиков угля в выработанном пространстве. С использованием данной технологии ведется добыча угля на всех перспективных шахтах Кузнецкого бассейна: «Талдинская – Западная 1», «Талдинская – Западная 2», «им. В.Д. Ялевского», «Комсомолец», «им. 7 Ноября», «Полысаевская» и др. Ширина целиков между выемочными участками в условиях указанных шахт достигает 30-40м и более.

К числу существенных недостатков технологий с оставлением неразрушаемых горным давлением целиков угля в выработанном пространстве относится отрицательное влияние целиков на ведение горных работ в нижерасположенных (надрабатываемых) пластах, что связано с формированием под целиками зон повышенного горного давления (зон ПГД). Уровень напряжений в этих зонах может в 1,5-2,0 раза и более превышать естественный уровень напряжений для глубины расположения надрабатываемого пласта. При ведении горных работ в зонах ПГД наблюдается повышенная интенсивность проявлений горного давления в подготовительных выработках, возрастает вероятность горных ударов, снижается надежность выполнения производственных заданий по добыче угля.

Вопросами, связанными с поиском рациональных схем отработки сближенных пластов и способов снижения отрицательного влияния зон ПГД на горные работы, занимались многие исследователи: М.П. Бажин, М.П. Зборщик, В.И. Барановский, Л.М. Гусельников, И.М. Петухов, В.П. Зубов, И.Л. Черняк, В.И. Черняев, В.Ф. Райский, В.П. Кузнецов, С.Т. Кузнецов, О.И. Казанин, Ю.А. Игнатов, А.Н. Рыжков, В.А. Анушенков, Г.Е. Лукашев, В.Я. Новиков., Н.А. Бутник, С.Б. Липский, Ю.Н. Кузнецов и др.

Вместе с тем практически не разработаны способы снижения отрицательного влияния целиков, формируемых при широко применяемой в настоящее время системе разработки длинными столбами, на ведение горных работ в надрабатываемых пластах. Об актуальности рассматриваемой темы свидетельствуют следующие факты: при длине лав 250-300м общая площадь зон ПГД в надработанных пластах достигает 25-30% от их общей площади; в ближайшие годы не менее 80% шахт крупнейшей российской угольной компании ОАО «СУЭК», вклад которой в общий объем добычи угля подземным способом составляет около 30%, будут вести работы в надработанных пластах.

Цель работы. Разработка технологий, обеспечивающих повышение экономической эффективности и безопасности выемки надрабатываемых пластов при использовании системы разработки длинными столбами, включающей подготовку выемочных столбов сдвоенными участковыми выработками.

Идея работы. Для повышения эффективности отработки сближенных пластов необходимо производить выемку межучастковых целиков или искусственное повышение их податливости для разгрузки от повышенного горного давления.

Основными задачами исследований являлись:

1. Оценка достоинств и недостатков широко применяемого в настоящее время варианта системы разработки свит сближенных угольных пластов длинными столбами, включающего подготовку столбов сдвоенными выработками и оставление целиков угля в выработанном пространстве.

2. Исследование на моделях из эквивалентных материалов характера взаимодействия обрушившихся пород с породами подработанного массива, зависящими в выработанном пространстве.

3. Исследование влияния податливости межучастковых угольных целиков на напряженно-деформированное состояние пород междупластья в зонах ПГД.

4. Разработка технологии разгрузки межучастковых целиков, расположенных в выработанном пространстве надрабатываемых пластов, после завершения их отработки

5. Разработка технологий разгрузки межучастковых целиков в период отработки выемочного столба при использовании системы разработки длинными столбами и подготовке столбов сдвоенными выработками.

Методы исследований. Использован комплексный метод исследований, включающий: системный анализ применяемых технологий разработки свит сближенных угольных пластов; компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород под целиками угля с использованием программного конечно-разностного комплекса FLAC 2D; технико-экономическую оценку разработанных способов разгрузки целиков от повышенных напряжений.

Научная новизна работы:

1. Установлены зависимости параметров рекомендуемых технологий разгрузки межучастковых целиков от повышенных напряжений от мощности надрабатывающего пласта и скорости подвигания лав.

2. Выявлены зависимости минимально необходимой величины податливости межучасткового целика, при превышении которой напряжения в зоне влияния целика снижаются до безопасных значений, от параметров рекомендуемых технологий и геологических условий залегания сближенных пластов.

Практическое значение работы. Разработаны технологии разгрузки межучастковых целиков, оставляемых в выработанном пространстве при системах разработки длинными столбами, позволяющие повысить эффективность отработки сближенных надрабатываемых пластов.

Основные защищаемые положения:

1. К числу факторов, оказывающих наибольшее отрицательное влияние на эффективность использования при отработке сближенных пластов широко применяемой на российских и зарубежных угольных шахтах системы разработки длинными столбами с подготовкой столбов сдвоенными выработками, относится отрицательное влияние межучастковых целиков, оставляемых в выработанном пространстве надрабатывающих пластов, на ведение горных работ по нижерасположенным пластам.

2. При использовании систем разработки длинными столбами с подготовкой выемочных столбов сдвоенными выработками снижение отрицательного влияния межучастковых целиков, оставленных в выработанном пространстве, на ведение горных работ по надрабатываемому пласту достигается при искусственном увеличении податливости целиков до величин, обеспечивающих передачу нагрузок со стороны пород кровли, зависящих в выработанном пространстве, на обрушившиеся породы.

3. При использовании систем разработки длинными столбами с оставлением в выработанном пространстве целиков угля к числу наиболее эффективных и безопасных технологий разгрузки целиков от повышенных напряжений относятся: в период ведения очистных работ в надрабатываемом пласте – технологии, включающие частичную или полную отработку целиков на одной линии с лавой, а также технологии с бурошнековой выемкой угля из целиков; после завершения очистных работ в надрабатываемом пласте - технологии, основанные на гидроразрыве целика через скважины, пробуренные с поверхности.

Достоверность научных положений, выводов и рекомендаций обеспечивается большим объемом проанализированных данных; использованием современных апробированных методов проведения исследований и обработки результатов; применением современных методов экономической оценки разработанных технических решений; удовлетворительным совпадением результатов исследований с данными экспертных оценок параметров зон влияния целиков.

Апробация работы. Основные результаты выполненных исследований обсуждались на международных и всероссийских конференциях, в том числе: Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование (Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург, 2017); Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке (Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург, 2017); Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке (Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург, 2018)

Личный вклад автора. Сформулированы цель и задачи исследований; проанализированы горно-геологические и горнотехнические условия отработки сближенных угольных пластов на российских шахтах; проанализированы прогрессивные технологические схемы отработки угольных пластов; разработаны технологии разгрузки межучастковых целиков при использовании системы разработки длинными столбами и подготовке столбов сдвоенными выработками; обобщены результаты исследований; сформулированы защищаемые положения и основные выводы.

Публикации. Основные результаты исследований опубликованы в 9 научных работах, из них 5 – в изданиях, рекомендованных ВАК РФ. Разработано техническое решение, защищенное патентом на изобретение.

Структура и объём работы. Диссертация общим объёмом 109 страниц состоит из введения, пяти глав, заключения, списка литературы из 108 источников, включает 51 рисунка и 10 таблиц.

Благодарности. Автор выражает благодарность научному руководителю - д.т.н., проф. Зубову Владимиру Павловичу за выбор направлений исследований и помощь в процессе интерпретации полученных результатов, И.Л. Харитонову и другим работникам АО «СУЭК-Кузбасс» за помощь в сборе исходной информации, сотрудникам кафедры разработки месторождений полезных ископаемых за полезные замечания и техническую помощь при выполнении работы.

ГЛАВА 1 ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ СВИТ ПОЛОГИХ СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ

1.1 Перспективные технологии отработки пологих угольных пластов

Горно-геологические условия залегания угольных пластов Кузнецкого угольного бассейна характеризуются очень широким спектром, фактически вбирающим весь возможный диапазон их изменения (рисунок 1.1): мощность пластов от 0,5 до 60 м, углы падения от 0–90°, глубины залегания пластов от первых метров до 2 км и т.д.

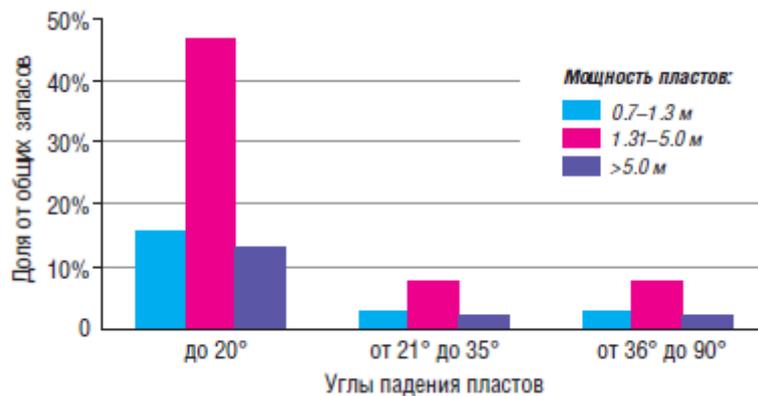


Рисунок 1.1 – Распределение балансовых запасов углей Кузнецкого угольного бассейна

[102]

Распределение применяемых систем разработки на угольных шахтах Кузбасса приведено на рисунке 1.2.

Ширина межучастковых целиков на перспективных шахтах Кузнецкого бассейна составляет 35-40м и более, их длина равна длине столба, т.е. измеряется километрами. Данные целики концентрируют на себе значительные нагрузки и формируют в надработанном массиве зоны повышенного горного давления (ПГД), общая площадь которых может достигать 25-30% площади шахтного поля по надрабатываемому пласту. Напряжения в целике по данным различных исследователей (В.Ф. Райский, В.П. Зубов, А.А. Борисов и др.) может в несколько раз превышать уровень напряжений, естественный для соответствующей глубины разработки.

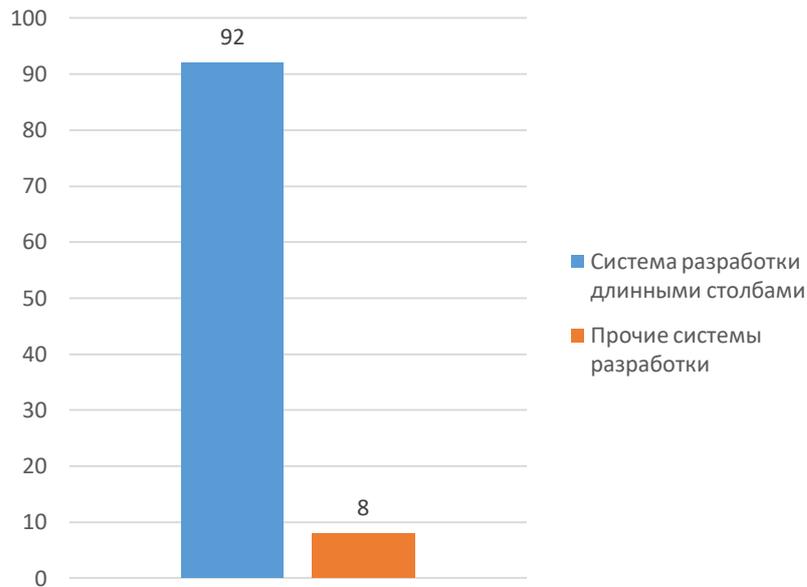


Рисунок 1.2 – Распределение применяемых систем разработки на угольных шахтах Кузбасса

Напряжения в зонах ПГД зависят от мощности междупластий и физико-механических свойств слагающих их пород. Так, в условиях отработки сближенных пластов K_6 и K_5^{1-B} на шахтах Восточного района Донбасса значения максимальных коэффициентов концентрации напряжений в зонах ПГД, формируемых под целиками, оставленными в выработанном пространстве надрабатывающего пласта K_6 достигали 2,5-3 на расстоянии от целика 20 м, 1,5-1,8 на расстоянии от целика 43-52м. В данных горно-геологических условиях ведение горных работ на участках надрабатываемого пласта K_5^{1-B} , расположенных в зонах ПГД, как правило, характеризовалось (исследования В.П. Зубова) резким увеличением затрат на поддержание подготовительных выработок и увеличением интенсивности вывалов в лавах (рисунок 1.3).

Оставление в выработанном пространстве целиков угля приводит к резкому ухудшению геомеханических условий разработки свит сближенных пластов [5,6,12,16, 29, 30,31,32,33].

Как следует из данных, представленных на рисунке 1.3, в рассматриваемом примере снижение суточной добычи при работе лавы под целиками достигает 50% и более.

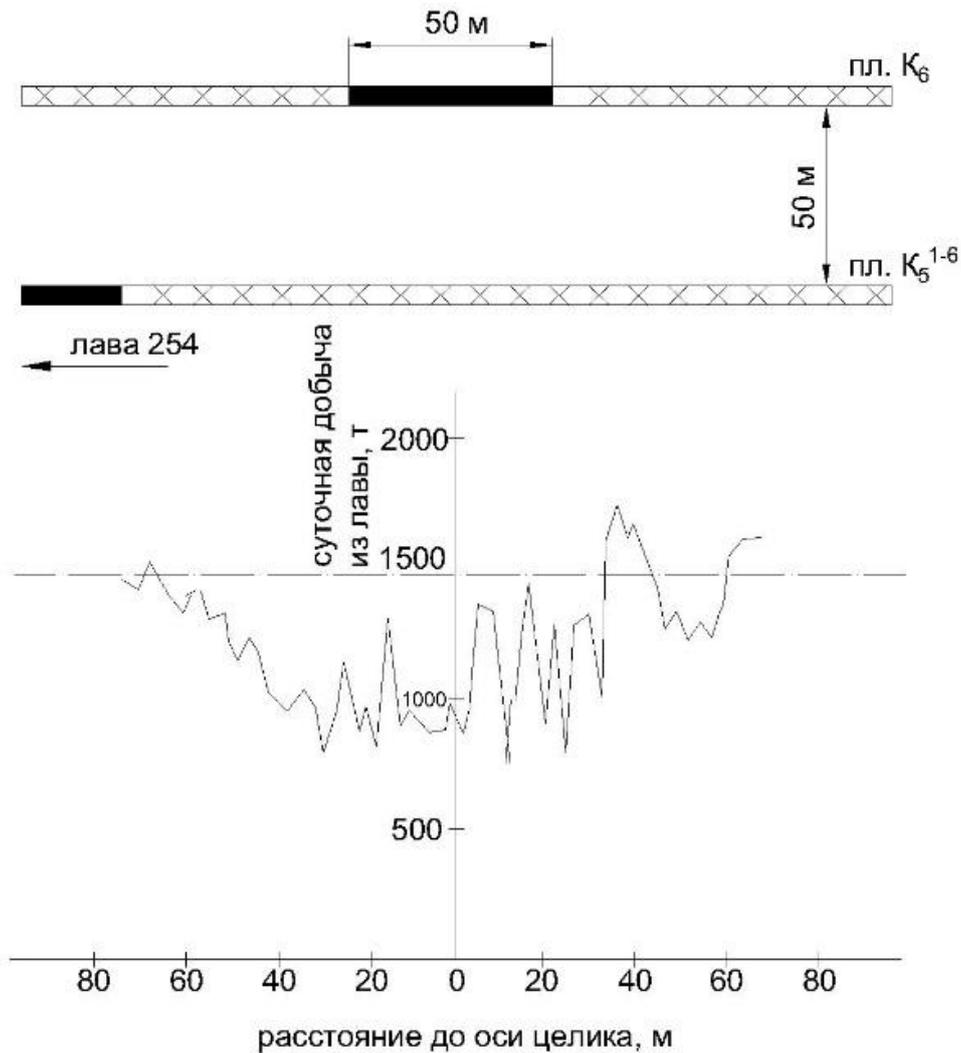


Рисунок 1.3 – Изменение суточной добычи из лавы №254 при подработке целика, оставленного в выработанном пространстве пласта K₆. (по данным В.П. Зубова, шахта «Гуковская»)

Аналогичные, в качественном отношении, результаты отрицательного влияния целиков, оставленных в выработанном пространстве надрabатывающих пластов, наблюдаются на шахтах Кузнецкого бассейна.

Система разработки длинными столбами по падению пласта с оставлением целиков угля представлена на рисунке 1.4.

По приведенным в горнотехнической литературе данным [99,100,103], целики, оставленные в выработанном пространстве, оказывают существенное влияние на устойчивость выработок надрabатываемых пластов. С увеличением глубины горных работ отрицательное влияние целиков возрастает.

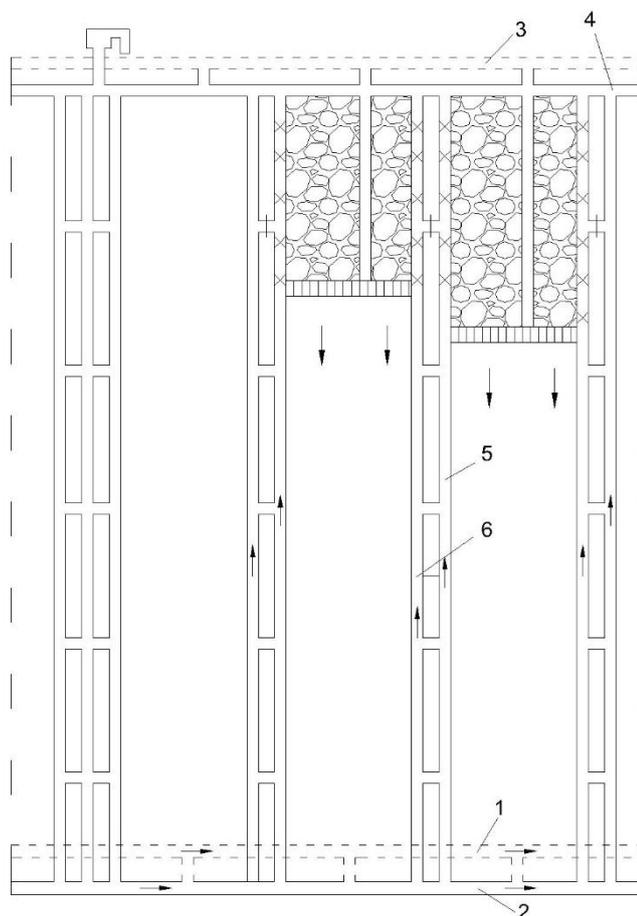


Рисунок 1.4 – Система разработки длинными столбами по падению пласта с оставлением целиков угля: 1 - откаточный штрек, 2 - просек, 3 - полевой штрек, 4 - просек, 5 - транспортный ходок, 6 - вентиляционный ходок надрабатывающего пласта

Состояние вентиляционного штрека в зоне ПГД надрабатывающего пласта приведено на рисунке 1.5.

На шахте им. С. М. Кирова в районе расположения выемочных участков № 2592 и № 2593 исследована ситуация, при которой межучастковые целики на сближенных пластах «Поленовский» и «Болдыревский» располагались параллельно друг другу (рисунок 1.6).

При этом имелась возможность сравнить для аналогичных условий состояние участков выработок надрабатываемого пласта «Поленовский», расположенных в зоне ПГД, на границе зоны ПГД, а также вне зоны ПГД, сформированной под целиком шириной 25 м по пласту «Болдыревский». В последнем из указанных случаев зона ПГД находилась над концевым участком лавы №2594.



Рисунок 1.5 – Состояние откаточного ярусного штрека в зоне ПГД надрабатываемого пласта

В участковых выработках, расположенных в зоне ПГД, неоднократно проводились ремонтные работы, что привело к необходимости проведения вне зоны ПГД еще одной параллельной выработки. Отработка надработанного пласта в рассмотренном случае в целом характеризовалась значительными дополнительными издержками производства и потерями угля в целиках.

При использовании системы разработки с оставлением целиков в выработанном пространстве практически невозможно использовать опережающую отработку защитных пластов в качестве регионального мероприятия по предотвращению горных ударов.

В ряде случаев желание исключить отрицательное влияние целиков на отработку нижерасположенных пластов в производственных условиях приводит к решениям, при которых вначале отработывают пласты, расположенные за пределами зон негативного влияния целиков, т.е. производят «выборочную» отработку пластов. Следствием таких решений, как правило, является потеря балансовых запасов в пластах, испытавших воздействие подработки и надработки.

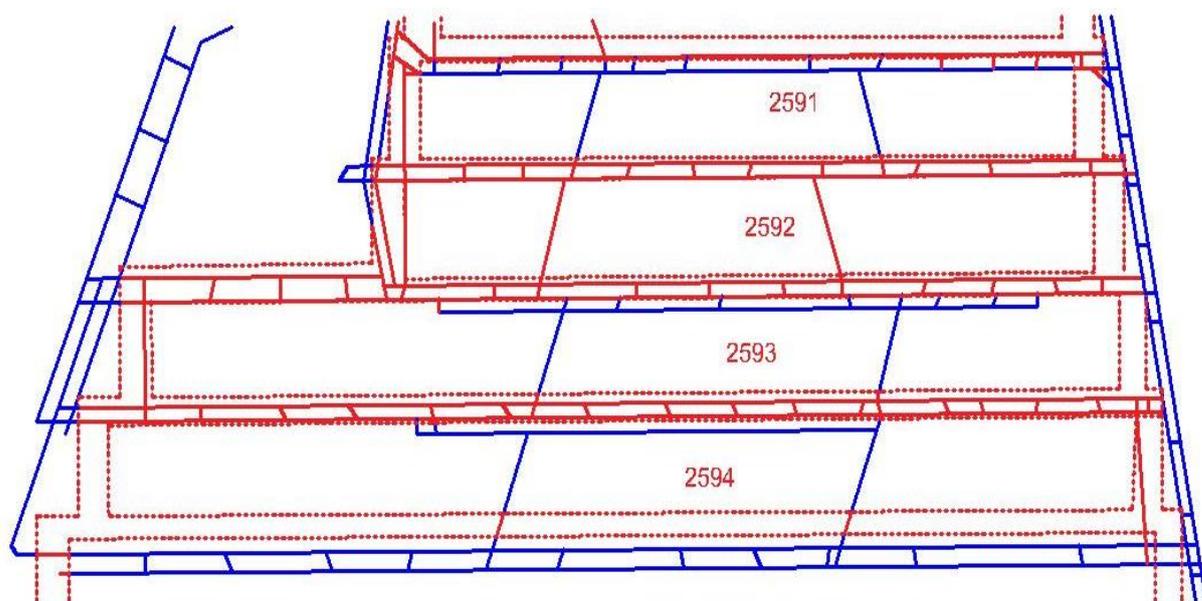


Рисунок 1.6 – Расположение выработок по пласту «Поленовский» и зон ПГД в поле шахты им. С.М. Кирова

Во время ведения очистных работ в лаве № 806 в шахте им. А.Д. Рубана (рисунок 1.7) в пределах зоны повышенного горного давления от целиков вышележащего пласта «Байкаимский» наблюдалось интенсивное пучение пород почвы и повышенная интенсивность отжима угля.

Наряду с пучением пород почвы в 10 метрах от сопряжения лавы с путевым штреком №806-бис наблюдались вывалы пород кровли, в результате чего сечение лавы было практически полностью перекрыто. На концевом участке лавы от путевого штрека №806 до путевого штрека №806- бис секции механизированной крепи под воздействием повышенного горного давления, были посажены «нажестко». С целью сохранения необходимой высоты призабойного пространства в лаве проводилась подрывка пород почвы. Для устранения завала был использован проходческий комбайн. На сопряжении лавы и путевого штрека №806-бис были выложены костры с последующим их цементированием.

Обеспечить безопасные условия горных работ по фактору выбросо- и ударобезопасности возможно только за счет проведения дорогостоящих профилактических локальных мероприятий на участках, расположенных в зонах ПГД.

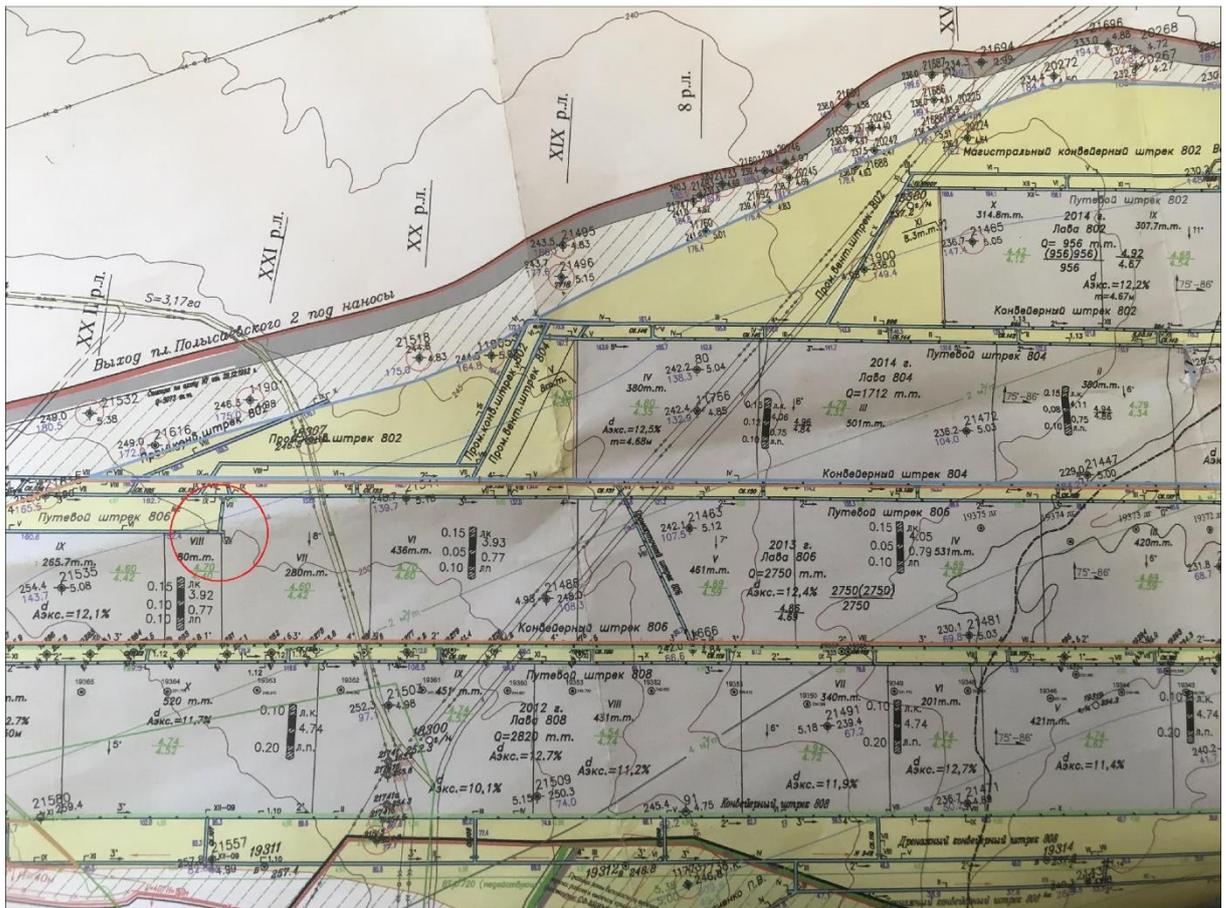


Рисунок 1.7 – Типовая система разработки пластов при отработке пологих угольных пластов на шахтах Кузбасса (выкопировка из плана горных работ шахты им. А.Д. Рубана)

О величине затрат на проведение этих мероприятий в условиях шахт Кузбасса можно судить по следующим фактам: в настоящее время на удароопасных пластах работает не менее 80% очистных забоев; суммарная площадь зон ПГД по надработанным пластам составляет не менее 25-30% их площади; Удельные затраты на проведение противовыбросных мероприятий при проходке выработок в среднем составляет 6000 руб/м.

Как показал анализ практического опыта отработки сближенных пластов на российских и зарубежных шахтах целики, оставленные в выработанном пространстве, практически всегда приводят к ухудшению условий отработки надрабатываемых пластов. Степень отрицательного влияния зависит главным образом от мощности пород междупласть, свойств слагающих их пород и глубины ведения горных работ. Глубина отрицательного влияния целиков

распространяется: на подготовительные выработки до 40-45м и более, для очистных забоев более 50-55м.

1.2 Оценка требований нормативных документов к оставлению целиков при отработке пологих угольных пластов

Нормативными документами, регламентирующими оставление целиков угля в выработанном пространстве, в настоящее время являются [72].

В соответствии с [72]:

1. «Разделение месторождения на шахтные поля и порядок их отработки должны обеспечивать планомерное извлечение запасов по возможности без образования целиков, острых углов и выступов фронта очистных работ (страница 7)».

2. «Общее развитие фронта очистных работ должно осуществляться в направлении от выработанных пространств на массив с минимальным количеством передовых выработок и целиков. При необходимости применения целиков их безопасность должна быть обеспечена за счет создания искусственной податливости, снижения уровня напряжений, создания щелей, камуфлетного или сотрясательного взрывания зарядов взрывчатых веществ и других профилактических мероприятий (стр. 12)».

3. «Намечаемые к отработке участки рудного массива или массива горных пород в особо сложных условиях шириной, соизмеримой с протяженностью зоны опорного давления, должны быть приведены в неудароопасное состояние заблаговременно, до возникновения в них категории "Опасно". Работы должны проводиться по специальному проекту, утвержденному техническим руководителем предприятия (организации). В проекте необходимо предусмотреть следующее:

- удароопасные целики приводить в неудароопасное состояние по всей площади;

- отработку целиков производить в одном направлении от выработанного пространства с формированием защищенной зоны» (стр. 14)».

В соответствии с нормативными документами, действующими ранее [38,39,40,71]:

В соответствии с требованиями [39]:

1. «К разработке пластов угля с породами почвы, склонными к горным ударам, следует предусматривать системы разработки, исключая оставление целиков угля у горных выработок».

В соответствии с требованиями п. 1.5.3 [39]:

1. «Вскрытие и подготовка шахтных полей с выбросоопасными и угрожаемыми угольными пластами должны обеспечивать проведение подготовительных выработок, общих для смежных лав пологих пластов, повторное использование выработок, проведение их без оставления целиков между выработкой и выработанным пространством».

В соответствии с требованиями п. 3.1.3 [39]:

2. «Отработку защитного пласта необходимо производить без оставления целиков и участков угольного массива в выработанном пространстве».

В соответствии с требованиями [40]:

1. «Оставление целиков в выработанном пространстве допускается при секционировании выработанного пространства в связи с локализацией и ликвидацией очага самонагревания путём оставления целиков или формирования изолирующих полос нагнетанием летучей золы электростанций по скважинам с поверхности».

2. «Оставление целиков в выработанном пространстве запрещено, если они не предусмотрены проектом, а при аварийном оставлении подобных целиков необходимо предусматривать их профилактическую обработку с обязательным внесением дополнительных мероприятий в паспорт выемочного участка».

Оставление целиков в выработанном пространстве является

обязательным при этажной схеме подготовки пластов между откаточным штреком верхнего этажа и вентиляционным штреком нижерасположенного этажа (либо возводить изолирующие полосы из негорючих твердеющих материалов); при работе на передние квершлагги (бремсберги, уклоны) односторонними выемочными полями без проведения в целиках сбоек, п. 2.1.10 [40]; в уклонных и бремсберговых полях при отработке пластов пологого и наклонного падения, отнесенных к категории весьма склонных к самовозгоранию, при отработке выемочных столбов по простиранию, а отработка выемочных столбов в аналогичных условиях по бесцеликовой схеме допускается для шахтопластов, отнесённых к категории склонных к самовозгоранию п. 2.1.12 [40]; при отработке пластов мощностью до 4,5 м длинными столбами по простиранию механизированными комплексами без разделения на слои, как правило, необходимо оставлять межстолбовые целики шириной не менее 20 м, п. 2.2.7 [40]; очистные работы за пределами границ пожарного участка в зоне возможного проникновения продуктов горения и влияния других опасных факторов пожара должны вестись с оставлением барьерных целиков угля или воздухонепроницаемых полос из негорючих материалов и. 5.2.1 [40]».

В соответствии с требованиями [71]:

1. «§ 73. При ликвидации выработок, пройденных по углю (сланцу) или смешанным забоем, предохранительные целики, как правило, должны извлекаться. Целесообразность и полнота выемки целиков определяются расчетом и предусматриваются в проекте ликвидации выработок».

2. «§ 85. В вышележащих слоях необходимо осуществлять полное обрушение пород без оставления в выработанном пространстве целиков угля, невыбитой призабойной, посадочной и штрековой крепей».

3. «§ 190. Для уменьшения деформации выработок надрабатываемого (подрабатываемого) пласта следует избегать оставления в выработанном пространстве целиков угля и проведения под (над) ними подготовительных выработок».

Выводы по главе 1

1. При использовании системы разработки угольных пластов длинными столбами с подготовкой выемочных столбов сдвоенными выработками, одной из основных причин резкого ухудшения технико-экономических показателей работы шахты при отработке надработанных пластов являются целики угля, оставленные в выработанном пространстве надрабатывающих пластов.

2. Целики угля, оставленные в выработанном пространстве, формируют в нижерасположенном породном массиве области с повышенными напряжениями, оказывающими существенное отрицательное влияние на состояние подготовительных выработок, проявления горного давления в лавах, степень опасности надработанных пластов по горным ударам и внезапным выбросам, в течение практически неограниченного количества времени. Напряжения в зонах ПГД могут в несколько раз превышать естественный уровень напряжений для исследуемой глубины работ.

3. При ведении горных работ в зоне ПГД:

- Затраты на поддержание подготовительных выработок возрастают в 1,5-3 раза в объеме;
- Уменьшаются скорости подвигания лав, что приводит к потере добычи до 30-50%;
- Возрастают затраты на проведение профилактических мероприятий по предотвращению внезапных выбросов и горных ударов.

4. Актуальность выполненной работы, практическая значимость и перспективы использования полученных результатов предопределены следующими факторами:

- В настоящее время не менее 93% выемочных участков на российских угольных шахтах отработывают с использованием системы разработки длинными столбами с оставлением целиков в выработанном пространстве.
- Общая площадь зон ПГД в надработанных пластах достигает 25-30% от общей их площади.
- В ближайшие годы не менее 80 % перспективных шахт компании ОАО «СУЭК» перейдут на выемку надработанных пластов с осложнениями в виде зон ПГД.

ГЛАВА 2 КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ МЕЖУЧАСТКОВОГО ЦЕЛИКА

В соответствии с целью диссертации, основной задачей компьютерного моделирования являлось определение влияния податливости межучасткового целика, оставленного в выработанном пространстве надрабатывающего пласта, на параметры зоны повышенного горного давления (ПГД) в нижерасположенном массиве.

Достижение поставленной цели осуществлялось в несколько этапов:

1. разработка концептуальной модели и расчетной схемы исследуемого явления;
2. выбор геомеханической модели поведения МГП;
3. выбор геометрических параметров расчетной схемы;
4. обоснование физико-механических свойств МГП;
5. создание компьютерной модели: задание начальных и граничных условий, задание свойств моделируемого МГП, задание геометрии модели, генерация сетки элементов и т.д.;
6. выполнение расчетов;
7. интерпретация результатов моделирования.

Как показал анализ опыта исследований с использованием компьютерного моделирования, выбор тех или иных численных методов для изучения НДС угольных массивов (МКЭ, МГЭ и др.), как правило, не принципиален и зависит от имеющегося у исследователей программного обеспечения и собственно возможностей такого обеспечения (максимальное число элементов дискретизации, машинное время вычислений, вводимые и выводимые параметры, способ представления результатов, возможности программного обеспечения в целом и др.).

Для проведения расчетов был использован программный конечно-разностный комплекс *FLAC 2D 8.0* компании *Itasca Consulting Group, Inc.*, хорошо

зарекомендовавший себя в решении различного рода горно-геомеханических задач [106, 107]. В рамках решаемой задачи неоспоримым преимуществом данной программы является возможность задачи граничных условий на контактах отдельных моделируемых областей.

2.1 Обоснование параметров расчетной схемы

Согласно традиционным представлениям горной геомеханики [14, 67], в подрабатываемом массиве горных пород выделяют три характерные зоны нарушенности (рисунок 2.1).

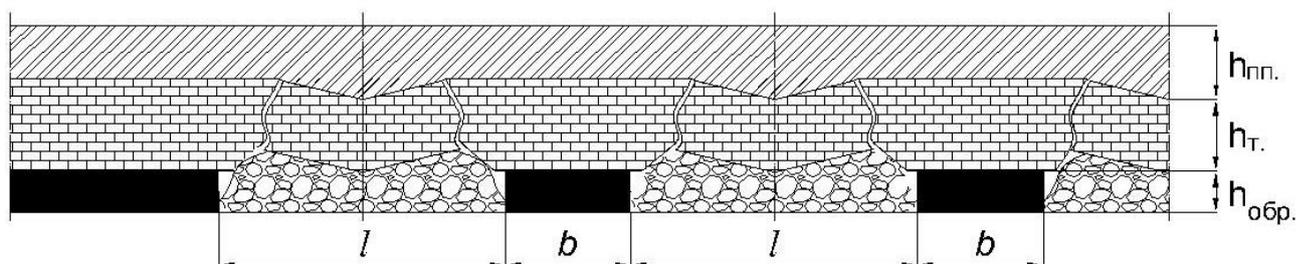


Рисунок 2.1 – Зоны сдвижения подрабатываемого массива горных пород при выемке угольного пласта длинными забоями [14]

где: $h_{обр}$ – зона обрушения, $h_т$ – зона трещин, $h_{пп}$ – зона плавного прогиба

В выработанном пространстве формируется зона обрушения. Как правило, ее высота превосходит вынимаемую мощность пласта в 3-8 раз. Разрушенные породы в этой зоне раздроблены. Высота зоны беспорядочного обрушения зависит от коэффициента разрыхления и может быть определена по известной формуле 2.1.

$$h_{обр} = \frac{m}{k_p - 1}, \quad (2.1)$$

где $h_{обр}$ – высота зоны беспорядочного обрушения, м; m – вынимаемая мощность пласта, м; k_p – коэффициент разрыхления обрушившихся пород кровли.

Над зоной обрушения находится зона трещин. Здесь развиваются в основном субвертикальные трещины и трещины расслоения по напластованию пород, что приводит к формированию отдельных взаимодействующих блоков.

Через контакты в областях расположения вертикальных трещин передаются горизонтальные силы распора, поэтому свободное перемещение отдельных блоков по падению и простиранию пласта практически невозможно.

Высота распространения зоны трещин обычно превосходит вынимаемую мощность пласта в 30-40 раз. Таким образом, суммарная высота зоны обрушения и трещин в 30-50 раз превосходит мощность пласта.

Зона плавного прогиба располагается над зоной трещин и достигает поверхности. «Зависающие» в этой зоне слои прочных пород называют породными мостами. В этой части массива не развиваются критические значения деформаций растяжения и не формируются крупные секущие трещины.

Таким образом, краевая часть угольного пласта и не разрушенные горным давлением целики, оставленные в выработанном пространстве, являются опорой для породных мостов в зоне плавного прогиба. Через них давление передается на нижележащие породы, в том числе на нижележащие угольные пласты, планируемые к отработке.

Из представленной схемы (рисунок 2.1) видно, что уменьшение высоты опорных частей угольного пласта (например, в результате их раздавливания) приведет к пригрузке обрушившихся пород в выработанном пространстве зависшими породными мостами в третьей зоне.

Соответственно, компьютерная модель должна включать процесс интенсификации передачи давления от вышележащих зависающих слоев на почву пласта через породы, обрушившиеся в выработанном пространстве по мере уменьшения высоты межстолбового целика в результате придания ему искусственной податливости. Данный процесс является «центральным» в моделируемой физической картине.

На рисунке 2.2 представлена расчетная схема, разработанная для моделирования описанного процесса. В модели сделаны следующие обоснованные допущения:

- деформирование МГП в наработанном массиве подчиняется упругому закону, т.к. процессы разрушения не играют значимой роли при распределении зон ПГД в нижележащих отработанных толщах;
- модель плоско-деформированная, т.к. все моделируемые элементы имеют достаточно большую протяженность;
- передача нагрузки от подработанных пород на почву выработанного пространства происходит посредством задания контактных условий сцепления на границах этих сред.
- естественное поле напряжений принято геостатическим, что соответствует условиям залегания углепородных осадочных массивов.

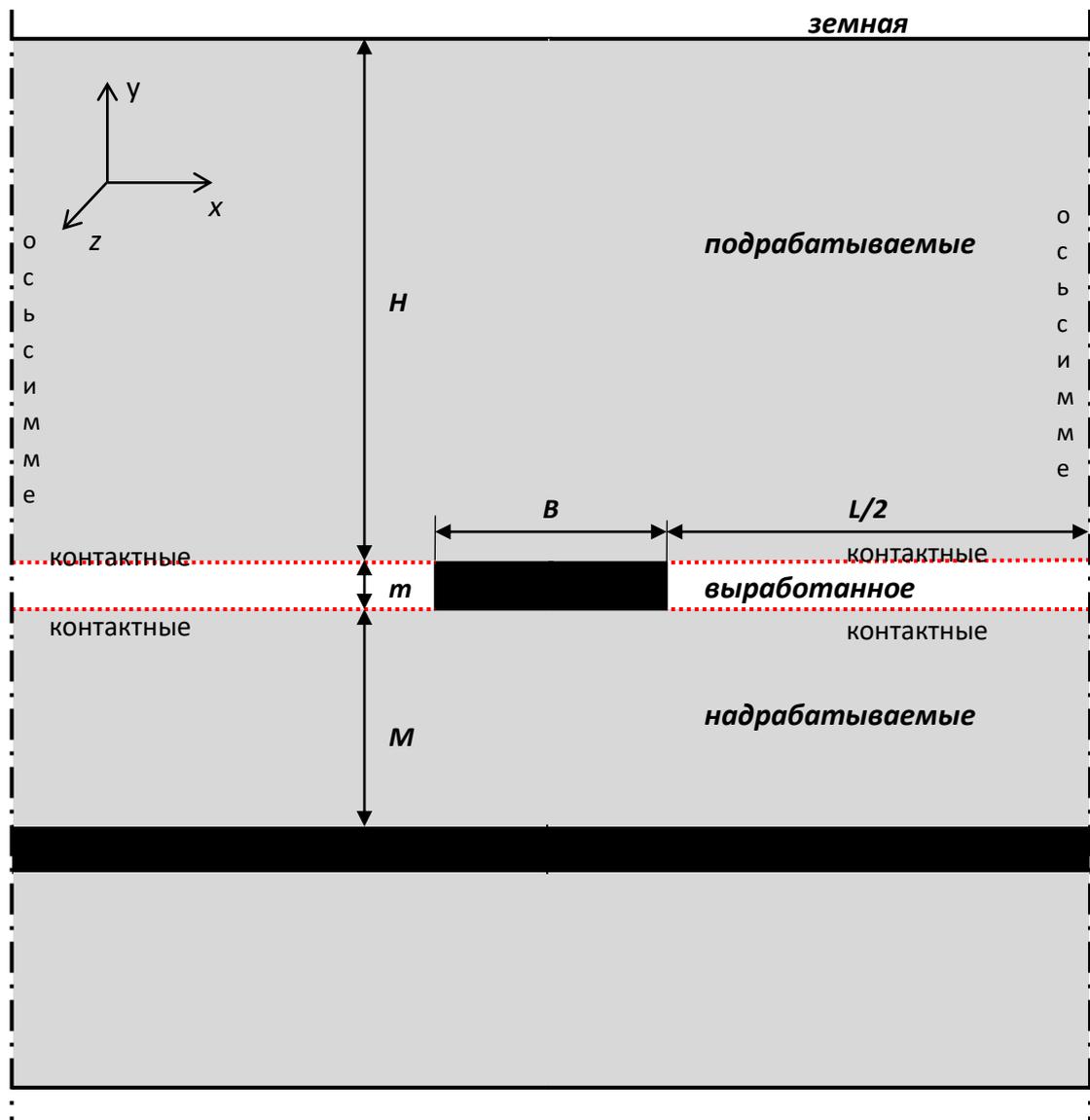


Рисунок 2.2 – Эскиз горно-геомеханической модели (расчетной схемы)

В схеме моделируется оставление в выработанном пространстве междучасткового целика шириной B на глубине H . M – мощность междупластья, m – мощность надрабатывающего пласта. Слева и справа от целика произведена отработка пласта лавами длиной L . В силу симметричности задачи, моделируется только половина длины лав $L/2$.

На кровле и почве выработанного пространства задаются контактные условия сцепления путем назначения им нормальной и сдвиговой жесткости в программе *FLAC*, (рисунок 2.3). Благодаря заданию контактных условий [107], имеется возможность смоделировать опускание подработанных пород кровли под действием собственного веса на почву пласта и передачу ими нагрузки на нижерасположенный породный массив.

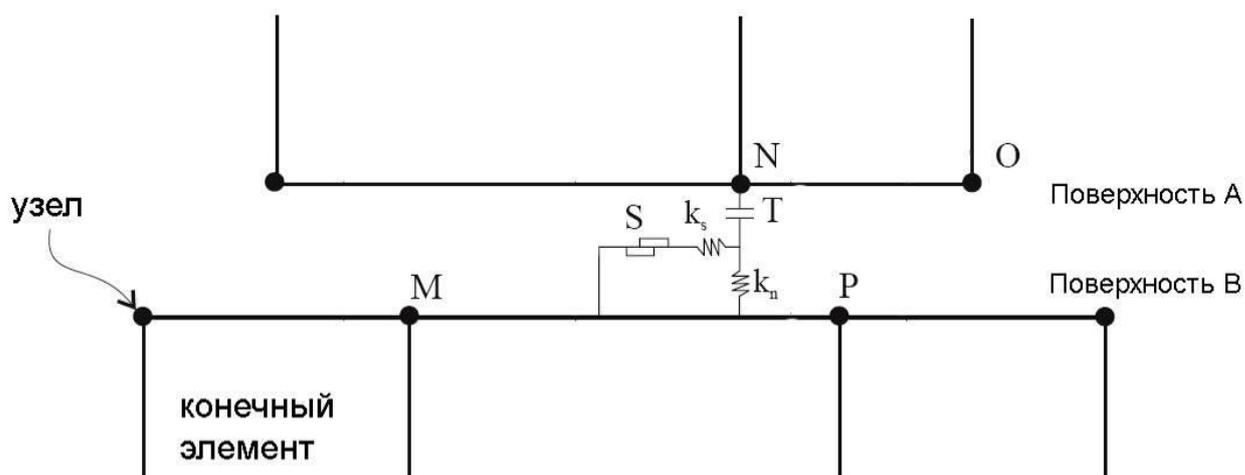


Рисунок 2.3 – Контактные условия между поверхностями A и B в программном комплексе *FLAC* [107]

где: S – элемент трения; k_s , k_n – пружины с жесткостью k в касательном и нормальном направлении (упругие элементы); T – прочность контакта на растяжение; M , N , O , P – узлы сетки конечных элементов

Предметом исследования в представленной модели является распределение вертикальных напряжений σ_y на нижележащем пласте, залегающем на расстоянии M (рисунок 2.2) от вышележащего надрабатывающего пласта.

Изменяемым параметром является высота целика m .

Из формулы (2.1) видно, что что высота зоны обрушения определяется вынимаемой мощностью пласта m . Получим формулу 2.2

$$k_p = \frac{m}{h_{\text{обр}}} + 1 \quad (2.2)$$

Из формулы 2.2 следует, что после проведения мероприятий по повышению податливости целика при той же высоте зоны обрушения коэффициент разрыхления уменьшается, т.е. происходит уплотнение обрушившихся пород кровли. Такие же процессы уплотнения происходят и в вышележащей зоне трещин (см. рисунок 2.1).

Таким образом, при изменении высоты межучасткового целика в модели необходимо изменять свойства подработанных пород, которые подвергаются уплотнению и начинают более равномерно распределять нагрузку на почву выработанного пространства. В частности, при компьютерном моделировании корректировке подвергался модуль деформаций подработанных пород E_d .

Для обеспечения более полного по площади контакта пород кровли и почвы в выработанном пространстве необходимо снижать величину E_d по мере уменьшения высоты целика (по мере уплотнения пород в выработанном пространстве). Связь модуля деформаций подработанных пород и высоты целика осуществлялась через коэффициент уплотнения пород и определяется по формуле 2.3

$$E_d^* = k_y E_d^0, \quad (2.3)$$

где E_d^* – модуль деформаций, измененный в результате уплотнения подработанных пород после уменьшения высоты целика; E_d^0 – начальный модуль деформаций; k_y – коэффициент уплотнения, который определяется из соотношения (формула 2.4.)

$$k_y = \frac{\Delta m}{m^0}, \quad (2.4)$$

где m^0 – начальная высота целика; Δm – уменьшение высоты целика в результате мероприятий по его разупрочнению (увеличению податливости).

К примеру, при начальной высоте целика 4.5 м, модуле деформаций подработанных пород 10000 МПа и снижении высоты целика на 0.5 м измененный модуль деформаций в модели составит 1110 МПа. Таким образом,

модуль деформаций снизится, а способность подработанных пород к деформированию в модели увеличится, и они плотнее «лягут» на почву выработанного пространства.

Следует отметить, что в реальных условиях модуль деформаций горных пород по мере их уплотнения возрастает. В разработанной модели он уменьшается. Данный параметр не следует воспринимать как физически отражающий свойства уплотняющихся пород. Его назначение в модели – обеспечить возможность моделирования процесса передачи давления от вышележащей толщи на почву выработанного пространства. Такой подход можно считать допустимым, так как основной исследуемой областью в модели является подстилающая толща, а ее деформационные параметры в процессе расчетов остаются неизменными. Важна только адекватная натуре история нагружения данной области на ее верхней границе, и она обеспечивается описанным выше подходом.

Данный механизм иллюстрируется на рисунках 2.4 - 2.5. На рисунке 2.4 модуль деформаций подработанных пород и высота целика равны первоначальным значениям, на рисунке 2.5 высота целика и модуль деформаций изменены по описанному выше алгоритму. Из рассматриваемых рисунков видно, что пролет зависших пород во втором случае уменьшается, площадь их соприкосновения с почвой увеличивается, соответственно, нагрузка от вышележащей толщи на подстилающие породы передается более равномерно, что физически достоверно отражает моделируемый процесс.

В качестве исходных данных для моделирования приняты следующие обобщенные параметры, представительно отражающие условия ведения горных работ на угольных шахтах Кузнецкого бассейна:

- глубина залегания отрабатываемого пласта $H = 300$ м;
- длина лав (ширина выработанных пространств) $L = 300$ м;
- ширина межучасткового целика $B = 40$ м;
- плотность вмещающих пород $\rho = 2200$ кг/м³;
- сдвиговая и нормальная жесткость контакта $k_s = k_n = 1300$ МПа.

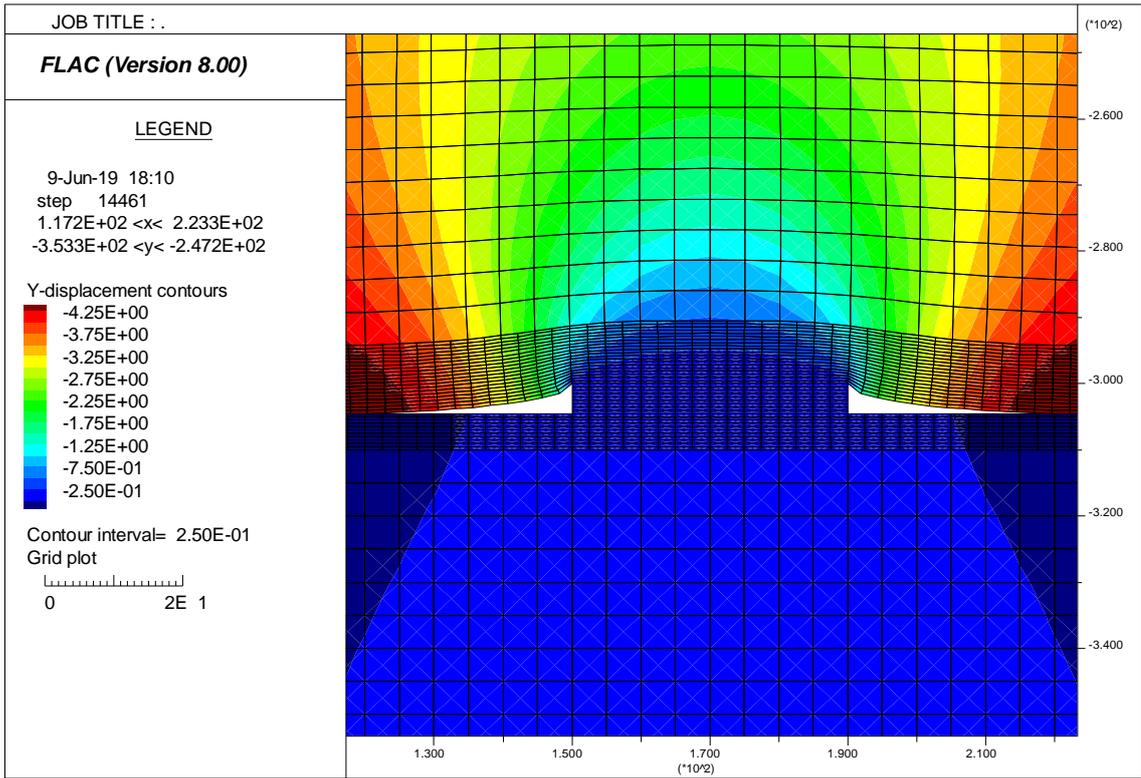


Рисунок 2.4 – Вертикальные смещения и деформированный контур элементов МГП в окрестности межучасткового целика при мощности целика, равной 4,5 м

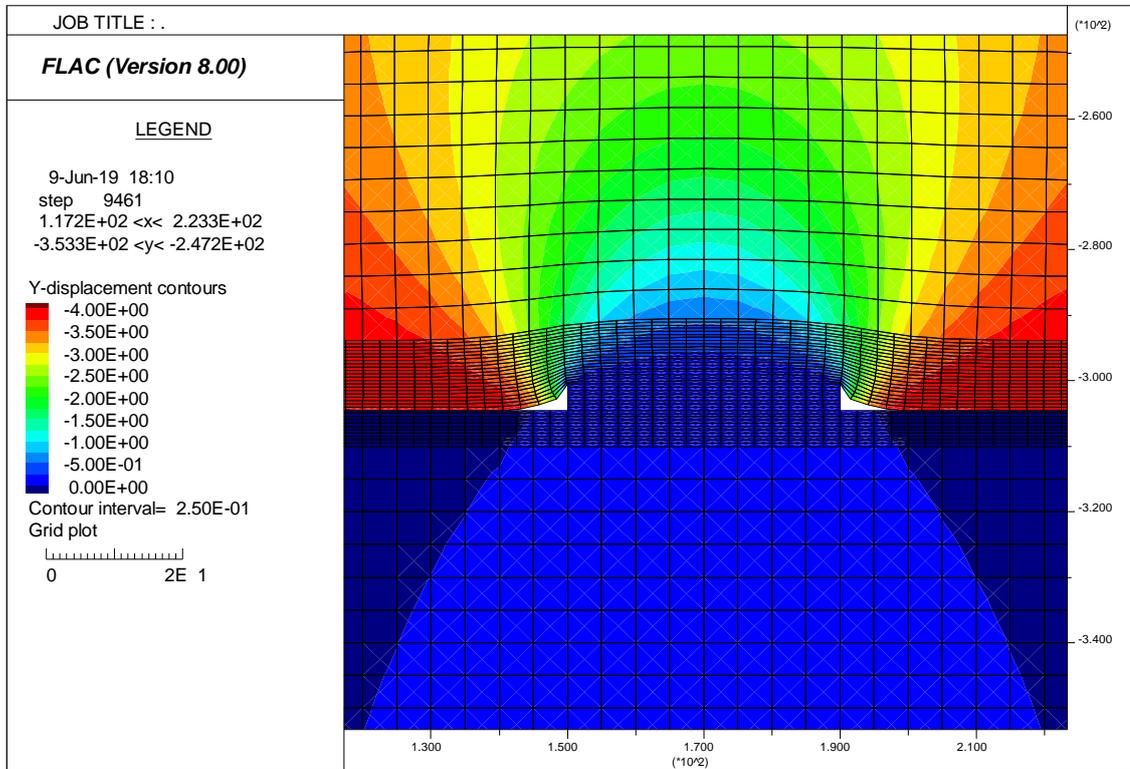


Рисунок 2.5 – Вертикальные смещения и деформированный контур элементов МГП в окрестности межучасткового целика при мощности целика, равной 4,0 м

- высота оставленного межучасткового целика $t = 4.5$ м с последующим ее уменьшением до 4.0 м (на 0.5 м) в результате применения мероприятий по разгрузке целика;
- расстояние от вышележащего пласта до нижнего пласта (мощность междупластья) $M = 40$ м;
- начальный модуль деформаций МГП $E_d = 10000$ МПа;
- коэффициент Пуассона МГП $\mu = 0,3$.

Ниже представлены основные результаты и выводы по проведенному моделированию.

2.2 Анализ результатов моделирования

На рисунке 2.6 показано поле распределения вертикальных напряжений σ_y в моделируемой области МГП до начала ведения горных работ. Напряжения линейно увеличиваются с глубиной согласно принятому геостатическому закону распределения напряжений.

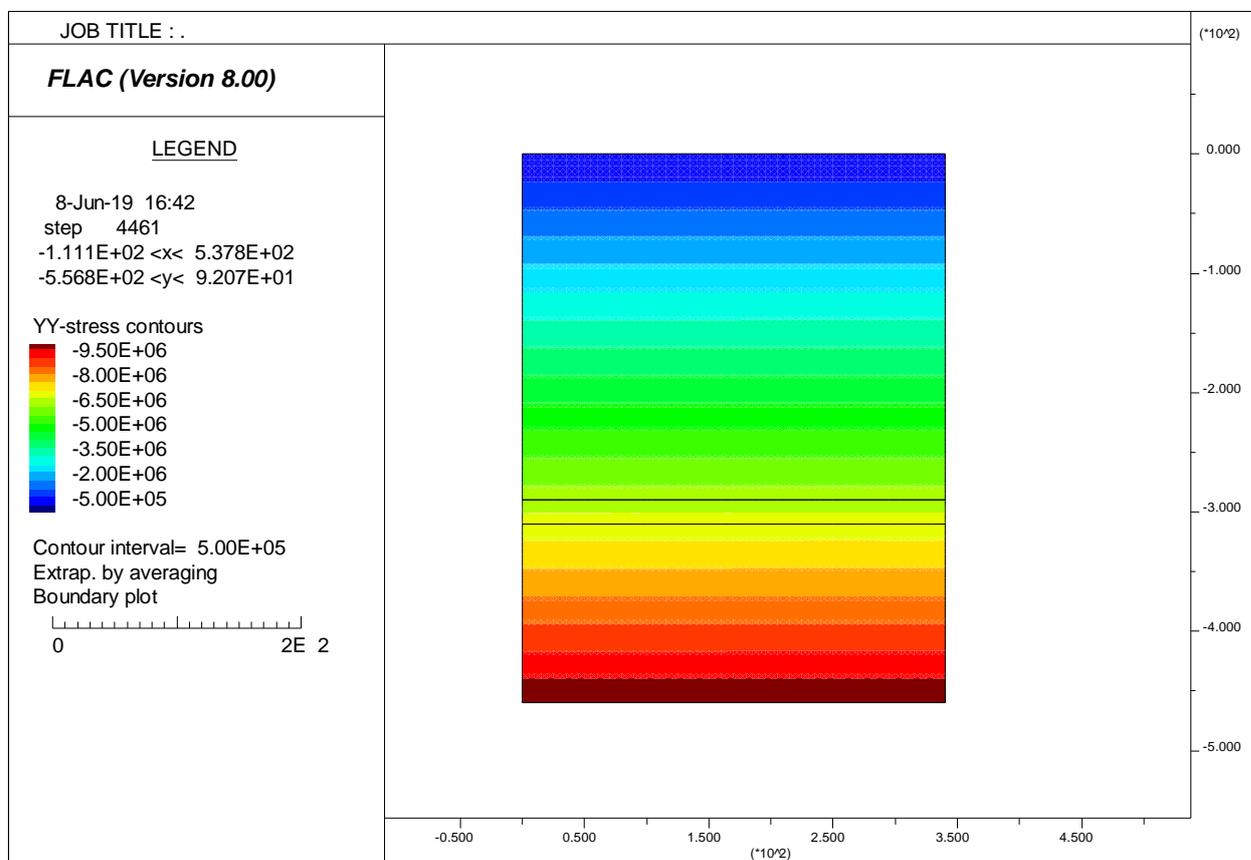


Рисунок 2.6 – Естественное поле вертикальных напряжений σ_y

На рисунке 2.7 показано поле распределения вертикальных напряжений в окрестности межучасткового целика после завершения очистных работ в надрабатываемом пласте.

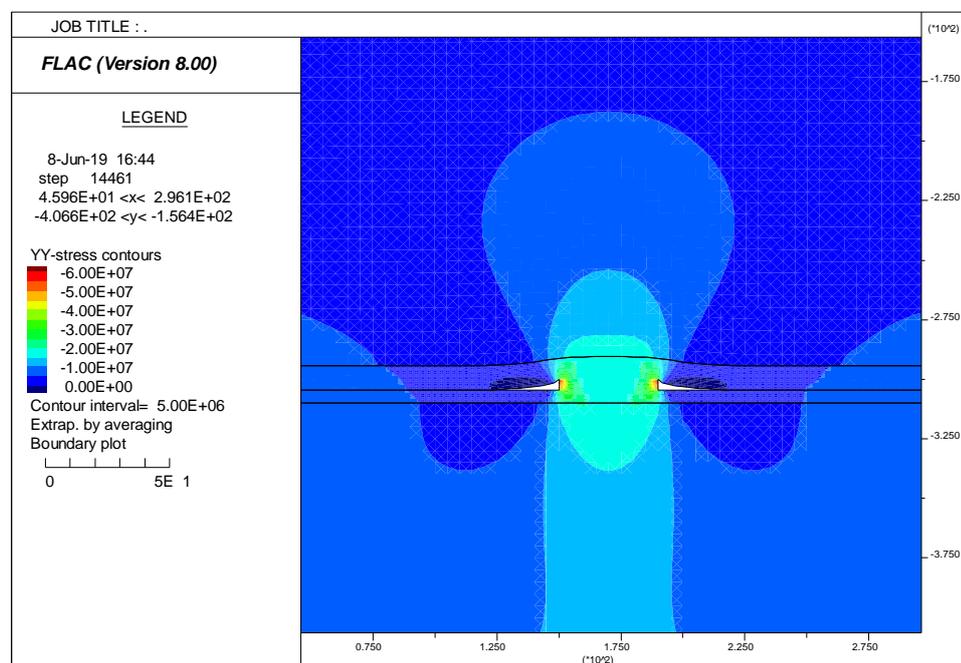


Рисунок 2.7 – Поле вертикальных напряжений σ_y в окрестности межучасткового целика после завершения очистных работ в надрабатываемом пласте

В краевых частях целика наблюдается наибольшая концентрация напряжений. Над и под целиком формируется зона повышенного горного давления. В области зависания горных пород МПП разгружается от напряжений.

В рамках данных исследований особый интерес представляет характер распределения и величина горного давления под целиком на нижнем пласте. График распределения давления показан на рисунке 2.8.

На графике отмечен естественный уровень напряжений $\sigma_0 = \gamma H = 0.022 \text{ МН/м}^3 \cdot 344,5 \text{ м} = 7,56 \text{ МПа}$, действовавший на нижнем пласте до начала ведения горных работ.

При отработке верхнего пласта и при фактически оставляемой высоте целика 4.5 м максимум опорного давления формируется под центром целика и составляет порядка $1,9\gamma H$. Ширина зоны повышенного горного давления, сформированной под целиком больше ширины целика примерно на 36 м. При

этом, границы зоны повышенного горного давления находятся под выработанным пространством на удалении 18 м от проекции кромок целика на нижний пласт.

При снижении высоты целика до 4,0 м (на ~11%) максимум опорного давления снижается до $1,25\gamma H$ (на ~34%). Общий размер зоны ПГД уменьшается на 21%.

Как видно из графика на рисунке 2.8, наибольшего снижения напряжений при увеличении податливости целика удается достигнуть в наиболее опасной области под целиком.

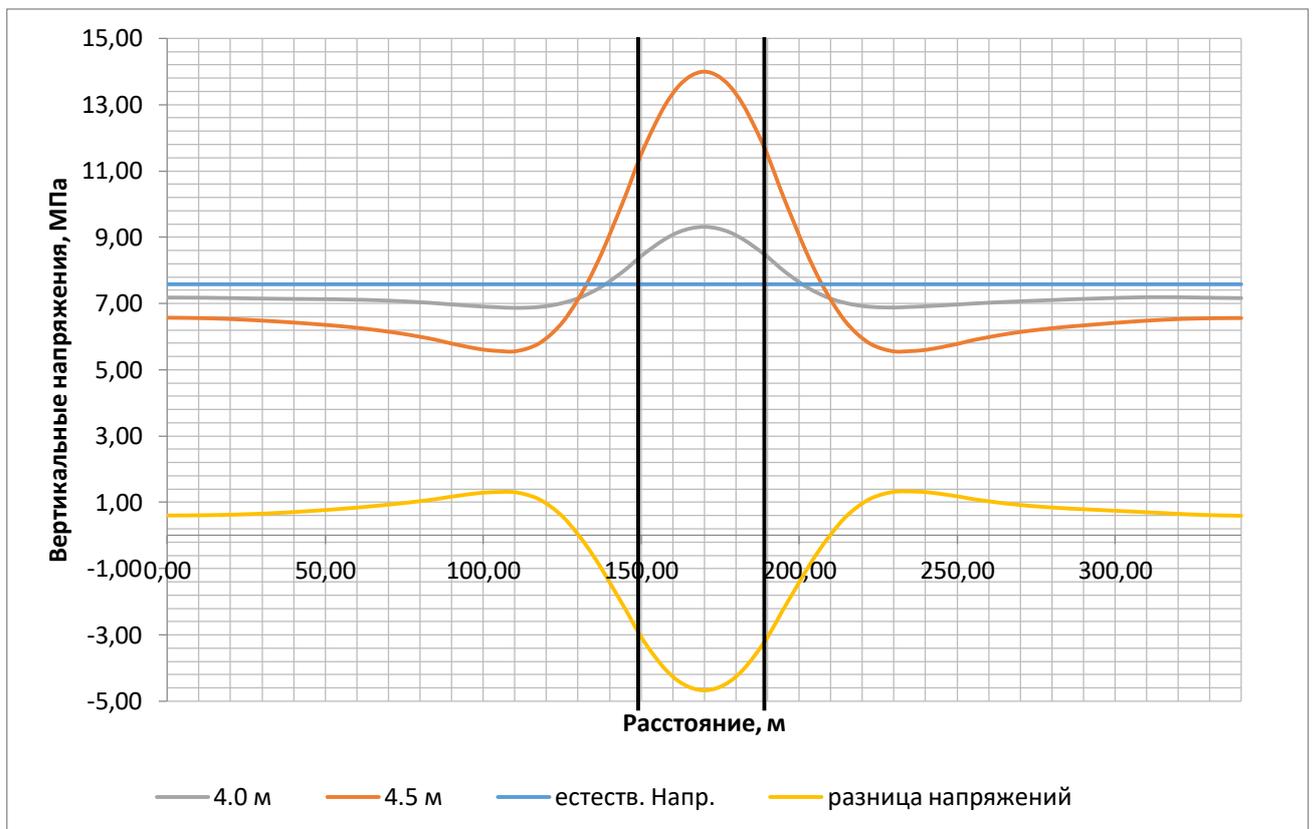


Рисунок 2.8 – График изменения вертикальных напряжений σ_y в наработанном пласте

На рисунке 2.9 показан график изменения вертикальных напряжений под целиком по его оси симметрии по мере удаления от наработывающего пласта.

В обоих случаях (при высоте целика 4,5 и 4,0 м) напряжения под целиком на первых 10-15 м возрастают, затем постепенно начинают снижаться. При придании целику искусственной податливости, параметры напряженного состояния под ним существенно снижаются по сравнению с соответствующими

величинами при первоначальной высоте целика, равной вынимаемой мощности пласта. Максимум опорного давления при этом составляет порядка 11 МПа по сравнению с 19 МПа при неослабленном целике. Напряжения возвращаются к уровню γH на расстоянии ~ 120 м под целиком.

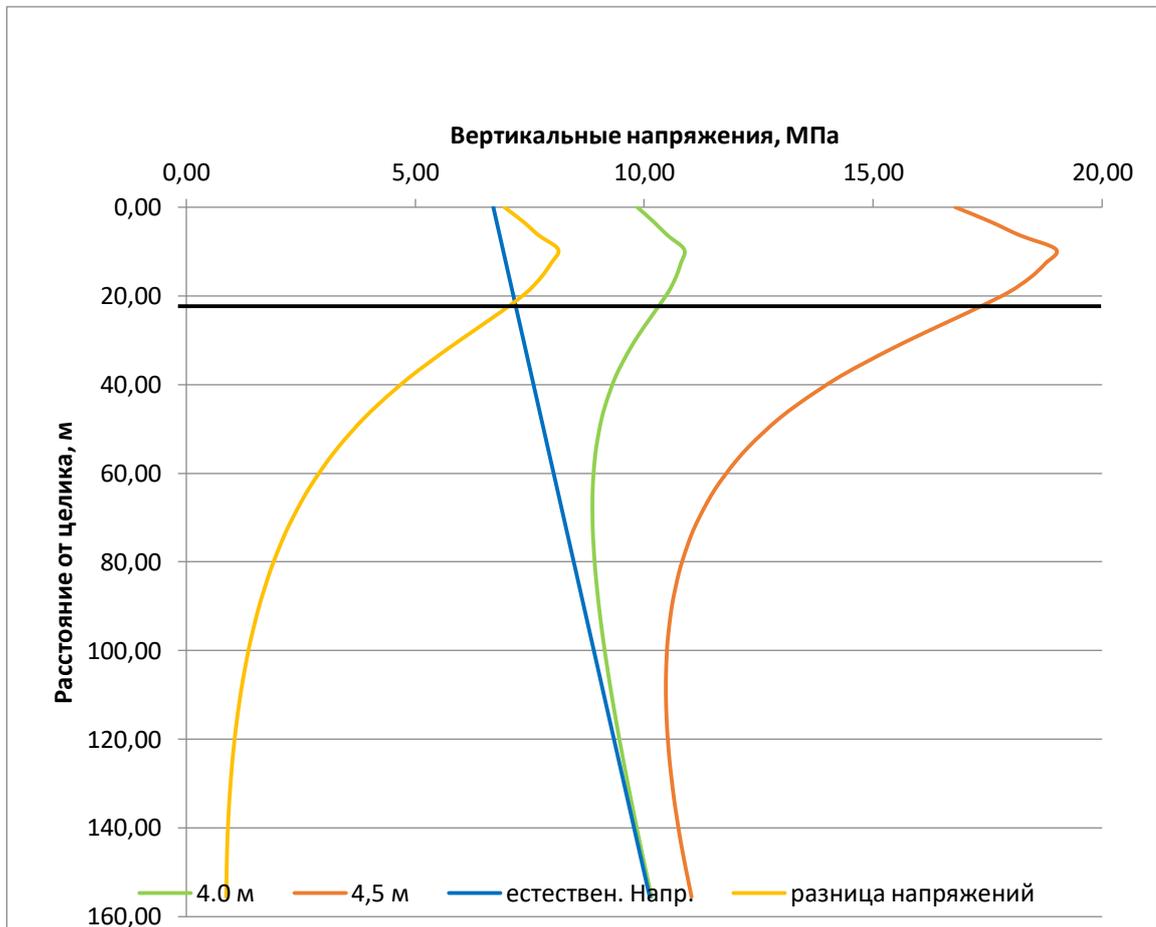


Рисунок 2.9 – График изменения вертикальных напряжений σ_y под целиком (по его центру)

На рисунке 2.10 представлен график, иллюстрирующий изменение величин максимальных напряжений в зонах ПГД, формирующихся под целиками, оставленными в выработанном пространстве надрабатывающих пластов мощностью 4-4,5 м, при увеличении расстояния до целика: 1 - построена для случая, когда искусственное повышение податливости целика не производилось, 2 - при проведении мероприятий по уменьшению высоты целика на 0,5 м.

Как следует из рисунка 2.10, характер изменения максимальных напряжений по мере удаления от целика в обеих ситуациях одинаков. При

ширине целика, превышающей 10 м, максимальные значения коэффициентов концентраций напряжений уменьшаются без резких перепадов.

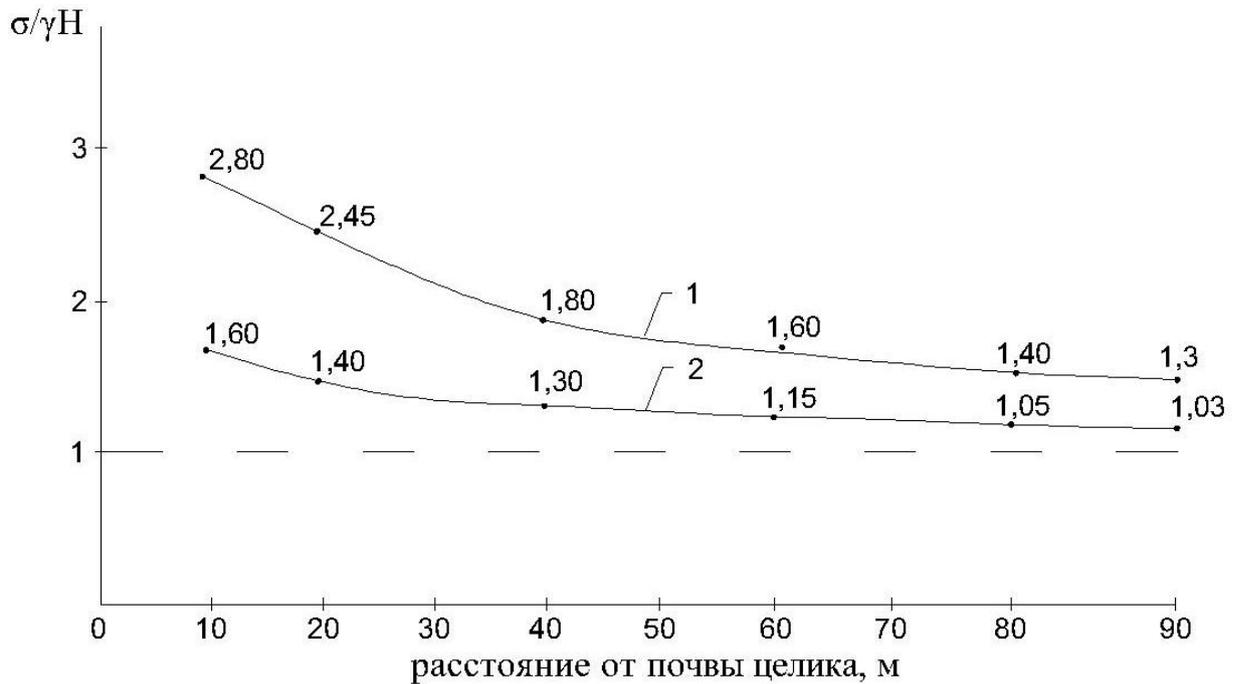


Рисунок 2.10 – Изменение коэффициента максимальных вертикальных напряжений в зонах ПГД, формирующихся под целиками по мере удаления от почвы надрабатывающего пласта

При искусственном повышении податливости целика максимальные значения коэффициента концентрации напряжений в зоне ПГД изменяются от 1,6 на расстоянии 10 м от целика до 1,2-1,5 на расстоянии 80-90 м.

При ведении работ по базовой схеме уровень концентрации максимальных вертикальных напряжений на расстоянии 80-90 м от целика достигает 1,25-1,35 γH .

Выводы по главе 2

1. Разработанная горно-геомеханическая модель, реализованная на ЭВМ в специализированном программном пакете *FLAC*, позволяет производить оценку степени воздействия мероприятий по разупрочнению межучасткового целика (по

приданию ему искусственной податливости) на напряженно-деформированное состояние надработанных породных массивов.

2. Подтверждена гипотеза о том, что по мере пригрузки и сдавливания разрушенных горных пород в выработанном пространстве в результате уменьшения высоты целика площадь их соприкосновения с почвой увеличивается, а давление на почву пласта распределяется более равномерно. Для отражения этого явления в расчеты напряжений введен корректирующий коэффициент уплотнения горных пород, который влияет на используемый в модели модуль деформаций подработанных толщ.

3. При получении практически приемлемых результатов при компьютерном моделировании изменения напряженно-деформированного состояния междупластья в зоне ПГД с использованием программного комплекса FLAC 2D 8.0 возможно при учете в модели двух взаимосвязанных процессов: уменьшения высоты целика и прижатия подработанных пород к почве выработанного пространства.

4. В целом по результатам моделирования можно утверждать, что мероприятия по ослаблению целика снижают концентрацию напряжений в зонах ПГД, формируемых под целиками. При этом напряжения в зонах разгрузки могут возрастать на 5-7%. Увеличение напряжений в зонах разгрузки до первоначальных напряжений при компьютерном моделировании не зафиксировано.

5. По данным компьютерного моделирования в условиях отработки угольных пластов 50 и 52 на шахте им. В.Д. Ялевского уменьшение высоты целика, шириной 40 м, оставленного в выработанном пространстве надрабатывающего пласта 52, на 10-15% позволяет снизить максимальные напряжения в подрабатываемом пласте 51 на 32-36%. При этом ширина зоны повышенных напряжений уменьшается на 20-22%.

ГЛАВА 3 ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ИЗУЧЕНИЮ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ УМЕНЬШЕНИИ ВЫСОТЫ УГОЛЬНОГО ЦЕЛИКА

3.1 Задачи лабораторных исследований. Исходные данные

При системах разработки длинными столбами с подготовкой выемочных столбов сдвоенными выработками целики угля, оставляемые в выработанном пространстве, как правило, имеют ширину, при которой не происходит их разрушение горным давлением. Т.е., как отмечено выше, они способны концентрировать на себе значительные нагрузки и создавать зоны повышенного горного давления в нижерасположенном массиве.

В соответствии с основной рабочей гипотезой, положенной в основу данной работы, отрицательное влияние целиков на ведение горных работ в нижерасположенных сближенных пластах будет снижено при разгрузке целиков от повышенного горного давления, что может быть достигнуто при искусственном повышении податливости целиков путем их разрушения или частичной отработки. Выполненное компьютерное моделирование (глава 2) в известной степени подтверждает эту гипотезу. Вместе с тем, потребовалось дополнительное изучение характера взаимодействия обрушившихся пород в выработанном пространстве и зависящих пород, формирующих дополнительные нагрузки на целик. Принимая во внимание повышенную опасность горных работ, связанных с реализацией основной идеи работы, принципиальное значение имеет также ответ на вопрос относительно минимально необходимой дополнительной податливости целика, при которой он не будет создавать опасных напряжений в надрабатываемых пластах. Исследования, проводимые с использованием метода моделирования на моделях из эквивалентных материалов, осуществлялись исходя из условий отработки сближенных пластов 50 и 52 на шахте им. В. Д. Ялевского.

Поле шахты Ялевского расположено в северо-западной части Ерунаковского геолого-экономического района Кузбасса в пределах южной части Соколовского каменноугольного месторождения и входит в состав Прокопьевского района Кемеровской области РФ. В стратиграфическом разрезе пласт 51 залегает выше пласта 50 и ниже пласта 52. Междупласть пластов 52 и 51 имеет мощность 39 м и представлено алевролитами разномощными маломощными. Коэффициент крепости пород $f=2,3-7,5$. Междупласть пластов 51 и 50 имеет мощность 36 м и представлено алевролитами разномощными маломощными и песчаниками. Коэффициент крепости пород $f=3-7,5$. Мощность пластов 52, 51 и 50 в рассматриваемом районе участка месторождения составляет в среднем 4,66 м; 2,3 м и 3,77 м соответственно.

Междупласть пластов 52 и 51 мощностью 39 м сложено разномощными алевролитами и песчаниками. Мощность песчаников, являющихся основной кровлей пласта, изменяется от 20 до 25 м. Прочность песчаников основной кровли на сжатие $\sigma_{сж} = 75$ МПа. Содержание песчаников в толще междупластья составляет в среднем от 24 до 30 %. Непосредственная кровля представлена мелкозернистым, неустойчивым алевролитом мощностью 2–5 м, в среднем 4 м. Прочность алевролитов непосредственной кровли на сжатие $\sigma_{сж} = 23$ МПа; прочность угля на сжатие $\sigma_{сж} = 17$ МПа. В почве пласта залегают мелкозернистые алевролиты. Прочность алевролитов почвы на сжатие $\sigma_{сж} = 52$ МПа.

3.2 Выбор основных рецептурных параметров ЭМ и изготовление модели

Для решения рассмотренных проблем методами физического моделирования в общей постановке были использованы новые подходы к временному подобию происходящих процессов с учетом реологических и динамических волновых процессов, к энергетическому подобию с разработкой соответствующих им типам эквивалентных материалов (ЭМ). Например, если моделируются процессы, сопровождающиеся развитием и образованием новых трещин, разрушением пород, то при подборе ЭМ определяющими являются

критерии прочностного подобия. Если моделируется разработка МПИ с высокими скоростями подвигания забоя, то дополнительными факторами, влияющими на формирование НДС, являются реологические параметры горных пород, воспроизводимые с учетом критериев временного подобия.

При построении и испытании модели необходимо, помимо удовлетворения определяющих критериев подобия, соблюсти геометрическое подобие модели, а также подобие начального состояния и граничных условий. Масштаб модели должен отвечать содержанию тех задач, которые ставятся перед экспериментальным исследованием на модели. Также необходимо учитывать размеры стенда, на котором планируется изготовление модели. Так как задача исследования – выявление и исследование закономерности перераспределения напряжений в зонах ПГД при увеличении податливости межучастковых целиков при ведении горных работ по сближенным пластам, в модели будет отражена значительная толща горных пород, включающая в себя участки 3 пластов по 2 испытательных участка на двух пластах и 1 испытательный участок на третьем пласте. Размеры стенда 2800 мм в длину и 1600 мм в высоту. Исходя из геометрического подобия модели и задач, стоящих перед исследованием, выбран масштаб моделирования 1:200 с пригрузкой модели воздушной подушкой.

Технические характеристики новых приборов и оборудования, использованных в работе для решения поставленной задачи, приведены ниже.

Датчики напряжений типа МГД-3.

Информация может быть получена с помощью датчиков [36,37,47] напряжений типа МГД-3, устанавливаемых непосредственно в толще модели. Частотный диапазон датчиков - от 0 до 5 кГц. Диаметр микродинамометра - 15 мм, толщина - 1,5 мм (рисунок 3.1).



Рисунок 3.1 – Датчик напряжения типа МГД-3

Система оснащена программным обеспечением типа «ACTest Pro» (рисунок 3.2), пригодной для обработки сигналов всех типов и позволяющей контролировать ход эксперимента в режиме реального времени.

Данное программное обеспечение позволяет:

- выводить на экран ПК необработанный сигнал с датчиков любого типа, подключенных к любым модулям, подходящим к крейту по всем исследуемым каналам;
- производить математическую обработку сигнала как в режиме реального времени, так и после проведения эксперимента;
- обрабатывать полученные в ходе эксперимента данные, сравнивать их с данными иных экспериментов, экспортировать графики в виде изображений и данные в виде электронных таблиц».

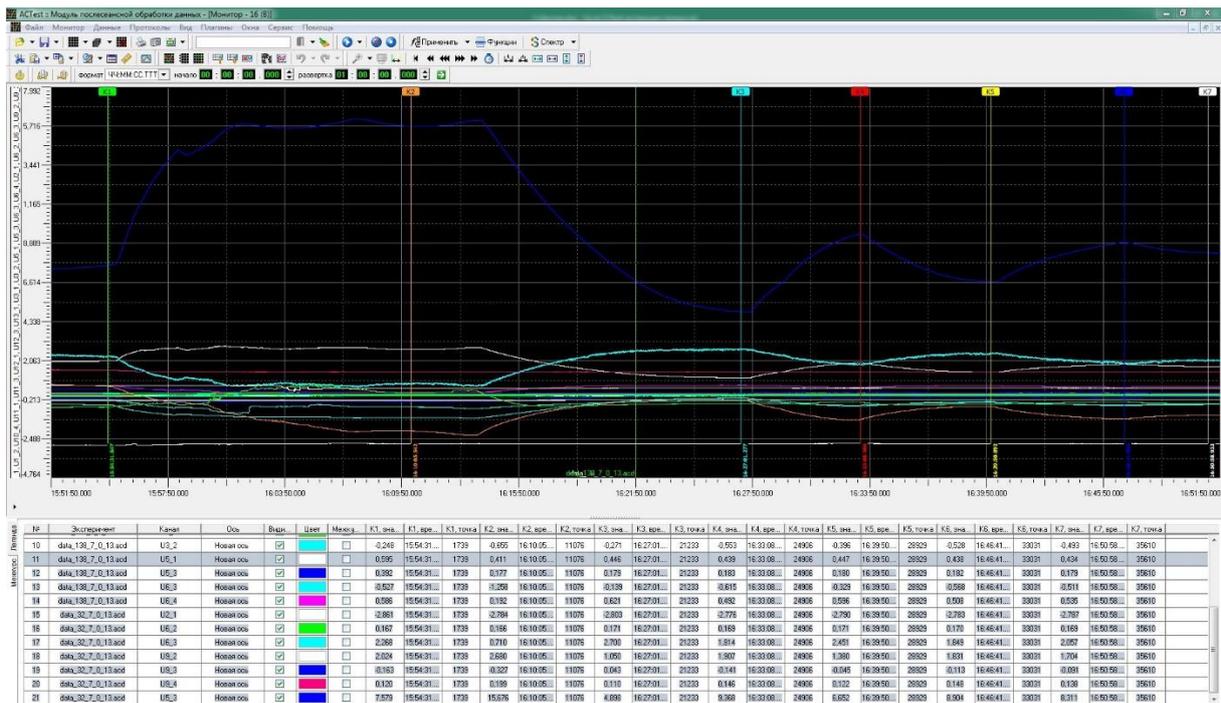


Рисунок 3.2 – Интерфейс ПО типа «ACTest Pro» для обработки сигналов датчиков МГД-3

Датчики МГД-3 оснащены пьезоэлектрическими кристаллами, благодаря чему способны преобразовывать оказываемое на них давление в электрический ток определённого напряжения. Чтобы установить зависимости напряжения от величины давления необходимо вычислить тарировочные коэффициенты каждого

из датчиков. Для этого проводилась тарировка оборудования путем многоэтапной нагрузки-разгрузки модели пригрузочной воздушной подушкой.

В ходе испытания модели каждая фотофиксация сопровождалась записью времени, что позволило узнать данные, полученные с датчиков давления в момент съемки.

Каждому датчику присваивался уникальный идентификационный номер. Это позволило объединить показания датчиков в группы по каждому пласти для упрощения обработки данных.

На рисунке 3.3 показан интерфейс ПО «ТЕМА Motion 2D» для регистраций смещений в массиве



Рисунок 3.3 – Интерфейс ПО «ТЕМА Motion 2D» для регистраций смещений в массиве

Фотофиксация вертикальных и горизонтальных смещений с точностью 1/5 пикселя ($<0,0001$ м) позволила отслеживать появление и развитие трещин в модели в ходе эксперимента, а также управлять этапами испытания модели.

Перечисленное оборудование и ПО использовалось при отработке моделей и в последующей обработке результатов моделирования.

3.3 Методика изготовления модели

Методика изготовления модели (рисунок 3.4) состоит из следующих основных этапов [36,37,47]:

- установка опалубки;
- укладка и выравнивание слоя смеси;
- укатка смеси (25-30 циклов);
- выдержка во времени ЭМ;
- установка датчиков давления;
- перемещение опалубки и повторение предыдущих этапов до заданной высоты модели;
- установка марок профильной линии геометрического нивелирования.

Принципиальная схема, использованная при изготовлении физической модели из эквивалентных материалов представлена на рисунке 3.4.

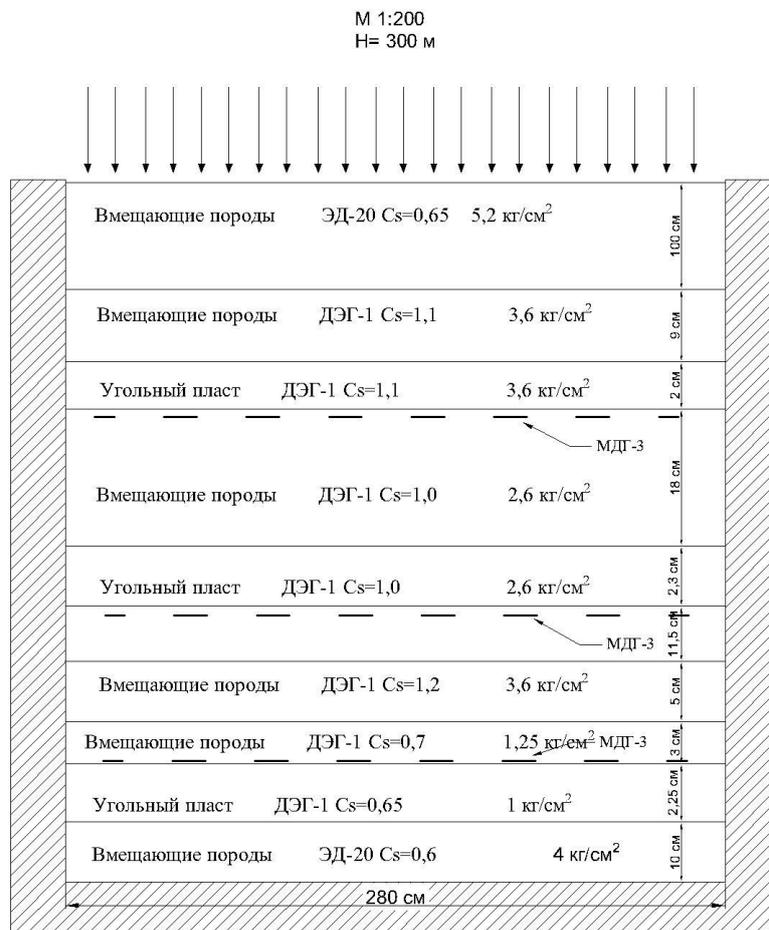


Рисунок 3.4 – Принципиальная схема физической модели из эквивалентных материалов

Глубина залегания пластов воспроизводилась компенсирующей пригрузкой, которая прикладывалась через полосу листовой стали к мощному и прочному слою породы, расположенному на расстоянии около 109 см от верхнего пласта.

Величина пригрузки q определяется из формулы 3.1:

$$q = (H - H_1) \cdot \gamma_m \cdot \frac{1}{\alpha_e} \quad (3.1)$$

где H – глубина залегания пласта в натуре;

H_1 – мощность моделируемой толщи пород;

γ_m – средний объемный вес эквивалентных материалов покрывающей толщи;

α_e – линейный масштаб модели.

Для определения и исследования закономерности перераспределения напряжений при разгрузке целиков от повышенного горного давления путём повышения их податливости необходимо определить статические напряжения в заданных точках.

С этой целью в тело модели было закатано 69 датчиков давления МГД-3. В непосредственной кровле нижнего пласта 50, на высоте 1,5 см от пласта, было установлено 25 датчиков давления МГД-3. Расстояние от крайних датчиков до боков модели составляет 10 см до левого бока, что в натуре соответствует 20 м, и 7,5 см до правого бока, что в натуре составляет 15 м. Между датчиками расстояние варьируется от 5 см до 20 см, что в натуре соответствует от 10 до 40 м. Схема расположения датчиков в кровле пласта 50 представлена на рисунке 3.5.

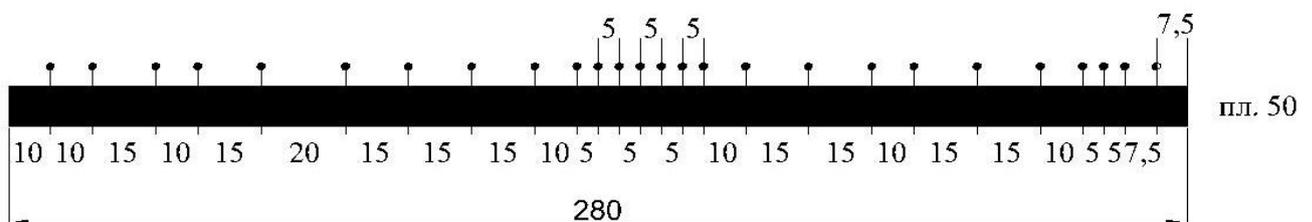


Рисунок 3.5. – Схема расположения датчиков в кровле пласта 50

Под пластом 51, на глубине 1,5 см, было установлено 19 датчиков давления МГД-3. Расстояние от крайних датчиков до боков модели составляет 10 см до

левого бока, что в натуре соответствует 20 м, и 5 см до правого бока, что в натуре составляет 10 м. Между датчиками расстояние варьируется от 2,5 см до 25 см, что в натуре соответствует от 5 до 50 м. Схема расположения датчиков в почве пласта 51 представлена на рисунке 3.6.

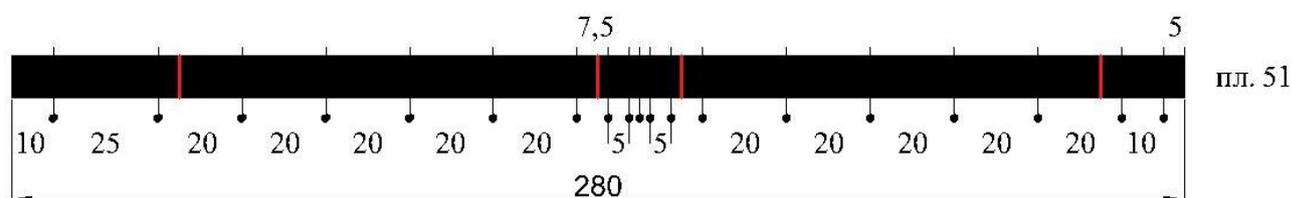


Рисунок 3.6 – Схема расположения датчиков в почве пласта 51

Под пластом 52, на глубине 1,5 см, от уровня пласта было установлено 25 датчиков давления МГД-3. Расстояние от крайних датчиков до боков модели составляет 10 см до левого бока, что в натуре соответствует 20 м, и 15 см до правого бока, что в натуре составляет 30 м. Между датчиками расстояние варьируется от 2,5 см до 25 см, что в натуре соответствует от 5 до 50 м. Схема расположения датчиков в почве пласта 52 представлена на рисунке 3.7.

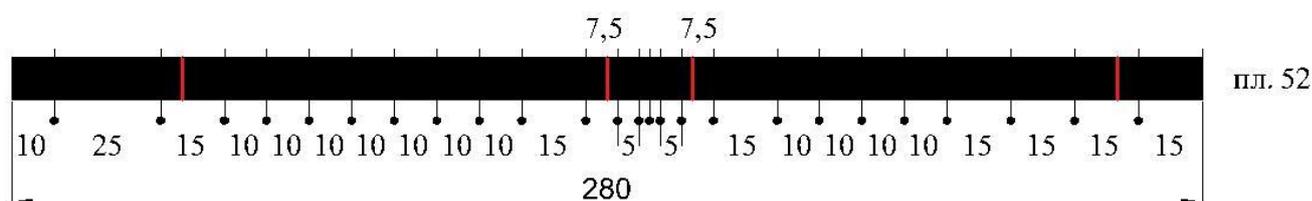


Рисунок 3.7 – Схема расположения датчиков в почве пласта 52

Тарировка датчиков давления МГД-3 и обработка их показаний производилась в соответствии с методикой, принятой в Санкт-Петербургском горном университете [36,37,47].

Первичная обработка результатов испытания модели заключалась в определении коэффициентов концентрации напряжений в точках междупластья и построении графиков распределения напряжений на измерительных уровнях пластов.

Также в тело модели в непосредственных кровлях пластов 52 и 51 над центральными целиками закатаны металлические пластины с просверленными отверстиями для установки резьбовых шпилек М12 с гайками и шайбами, при

помощи которых осуществляется опускание массива над целиками с увеличенной податливостью (рисунок 3.8).

Для повышения устойчивости модели в тело были закатаны металлические стяжки на расстоянии 7,5 см друг от друга по вертикали и горизонтали. На стяжки наклеены марки, позволяющие увеличить точность обработки изображений. Для обеспечения безопасности стенд был укреплен швеллерами с обеих сторон модели.



Рисунок 3.8 – Общий вид модели для исследования закономерности перераспределения напряжений в надрбатываемых пластах при искусственной разгрузке целиков от повышенного горного давления

Система датчиков, используемая при испытании модели показана на рисунке 3.9.

Для решения поставленных задач была изготовлена модель с масштабом моделирования 1:200. Высота модели 1,6 м, ширина 2,8 м, что в натуре соответствует 330 м и 560 м соответственно.

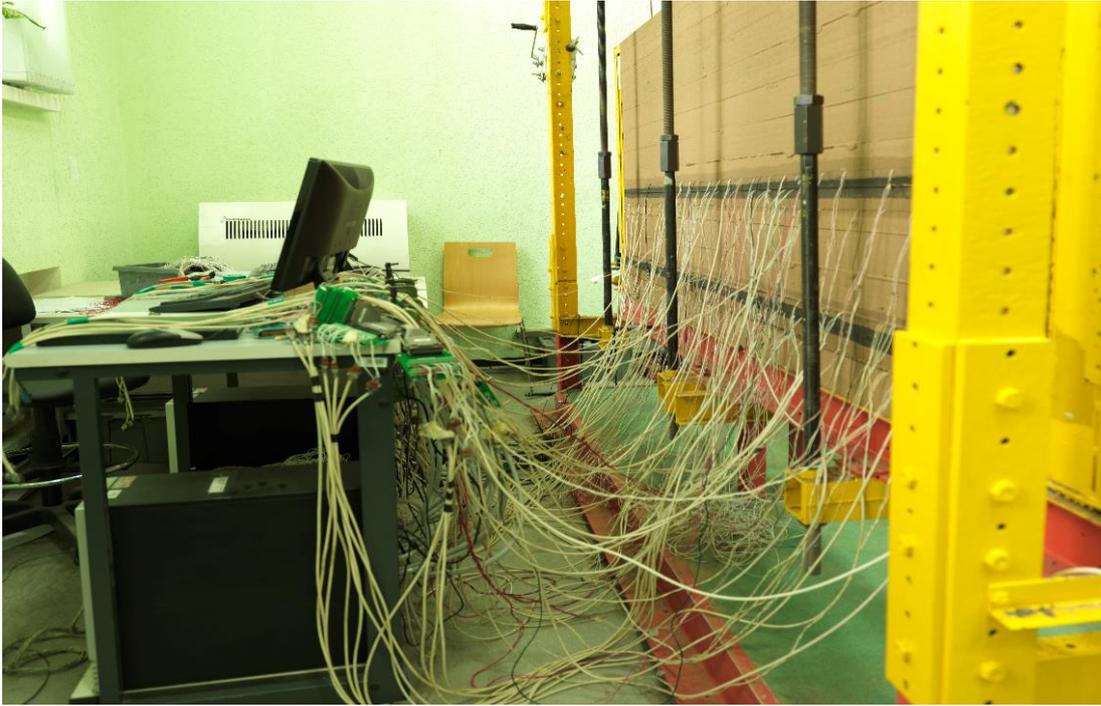


Рисунок 3.9 – Система датчиков, используемая при испытании модели

На рисунке 3.10 представлена схема испытания модели, предусматривающая возможность формирования максимальных нагрузок на целике. В модели принят нисходящий порядок отработки пластов 52, 51 и 50.

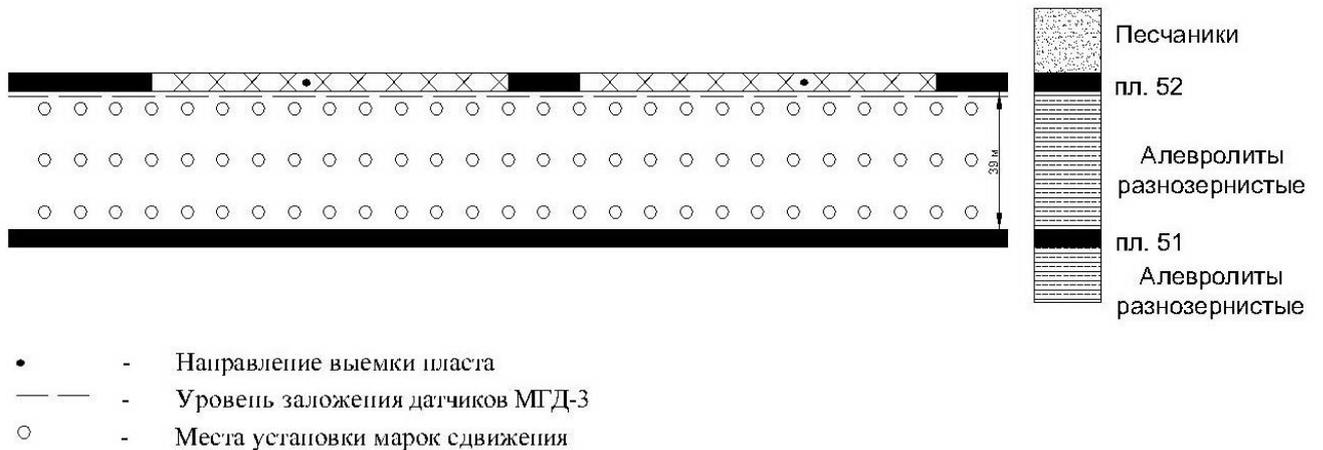


Рисунок 3.10 – Схема расположения датчиков МГД-3 и марок сдвижения между пластами 52 и 51

Основными объектами исследований являлась породная толща между пластами 50 и 52, а также геомеханические процессы в отработанном пространстве лав.

Для обеспечения плавного опускания пород кровли над целиком в тело модели были введены металлические пластины и закреплены резьбовыми шпильками М10 с гайками и шайбами. Шаг опускания кровли составил 2,5 витка (3,75 мм) резьбы у центра выработки и 1 виток резьбы (1,5 мм) у целиков. Исходя из специфики эксперимента, выемочные столбы пластов 52 и 51 располагались перпендикулярно плоскости модели. При отработке модели оставались целики угля: у правого бока модели - шириной 20 см; под центральной пластиной - 20 см; а у левого бока модели – 40 см.

Испытание модели начиналось с отработки надрабатывающего пласта 52, в результате которой в выработанном пространстве оставлялся целик угля шириной 20 см.

Временной промежуток между отработкой участка №1 и №2 был выбран исходя из условия полной стабилизации напряжений и деформаций в массиве модели, что было установлено по показаниям средств измерения.

На рисунках 3.11-3.12 представлены этапы отработки пласта 52.



Рисунок 3.11 – Состояние модели при отработке первого выемочного столба, расположенном по пласту 52 справа от формируемого целика



Рисунок 3.12 – Характер развития трещин в подработанном массиве при полной разгрузке целика, оставленного в выработанном пространстве пласта 52

В процессе выемки смежных столбов пласта 52 под целиком сформировались зоны повышенных напряжений. Увеличение податливости целика достигалось с помощью пошагового уменьшения его высоты, в ходе эксперимента был выбран шаг в 10% от высоты целика (рисунок 3.13 и рисунок 3.14).



Рисунок 3.13 – Межучастковый целик, оставленный в выработанно пространстве пласта 52, до проведения мероприятий по повышению его податливости



Рисунок 3.14 – Межучастковый целик, оставленный в выработанном пространстве пласта 52, после уменьшения его высоты на 50%

Временной промежуток между отработкой пластов 52 и 51, а также участков по пласту 51 выбирался исходя из условия полной стабилизации напряжений и деформаций в массиве модели, связанных с отработкой пласта 52 и первого из отрабатываемых выемочных столбов по пласту 51.

Для обеспечения плавного опускания пород в кровлю пласта m_2 были введены металлические пластины и закреплены резьбовыми шпильками М10 с гайками и шайбами. Шаг опускания кровли составил: 2,5 витка резьбы (3,75 мм) у центра выработки; 1 виток резьбы (1,5 мм) у целиков. Исходя из специфики эксперимента, выемочные столбы пластов 52 и 51 располагались перпендикулярно плоскости модели. У правого бока модели по пласту 51 оставлялись целики шириной 20 см, под центральной пластиной - 20 см, а также у левого бока модели – 40 см (рисунок 3.15-3.16).



Рисунок 3.15 – Общий вид модели при отработке первого выемочного столба, расположенного по пласту 51 справа от формируемого целика

На всех стадиях испытания модели велись инструментальные наблюдения за опусканиями и деформациями подрабатываемого массива, а также за напряжениями в породах почвы пласта 51.



Рисунок 3.16 – Общий вид модели при отработке второго выемочного столба, расположенного по пласту 51 слева от формируемого целика

На рисунках 3.17-3.18 представлены этапы испытания целика по пласту 51.



Рисунок 3.17 – Состояние пород кровли пласта над целиком и в выработанном пространстве при высоте целика, равной мощности пласта 51

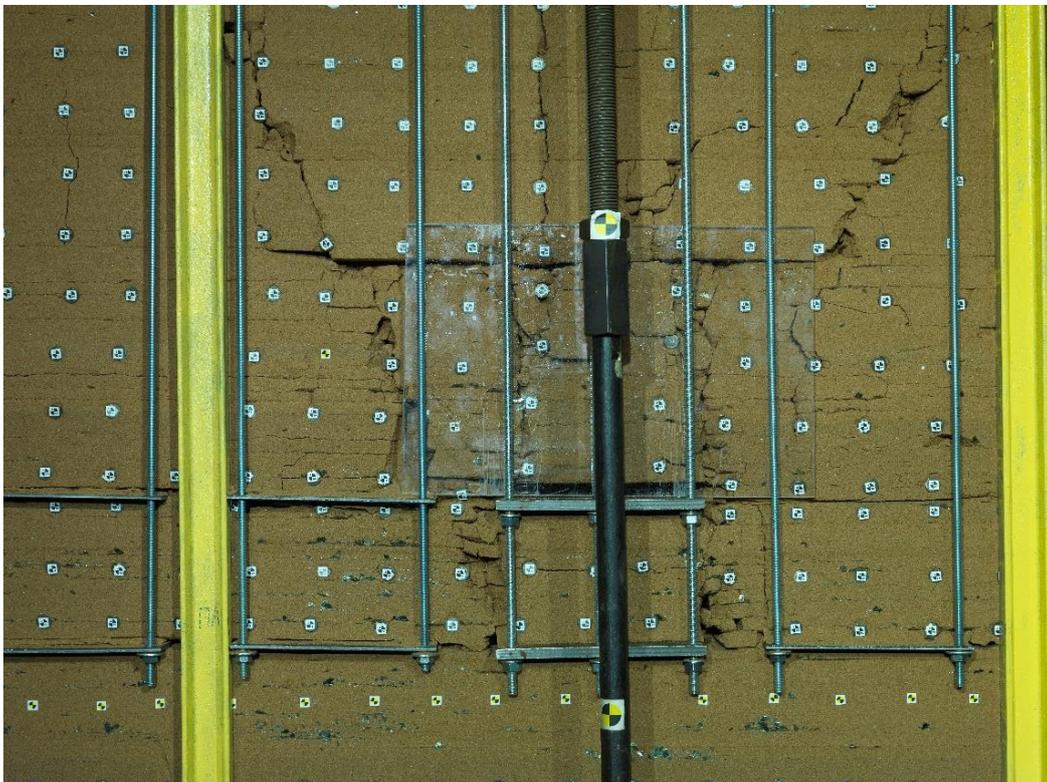


Рисунок 3.18 – Характер деформирования пород кровли над целиком и в выработанном пространстве при уменьшении его высоты на 100%

3.4 Анализ результатов моделирования

Данные, полученные при испытании моделей из эквивалентных материалов с учетом результатов компьютерного моделирования (глава 2), показали, что искусственное увеличение податливости не разрушенных горным давлением целиков, оставленных в выработанном пространстве при использовании системы разработки длинными столбами с подготовкой столбов сдвоенными подготовительными выработками, практически во всех исследованных горнотехнических ситуациях случаях приводит к:

- разгрузке целиков от повышенных напряжений;
- снижению концентрации вертикальных напряжений в зонах повышенного горного давления, формирующихся под целиками;
- возрастанию напряжений в зонах разгрузки, формируемых под выработанным пространством и расположенных в непосредственной близости от зон повышенного горного давления;
- уменьшению ширины зоны повышенных напряжений, возникающей под ленточными целиками.

При отработке пласта 52 в условиях шахты им. В.Д. Ялевского максимальные значения коэффициентов концентрации напряжений в целике достигают $1,9\gamma_H$. Зоны повышенных напряжений распространяются в нижерасположенном породном массиве на расстояние не менее 90 м. На участках надрабатываемого пласта 51, расположенного на расстоянии 39 м от пласта 52, максимальные значения коэффициента концентрации напряжений в зонах повышенного горного давления составляют $2,03\gamma_H$ (рисунок 3.19). Т. е. напряжения в зонах повышенного горного давления по пласту 51, расположенному на глубине 340 м, соответствуют напряжениям естественным для глубин 680 м.

Данные о величинах напряжений в зонах повышенного горного давления свидетельствуют о том, что целики являются фактором, который может

оказывать существенное влияние на безопасность труда и экономические показатели ведение горных работ по пластам 51 и 52. Так в условиях шахт Кузнецкого бассейна пласты относят к угрожаемым по горным ударам с глубин 180-220м. В зонах влияния целиков, оставленных в выработанном пространстве надрбатывающего пласта 52, напряжения по пластам 51 и 50 соответствуют уровням естественных напряжений на глубинах 740 м. Т.е. в пределах всех зон ПГД, общая площадь которых в надрбатанных пластах может достигать 25–30 % площади шахтного поля, необходимо проводить дорогостоящие мероприятия по предотвращению горных ударов. Обязательность проведения таких

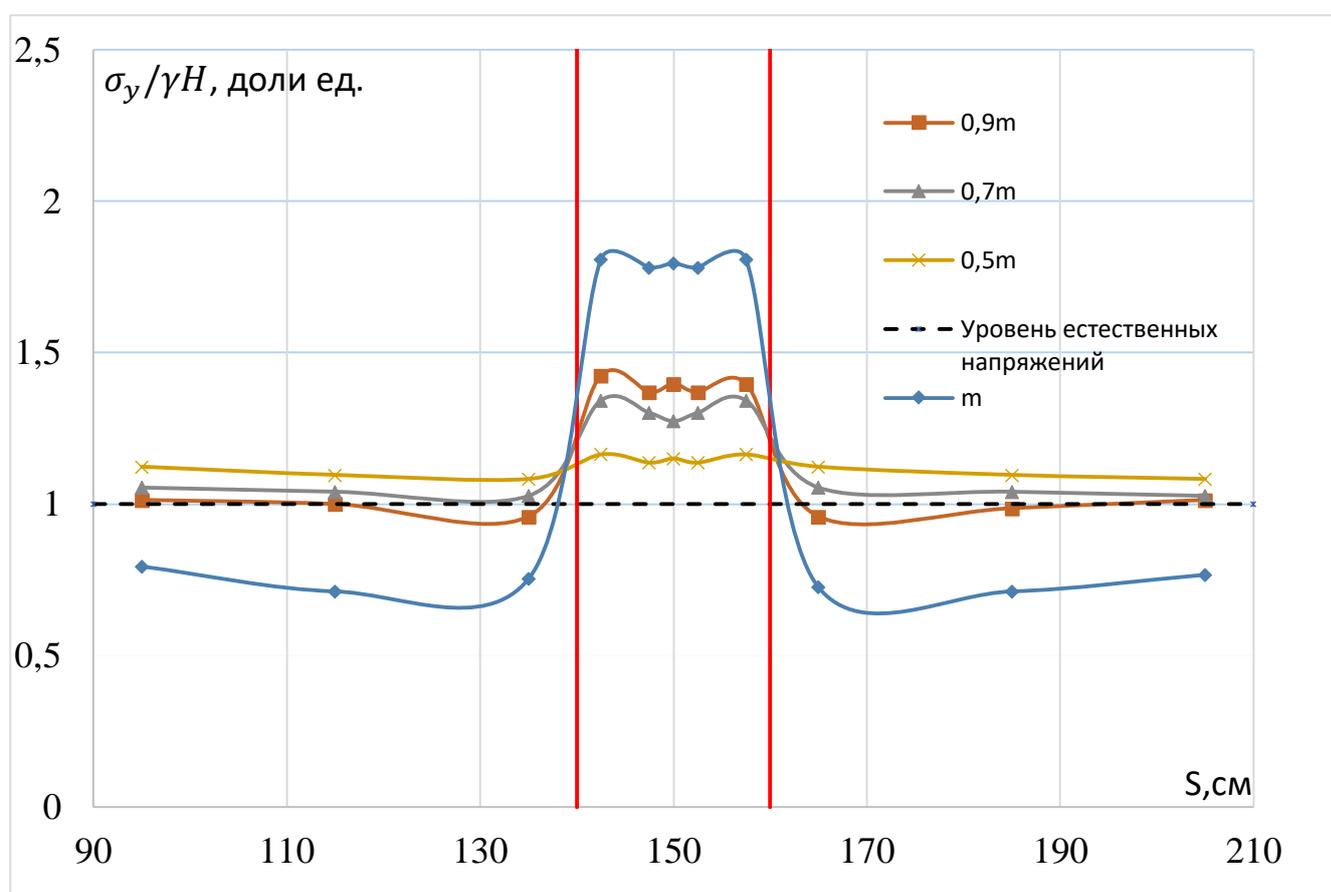


Рисунок 3.19 – Распределение напряжений по пласту 51 в зоне влияния целика, расположенного в выработанном пространстве надрбатывающего пласта 52 (для условий шахты им. В.Д.Ялевского)

мероприятий регламентируется Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности. "Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам" [72].

«В частности, в соответствии с п. 19. [72] при проектировании и вскрытии новых, а также реконструкции существующих горизонтов месторождений действующих предприятий, при условии отнесения их к склонным или опасным по горным ударам, в проектной документации должны предусматриваться меры, направленные на предотвращение горных ударов. В проекте должны быть предусмотрены капитальные и эксплуатационные затраты, в том числе на приборы и оборудование по борьбе с горными ударами. Все необходимые затраты по обеспечению безопасности горных работ должны быть включены в пусковой комплекс.

В проектной документации на ведение горных работ на объектах, склонных и опасных по горным ударам, должны быть обоснованы формы сечения выработок, тип и конструкция временной и постоянной крепи в соответствии с действующими на предприятии локальными проектами по креплению, а также длина участка выработок с временной крепью.

В соответствии с п. 24. [72] при проектировании вскрытия, подготовки и систем разработки на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам, необходимо соблюдать следующее: разделение месторождения на шахтные поля и порядок их отработки должны обеспечивать планомерное извлечение запасов по возможности без образования целиков, острых углов и выступов фронта очистных работ».

Учитывая общие размеры зон ПГД, при использовании систем разработки длинными столбами с оставлением целиков в выработанном пространстве надрабатывающий пласт не может рассматриваться в качестве «защитного» по отношению к нижерасположенным сближенным пластам. Необходимо подчеркнуть, что к опасным по горным ударам в настоящее время на шахтах Кузбасса отнесено не менее 80 % обрабатываемых пластов.

Размеры зоны повышенных напряжений больше ширины целика на 36 м на уровне залегания пласта 51, на 54 м на уровне залегания пласта 50.

Зоны пониженных напряжений в рассматриваемых горно-геологических условиях находятся на расстоянии 10 м от проекции краевых частей целика на

надрабатываемый пласт. Следует отметить, что напряжения в зонах разгрузки могут составлять 0,6-0,7 и менее от напряжений, естественных для соответствующей глубины при отсутствии горных работ. Максимальной разгрузкой характеризуются области надработанных пластов, непосредственно прилегающие к зонам ПГД.

Размеры (L) областей, разгруженных от повышенных напряжений, примерно равны $L = H \times \text{ctg } \varphi$, где H-глубина расположения пласта от земной поверхности; φ – угол полных сдвижений подработанных пород.

По данным моделирования в горнотехнических условиях надрабатываемых сближенных пластов 51 и 50 размеры областей, разгруженных от повышенных напряжений, могут составлять 40-60м и более. С целью исключения отрицательного влияния целиков, оставленных в выработанном пространстве надрабатывающего пласта 52, на участковые подготовительные выработки нижерасположенных пластов.

С целью исключения отрицательного влияния целиков, оставленных в выработанном пространстве надрабатывающих пластов, на состояние участковых подготовительных выработок нижерасположенных сближенных пластов большинство исследователей рекомендуют выработки располагать в разгруженных зонах. С точки зрения повышения устойчивости участковых выработок, это решение правильное. Однако следует учитывать, что при этом решении увеличивается ширина целиков на надрабатываемых пластах. Так в условиях отработки сближенных пластов 52, 51 и 50 при ширине межучасткового целика по надрабатываемому пласту 52 равной 40м ширина аналогичных по назначению соосных целиков по пластам 51 и 50 составит соответственно не менее 50-55м. В результате эксплуатационные потери в межучастковых целиках надработанных пластов возрастут на 25-38%.

В отработываемом в настоящее время на шахте им. В.Д. Ялевского пласте 50, расположенном ниже пласта 52 на 75м, максимальные значения коэффициента концентрации напряжений в зонах повышенного горного давления составляют 2,16 γ_H (рисунок 3.20).

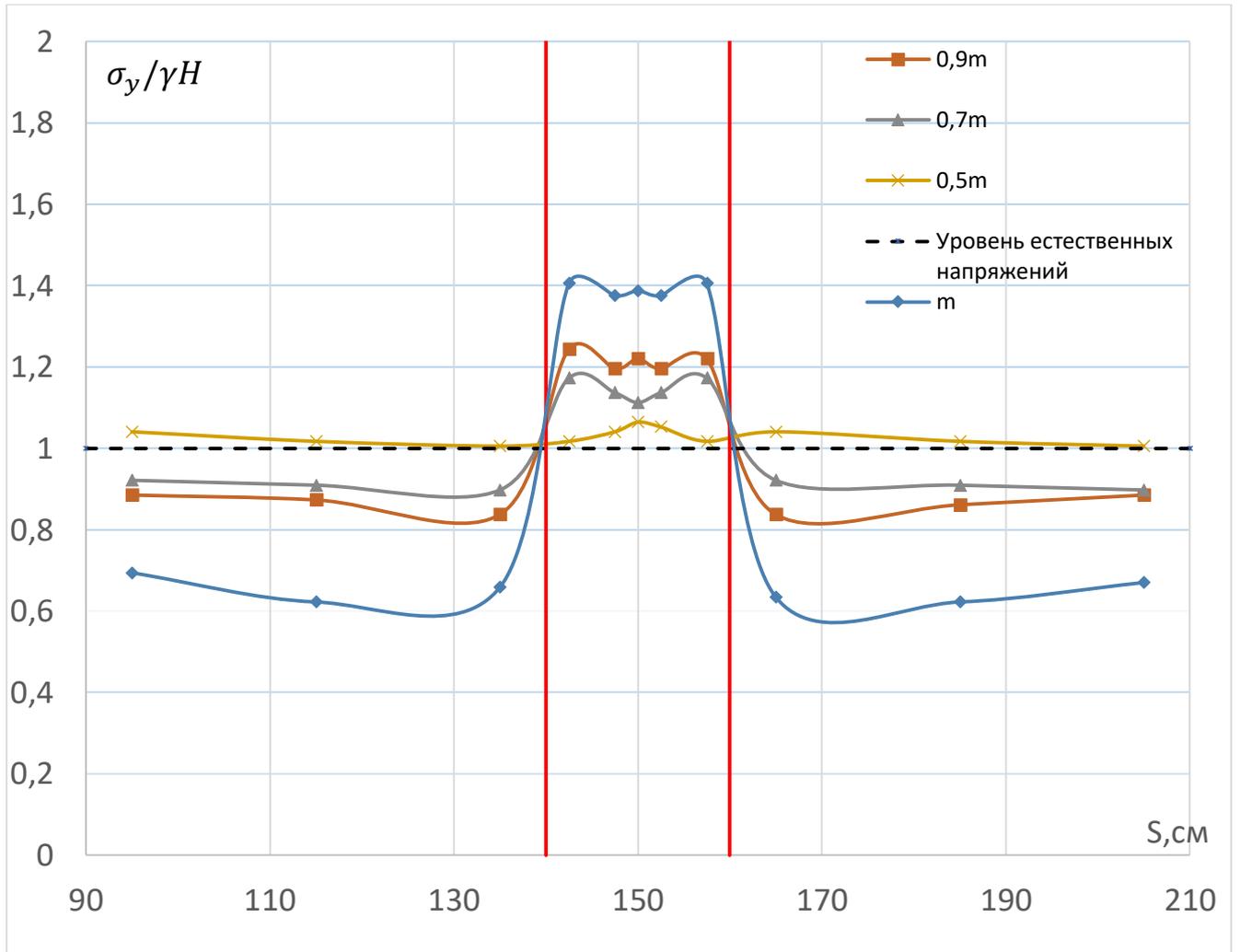


Рисунок 3.20 – Распределение напряжений по пласту 50 в зоне влияния целика, расположенного в выработанном пространстве надрабатывающего пласта 52 (для условий шахты им. В.Д.Ялевского)

Известны рекомендации по отработке сближенных пластов с расположением сдвоенных подготовительных выработок под выработанным пространством лав надрабатывающего пласта [8]. Реализация этих рекомендаций позволяет существенно уменьшить затраты на поддержание выработок. Но при этом в зоне повышенного горного давления будут находиться очистные забои. Отрицательное влияние повышенных напряжений на работу лав проявляется в увеличении отжима угля, снижении устойчивости кровли в призабойном пространстве, в увеличении нагрузки на крепь, повышении вероятности внезапных выбросов и горных ударов. В результате совокупного воздействия этих факторов среднесуточная нагрузка на лаву в ряде случаев снижается на 40- 50% и

более. При нахождении в зонах ПГД концевых участков лав в практике известны случаи сокращения длин лав из-за невозможности безопасного ведения очистных работ на этих участках.

Оценивая перспективы использования систем разработки длинными столбами с оставлением целиков угля в выработанном пространстве, необходимо учитывать, что с увеличением глубины горных работ будет постоянно возрастать отрицательное влияние целиков на:

- экономические показатели надрбатываемых пластов;
- безопасность горных работ;
- величину эксплуатационных потерь угля в целиках;
- надежность выполнения плановых заданий по объемам добычи угля.

Эффективность мероприятий по повышению податливости целика наглядно иллюстрируется графиками, представленными на рисунке 3.19 и рисунке 3.20. Как следует из данных графиков, увеличение податливости целика шириной 40м, оставленного в выработанном пространстве пласта 52, позволяет существенно снизить уровни напряжений в зонах ПГД по надрботанным пластам 51 и 50. При величине дополнительной искусственной податливости целика равной 0,5 вынимаемой мощности пласта максимальные напряжения в рассматриваемых зонах снизились на 35-40% на уровне пласта 51 и на 35-40% на уровне пласта 50. Существенное снижение напряжений в зонах ПГД наблюдается и при значительно меньших значениях величин дополнительной искусственной податливости целика. Так при значении данного параметра, равном 0,1 вынимаемой мощности пласта, снижение максимальных напряжений на уровне пласта 51 составило 20-25%.

Выполненные исследования показали, что одновременно со снижением напряжений в зоне ПГД наблюдается увеличение напряжений в зонах разгрузки. При величине дополнительной искусственной податливости целика равной 0,5 вынимаемой мощности пласта (рисунок 3.19) напряжения в зонах разгрузки составляли 0,9-0,95 напряжений, естественных для глубины залегания пласта 51 при отсутствии в нем горных работ. Данный факт дополнительно (см. глава2)

подтверждает рабочую гипотезу о перераспределении нагрузок с ослабляемого целика на обрушившиеся породы в выработанном пространстве пласта 51. Подтверждением данного факта являются также и следующие результаты инструментальных и визуальных наблюдений при проведении исследований на моделях из эквивалентных материалов. При увеличении податливости целика зафиксировано уменьшение углов наклона породных блоков (рисунок 3.19 - 3.22), формирующихся в зоне плавного прогиба подработанного массива. Следствием этого является уменьшение нагрузок, передаваемых со стороны породных блоков, на целик и увеличение нагрузок, передаваемых на обрушившиеся породы и надработанный массив.

Выводы по главе 3

1. Как следует из результатов исследований, приведенных в главах 2 и 3, мероприятия по ослаблению целиков, позволяют:

- снизить концентрацию напряжений под целиками, оставленными в выработанном пространстве, а, следовательно, повысить эффективность ведения горных работ в надработанных пластах при использовании системы разработки длинными столбами с подготовкой столбов сдвоенными подготовительными выработками;

- для условий отработки пластов 52, 51 и 50 на шахте им. В.Д. Ялевского снижение напряжений под целиком практически в два раза достигается при величине дополнительной искусственной податливости целика, равной 0,5 вынимаемой мощности пласта;

2. Полная разгрузка целиков, оставленных в выработанном пространстве пласта 52, приводит к восстановлению напряжений в зонах, ранее разгруженных от повышенного горного давления. Данный факт следует принимать во внимание при выборе места расположения участковых подготовительных выработок надработанных пластов.

3. Снижение напряжений в зоне повышенного горного давления, формирующейся под целиком, оставленным в выработанном пространстве, и

увеличение нагрузок, передаваемых на обрушившиеся породы в выработанном пространстве и надработанный массив, связано главным образом с уменьшением углов наклона породных блоков, формирующихся в зоне плавного прогиба подработанного массива.

4. Минимально необходимую величину дополнительной податливости целиков при планировании мероприятий по их разгрузке в каждом конкретном случае необходимо принимать с учетом решаемой производственной задачи и специфики горно-геологических условий. На удароопасных пластах напряжения необходимо снижать до уровня, соответствующего уровню естественных напряжений на глубинах, начиная с которых пласты относят к опасным по горным ударам. В условиях шахт Кузбасса предельная глубина по фактору удароопасность составляет 180- 220м.

ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДУЕМЫЕ ТЕХНОЛОГИИ СНИЖЕНИЯ ОТРИЦАТЕЛЬНОГО ВЛИЯНИЯ МЕЖУЧАСТКОВЫХ ЦЕЛИКОВ НА ВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ В НАДРАБАТЫВАЕМЫХ ПЛАСТАХ

При проведении исследований были проанализированы возможности и области рационального использования следующих технологий разгрузки целиков от повышенных напряжений и снижения тем самым отрицательного влияния целиков на ведение горных работ в надрабатываемых сближенных пластах:

- Многостадийный гидроразрыв целиков с использованием скважин, пробуренных с поверхности и включающих горизонтальные участки, пробуренные по целикам угля параллельно их продольным осям.
- Скважинная гидродобыча угля из целиков через вертикальные скважины с поверхности.
- Полная или частичная отработкой целиков на одной линии с очистным забоем.
- Разгрузка целиков путем бурения в пласте скважин.

Первые две из указанных технологий могут быть использованы после завершения очистных работ в надрабатывающем пласте, третья и четвертая - в период отработки надрабатывающего пласта. Ниже рассмотрены способы снижения отрицательного влияния целиков на горные работы в надрабатываемых пластах, рекомендуемые для применения в условиях интенсивной отработки пологих угольных пластов на шахтах Кузбасса с использованием системы разработки пластов длинными столбами.

4.1 Рекомендуемая технология гидроразрыва целиков с использованием скважин, пробуренных с поверхности

Технический результат достигается тем, что с поверхности бурят скважины, включающие участки скважин, пробуренные по пустым породам, и участки скважин, пробуренные по целикам угля. Участки скважины, пробуренные по

целикам угля, располагают параллельно продольным осям целиков, через скважины в целик нагнетают техническую пластовую воду под давлением, достаточным для гидравлического разрыва целика и увеличения тем самым его податливости до величин, больше чем предельные величины податливости целика, при превышении которых наработанный пласт разгружается от опасных напряжений. Расстояние от краевых частей целика до ближайшей скважины принимают меньше глубины распространения по угольному пласту в окрестности скважины, пробуренной по целику угля, трещин, сформировавшихся при гидроразрыве пласта. Расстояние между скважинами, на участках скважин, пробуренных по целику угля, принимают меньше удвоенной глубины распространения по угольному пласту в окрестности участка скважины, пробуренного по целику угля, трещин, сформировавшихся при гидроразрыве пласта [66].

Гидроразрыв целика рекомендуется осуществлять апробированными в нефтяной промышленности способами [87], путем нагнетания через скважины в угольный пласт рабочей жидкости под давлением, достаточным для гидравлического разрыва целика.

При отработке пластов угля, склонного к самовозгоранию, в рабочую жидкость гидравлического разрыва пласта (техническая пластовая вода, солянокислотные растворы и др.) необходимо добавлять составы антипирогенов.

При использовании данного способа для разгрузки наработываемого пласта от повышенных напряжений, формирующихся под целиками, с земной поверхности (рисунок 4.1) бурят скважины 1. Каждая скважина 1 состоит из двух участков: вертикального участка 1', пробуренного по пустым породам покрывающей толщи, и участка скважины 1'', пробуренного по целику угля.

Отработку сближенных пластов угля ведут в нисходящем порядке. Подготовку выемочных столбов полезного ископаемого по наработываемому пласту производят парными параллельными выработками, пройденными с оставлением целика угля между этими выработками.

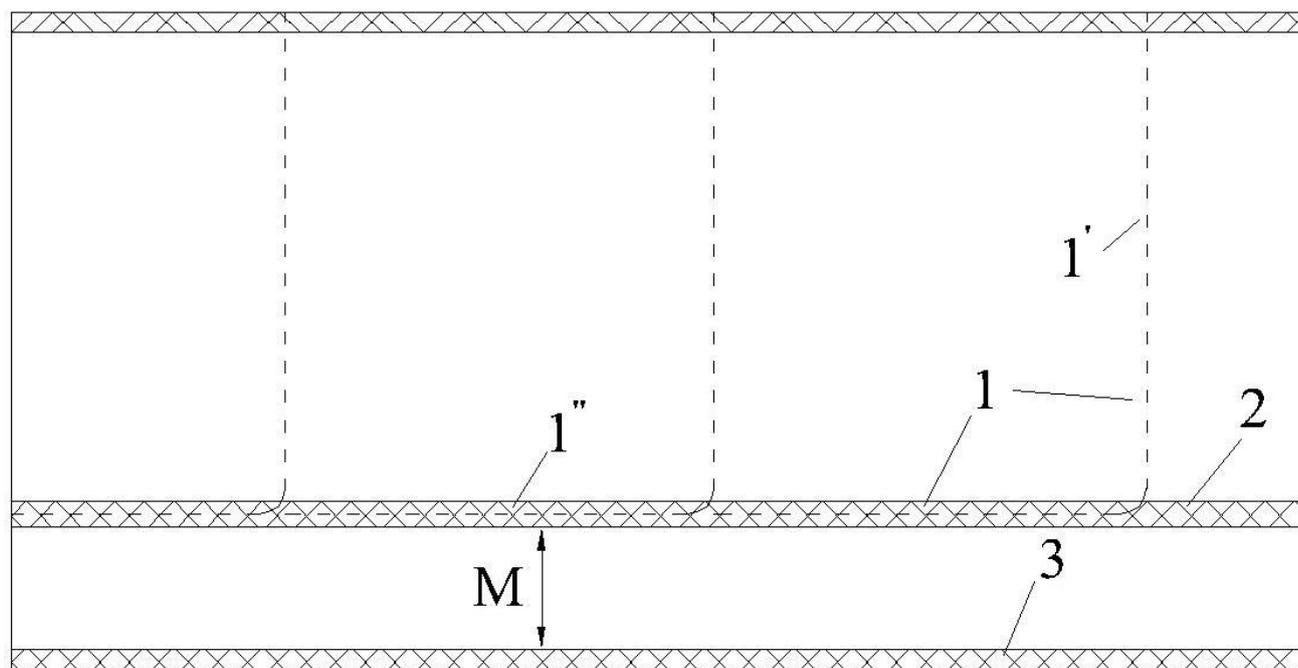


Рисунок 4.1 – Схема взаимного расположения близких (нарабатывающего (2) и нарабатываемого (3)) пластов и скважин 1

Выемочные столбы обрабатывают длинными очистными забоями с оставлением в выработанном пространстве нарабатывающего пласта не разрушаемых горным давлением целиков угля шириной Z (рисунок 4.2).

Целик угля, оставляемый в выработанном пространстве [32] нарабатывающего пласта, имеет в плане форму прямоугольника. Меньшая сторона этого прямоугольника равна ширине целика Z (рисунок 4.2), большая сторона равна длине выемочного столба. Ширина целиков, оставляемых между выемочными столбами, составляет обычно 20 - 40 м, длина выемочных столбов до 4000 м и более. Продольная ось целика параллельна большей стороне целика (краевым частям целика 2), (рисунок 4.2).

В результате повышается опасность горных работ в этих выработках. Использование известных способов для разгрузки нарабатываемого пласта от повышенных напряжений, формирующихся под целиками, оставленными в выработанном пространстве нарабатывающего пласта, кроме повышенной опасности горных работ, связано с большими объемами работ по проведению подготовительных выработок по выработанному пространству.

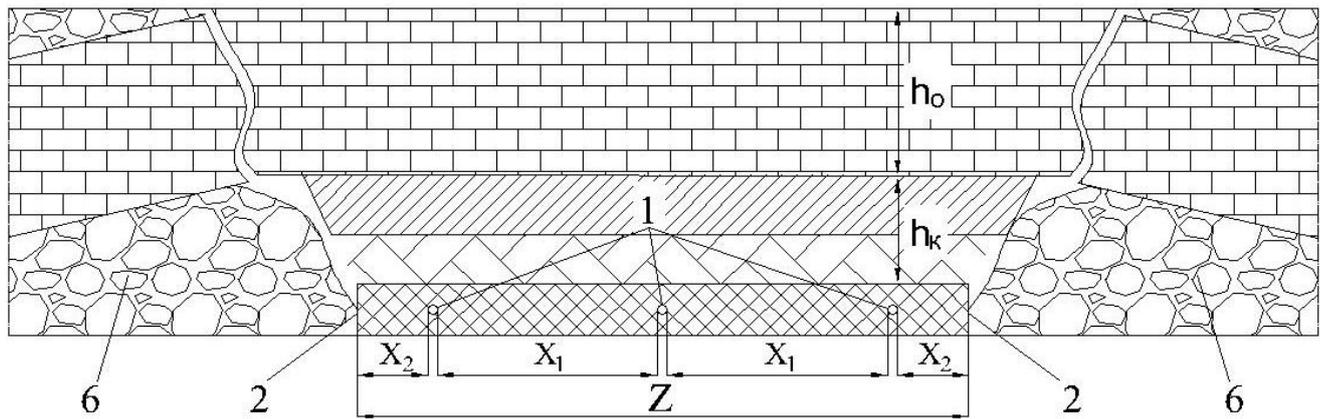


Рисунок 4.2 – Схема взаимного расположения скважин, пробуренных по целику угля, при гидроразрыве

Расстояние X_1 (рисунок 4.2) между скважинами на участках, пробуренных по целику угля, принимают меньше удвоенной глубины распространения по угольному пласту в окрестности участка скважины, пробуренного по целику угля, трещин, сформировавшихся при гидроразрыве пласта. Расстояние X_2 от краевых частей целика 2 (рисунок 4.2) до ближайшей скважины принимают меньше глубины l (рисунок 4.3) распространения по угольному пласту в окрестности скважины, пробуренной по целику угля, трещин, сформировавшихся при гидроразрыве пласта. При выполнении указанных двух условий гидроразрыв целика будет произведен по всей его ширине Z (рисунок 4.2).

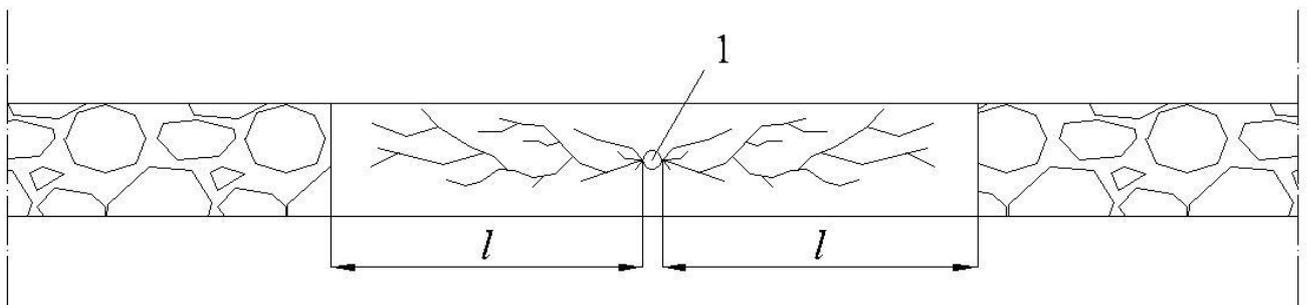


Рисунок 4.3 – Схема расположения в окрестности скважины, пробуренной по целику угля, трещин, сформировавшихся при гидроразрыве пласта

Сущность гидроразрыва при реализации предлагаемого способа заключается в создании в целике искусственных трещин и его разрушении. При гидроразрыве целика происходит увеличение его податливости под воздействием внешних нагрузок: чем больше степень разрушения целика, тем больше его податливость.

Податливость целика при его гидроразрыве повышают до величин, больших предельных величин податливости целика, при превышении которых надрабатываемый пласт разгружается от опасных напряжений.

Использование данного способа позволяет:

- повысить безопасность ведения горных работ в надрабатываемых пластах при использовании систем разработки с оставлением целиков угля в выработанном пространстве надрабатывающих пластов;

- уменьшить объемы проведения вспомогательных выработок.

Параметры, необходимые для реализации данного способа (давление, достаточное для гидравлического разрыва угля; предельная величина податливости целика, при превышении которой надработанный пласт разгружается от опасных напряжений; глубина распространения по угольному пласту в окрестности скважины трещин, сформировавшихся при гидроразрыве пласта, и др.), в каждом конкретном случае определяют путем использования известных методик шахтных, лабораторных или аналитических исследований с учетом конкретных горно-геологических и горнотехнических условий разработки сближенных угольных пластов.

4.1.1 Определение параметров технологии гидроразрыва целика

К числу основных параметров данной технологии относятся:

- объем жидкости для осуществления гидроразрыва целика $V_{ж}$, м³;
- длина образовавшейся трещины l , м;
- ширина образовавшейся трещины ω_0 , м;
- объем продавочной жидкости $V_{п}$, м³.

Расчет параметров гидроразрыва пласта производился в соответствии с известными методиками, применяемыми в нефтяной и газовой промышленности [87].

Ниже приведены результаты расчета основных параметров рекомендуемой технологии гидроразрыва целика для условий отработки сближенных пластов 52,51 и 50 на шахте им. В.Д. Ялевского.

Исходные данные для расчетов параметров гидроразрыва пласта и результаты расчетов приведены в таблице 4.1 и 4.2.

Таблица 4.1 – Исходные данные для расчетов параметров гидроразрыва целика

| Параметр | Единица измерения | Значение |
|--|--------------------------------|----------|
| Глубина заложения скважины | L_c , м | 300 |
| Вскрытая толщина пласта | h , м | 4,4 |
| Внутренний диаметр насосно-компрессорных труб | $d_{вн}$, м | 0,076 |
| Плотность и вязкость шахтных вод, применяемых для гидроразрыва | $\rho_{ж}$, кг/м ³ | 998,2 |
| | $\mu_{ж}$, Па·с | 1,002 |
| Объем пропанта | Q_p , т | 7,5 |
| Темп закачки | Q , м ³ /с | 0,035 |

Таблица 4.2 – Результаты расчетов параметров гидроразрыва целика

| | | |
|--|---------------------------------|-------|
| Вертикальная составляющая горного давления | $P_{ГВ}$, МПа | 7,65 |
| Горизонтальная составляющая горного давления | $P_{ГГ}$, МПа | 2,55 |
| Забойное давление разрыва | $P_{заб.р}$, МПа | 13,32 |
| Объемная концентрация пропанта в смеси | β_p | 0,107 |
| Плотность жидкости-пропантоносителя | $\rho_{пж}$, кг/м ³ | 1175 |
| Вязкость жидкости с пропантом | $\mu_{пж}$, Па·с | 1,4 |
| Коэффициент гидравлического сопротивления | λ | 0,13 |
| Потери при гидроразрыве по насосно-компрессорным трубам | $P_{тр}$, МПа | 0,3 |
| Устьевое рабочее давление гидроразрыва | P_y , МПа | 2,05 |
| Потребное число насосных агрегатов 4АН-700 для гидроразрыва целика | n | 3 |
| Объем продавочной жидкости | V_p , м ³ | 1,36 |
| Объем жидкости для осуществления гидроразрыва целика | $V_{ж}$, м ³ | 14,1 |
| Суммарное время работы одного агрегата | t , мин | 17 |
| Длина трещины | l , м | 43,5 |
| Ширина трещины | ω_0 , м | 0,053 |

Шахта им. В.Д. Ялевского обрабатывает пласт 52 (надрабатывающий), ниже которого на расстоянии 32-39 м залегает пласт 51 (надрабатываемый). При отработке пласта 52 через расстояние, равное длине лавы, в выработанном пространстве по всему шахтному полю оставлены не разрушаемые горным давлением целики угля шириной 30-40 м, являющиеся причиной формирования в надрабатываемом пласте 51 областей с повышенными напряжениями.

Напряжения в этих зонах в условиях данной шахты превышают уровень естественных напряжений в 1,7-2,0 раза и более. Общая площадь опасных зон ПГД в надрабатываемом пласте 51 составляет около 30% площади шахтного поля.

Для гидроразрыва пласта используют воду с добавлением антипирогенов. Глубина l (рисунок 4.3) распространения по угольному пласту в окрестности участка скважины, пробуренного по целику угля, трещин, сформировавшихся при гидроразрыве пласта, по данным расчетов составляет 6 м. Всего по целику бурят три скважины. Расстояние X_1 (рисунок 4.2) между скважинами, на участках, пробуренных по целику угля, принимают равным 10 м. Расстояние от краевых частей целика X_2 (рисунок 4.2) до ближайшей скважины принимают равным 5 м.

В рассматриваемых горно-геологических и горнотехнических условиях при гидроразрыве целика его податливость повышают до 1,5 м, что на 0,3-0,5 м превышает предельную величину податливости целика (1,0-1,2 м), при превышении которой надрабатываемый пласт разгружается от опасных напряжений.

Уровень опасных напряжений в надрабатываемом пласте составляет 1,3-1,4 величины естественных напряжений в надрабатываемом пласте до начала горных работ в сближенных пластах.

Напряжения снижаются с 1,7-2,0 до 1,1-1,2 величины естественных напряжений в надрабатываемом пласте до начала горных работ в сближенных пластах.

Использование рассматриваемого способа при отработке сближенных пластов 52, 51 и 50 в условиях шахты им. В.Д. Ялевского позволяет в 3-4 раза уменьшить интенсивность смещений пород в подготовительных выработках надрабатываемого пласта, расположенных под целиками угля, оставленными в выработанном пространстве надрабатывающего пласта, и повысить безопасность горных работ.

4.2 Рекомендуемая технология разгрузки целиков с помощью скважинной гидродобычи

Принципиальная схема скважинной гидродобычи угля, достаточно хорошо апробированная на шахтах [2,3,60,61] приведена на рисунке 4.4.

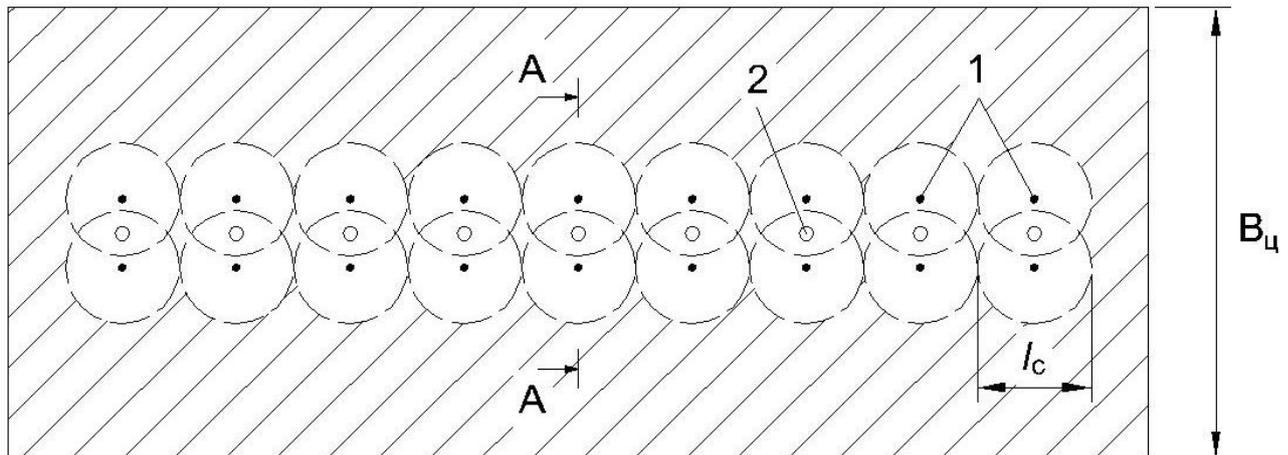


Рисунок 4.4 – Технологическая схема скважинной гидродобычи угля с земной поверхности где: 1 - добычные скважины; 2 - пульповыдачная скважина; $B_{ц}$ – ширина целика; l_c – зона влияния добычной скважины

Добычные и пульповыдачные скважины бурят с земной поверхности до проектной глубины на расстоянии l_c друг от друга, обоснованном как по разрушающей способности конкретного скважинного агрегата (при определенных природных, гидродинамических, технических и технологических факторах), так и по геомеханическим факторам (рисунок 4.5).

На первом этапе скважинными агрегатами производится частичное разрушение угольного пласта и формирование полости для заполнения ее твердеющей закладкой. Параметры целика по простиранию предопределяются размерами выемочной полосы. Кроме поддержания пород кровли, целик выполняет функции по формированию потока пульпы при безнапорном ее транспортировании к выдачному устройству.

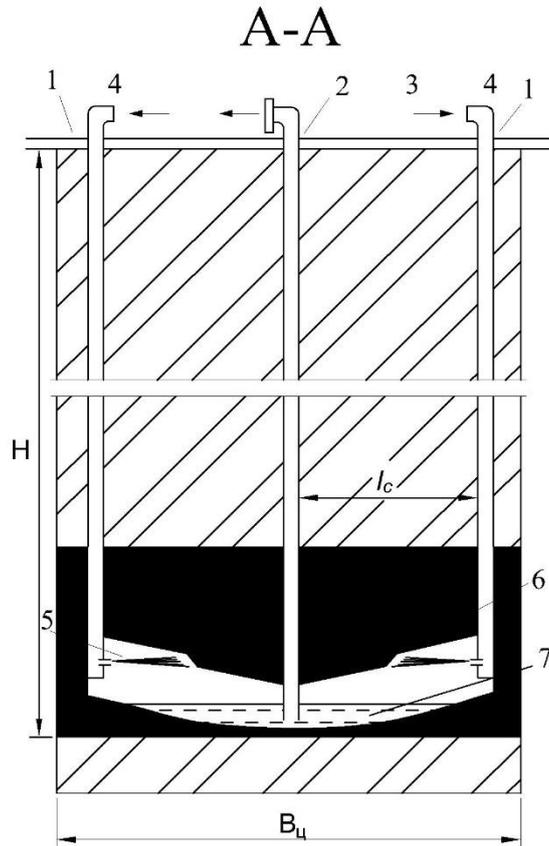


Рисунок 4.5 – Технологическая схема скважинной гидродобычи угля с земной поверхностью (разрез по линии А-А)

где: 1 - добычные скважины; 2 - пульповыдачная скважина; 3 - наносы; 4 - скважинные агрегаты; 5 - струя; 6 - выемочные полосы; 7- пульпа

Особенностью технологической схемы является применение двух добычных скважинных агрегатов и одного выдачного устройства, что, безусловно, увеличивает производительность и работоспособность всей схемы, а совпадение направления разрушения угольного пласта и безнапорного транспорта пульпы, приведёт к увеличению производительности в целом.

4.2.1 Определение параметров технологии скважинной гидродобычи

Расчет параметров скважинной гидродобычи производился в соответствии с известными методиками, применяемыми угольной в промышленности [2,3,60,61].

Основными параметрами скважинной гидродобычи являются:

- суточная нагрузка на очистной забой;
- техническая производительность (скорость) бурения;
- полное время цикла бурения.

Суточная нагрузка на очистной забой определялась по следующей формуле 4.1:

$$D_0 = \Pi_э \cdot t_{см} \cdot \pi_g \quad (4.1)$$

где $t_{см}$ - продолжительность смены, ч; π_g - количество смен по добыче угля (в сутках).

Техническая производительность скважинного агрегата при очистной выемке рассчитывается по формуле 4.2:

$$\Pi_{оч} = K_o \cdot \eta \cdot \Pi_в \quad (4.2)$$

где: $T_{ц}$ - полное время цикла бурения. Является суммой промежутков времени, затрачиваемых на отдельные операции, определяется по формуле 4.3.

$$T_{ц} = \frac{1}{K_6} \sum t = \frac{1}{K_6} (t_{пз} + t_H + t_B + t_p), \text{ мин} \quad (4.3)$$

где: t_H - время на наращивание штанг става за цикл бурения, пропорциональное длине полости, мин; t'_H - время на наращивание одной штанги, мин; t_B - время воздействия струи на забой для образования опережающей полости без подачи бурового инструмента; t_p - время разрушения угля в забое при подаче исполнительного органа вперед на длину штанги; K_6 - коэффициент готовности комплекса.

Исходные данные для расчета суточной нагрузки на забой, оборудованный скважинным агрегатом и результаты расчета представлены в таблицах 4.3 и 4.4

Таблица 4.3 – Исходные данные для расчета суточной нагрузки на забой, оборудованный скважинным агрегатом

| | |
|--|-----|
| Мощность пласта, м | 4,4 |
| Угол падения пласта, град. | 14 |
| Крепость угля, f | 1,7 |
| Объемная масса угля, т/м ³ | 1.3 |
| Количество добычных смен в течение суток | 3 |
| Продолжительность рабочей смены, мин | 360 |
| Длина скважины (столба), м | 300 |

| | | |
|--|--------------------|--------------|
| Общие размеры околоштрековых целиков, м | | 15 |
| Коэффициент извлечения | | 0.7 |
| Ширина выемочного столба, м (расстояние между скважинами) | | 10 |
| Схема выемки угля | | Двусторонняя |
| Высота заходки, м | | 1 |
| Длина заходки, м | | 5 |
| Давление воды в системе до её подачи в комплекс, МПа | | 30 |
| Количество насадок в исполнительном органе | | |
| | при бурении шт. | 3 |
| | при выемке, шт. | 2-3 |
| Количество комплексов на участке | | 3 |
| Количество комплексов | | |
| | на выемке угля | 2 |
| | на бурении скважин | 1 |

Таблица 4.4 – Результаты расчета суточной нагрузки на забой, оборудованный скважинным агрегатом

| | | |
|--|------------------------|--------|
| Эксплуатационная производительность скважинного агрегата | П _э , т/ч | 200,2 |
| Суточная нагрузка на очистной забой | Д ₀ , т/сут | 3603,6 |
| Расход через насадку выемочного органа | Q, м ³ /ч | 14,4 |
| Глубину паза (щели) при одном проходе струи | h _щ , мм | 56 |

Для определения производительности эрлифтного подъема пульпы использована формула (4.4), предложенная проф. Н.Г. Малухиным [58]:

$$Q_{ж} = \sqrt{\frac{g\pi^2}{8}} A \sqrt{h} \frac{\sqrt{(1+q_{cp}) - \frac{1}{\alpha}}}{1+q_{cp}} \cdot D^{2.5} \quad (4.4)$$

где: A - опытный коэффициент; h – глубина погружения смесителя, м; q_{cp} – средний удельный расход воздуха см/м³; α - коэффициент погружения смесителя; D – диаметр подъемной трубы, м.

Средний удельный расход воздуха рассчитывается по формуле 4.5:

$$q_{cp} = q(P_a / P_{cp}) \quad (4.5)$$

где q_{cp} – средний удельный расход воздуха, см/м³,

Значение коэффициента A определяется по формуле 4.6:

$$A = \frac{1}{\sqrt{H\lambda}} \quad (4.6)$$

4.3 Рекомендуемые системы разработки надрабатывающих пластов

Рассмотренные в параграфах 4.1 и 4.2 технологии разгрузки целиков от повышенных напряжений рекомендуется использовать в ситуациях, когда горные работы по надрабатывающим пластам завершены и нет «подхода» к целикам из подземных горных выработок или когда проходка таких выработок связана с повышенной опасностью горных работ.

Ниже рассмотрены варианты системы разработки и технологии, рекомендуемые для реализации в период отработки надрабатывающих пластов. К числу таких систем разработки относятся:

- 1) Системы разработки длинными столбами с полной или частичной выемкой межстолбовых целиков на одной линии с очистным забоем.
- 2) Системы разработки длинными столбами, включающие увеличение податливости межстолбовых целиков путем бурения в целиках скважин большого диаметра.

4.3.1 Системы разработки длинными столбами с полной или частичной выемкой межстолбовых целиков на одной линии с очистным забоем

Рекомендуемые варианты системы разработки длинными столбами с полной или частичной выемкой межстолбовых целиков на одной линии с очистным забоем представлены на рисунках 4.6 и 4.7.

Общим для этих вариантов является то, что для подготовки выемочного столба проходят три штрека с оставлением между ними целиков угля разной ширины. В качестве основной крепи в штреках используют анкерную крепь. Ширину целика угля Z_1 (рисунок 4.6 и 4.7) между выработками 1 и 2 определяют из условия обеспечения устойчивости повторно используемой участковой подготовительной выработки 1 в течение всего срока ее поддержания, с момента проходки до погашения.

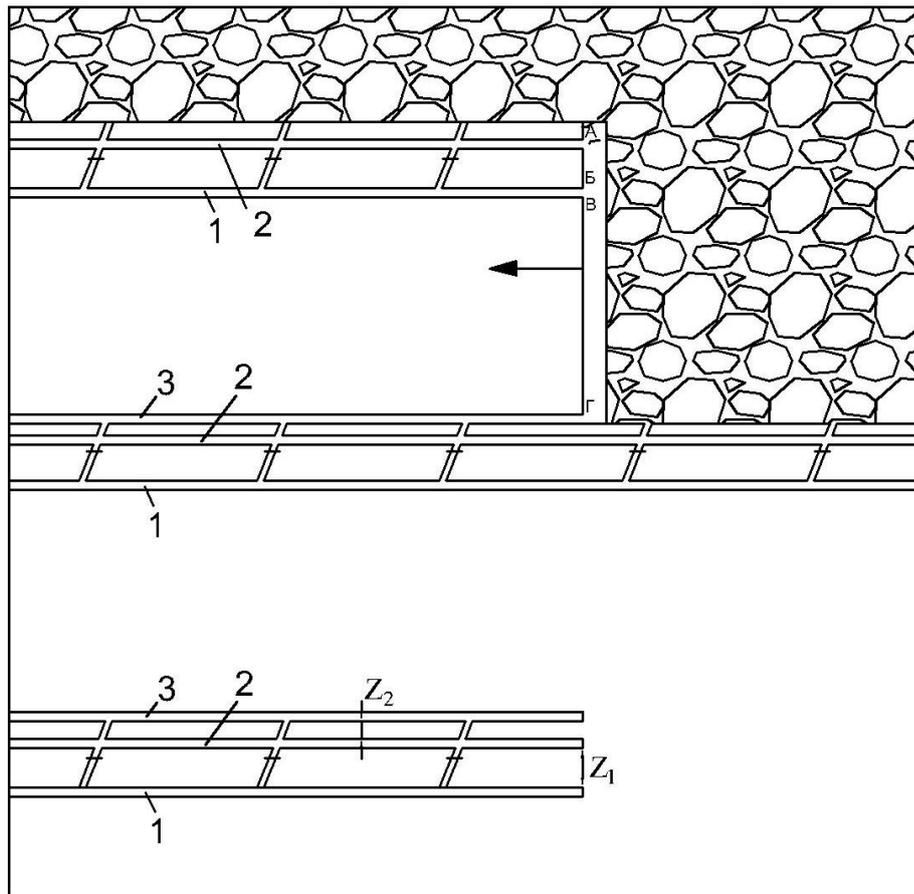


Рисунок 4.6 – Рекомендуемый вариант системы разработки надрабатывающих пластов длинными столбами с полной выемкой межстолбовых целиков на одной линии с очистным забоем

В варианте, представленном на рисунке 4.6, ширину целика угля Z_2 между выработками 2 и 3 определяют из условия обеспечения возможности безопасного проветривания тупикового участка лавы, прилегающего к выработанному пространству. Для условий перспективных шахт Кузбасса, отрабатывающих сближенные пологие пласты средней мощности, ширину целика Z_1 рекомендуется принимать равной 30-35м. В условиях газовых шахт ширину целика Z_2 рекомендуется принимать менее 6м, в условиях не газовых шахт – менее 10м. При реализации варианта системы разработки, представленного на рисунке 4.6, все указанные целики угля отрабатывают на одной линии с очистным забоем.

При необходимости изоляции выработанных пространств смежных участков целик шириной Z_2 не отрабатывают (рисунок 4.7).

Данная ситуация возникает, в частности, при отработке пластов угля,

склонного к самовозгоранию. В этом случае при отработке пластов мощностью до 2,5-3,0м ширину целика Z_2 принимают из условия 4.7:

$$3m < Z_2 < Z_3, \quad (4.7)$$

где Z_3 – предельная ширина, при уменьшении которой он не будет создавать зон повышенных напряжений в надрабатываемом пласте; m – вынимаемая мощность надрабатывающего пласта.

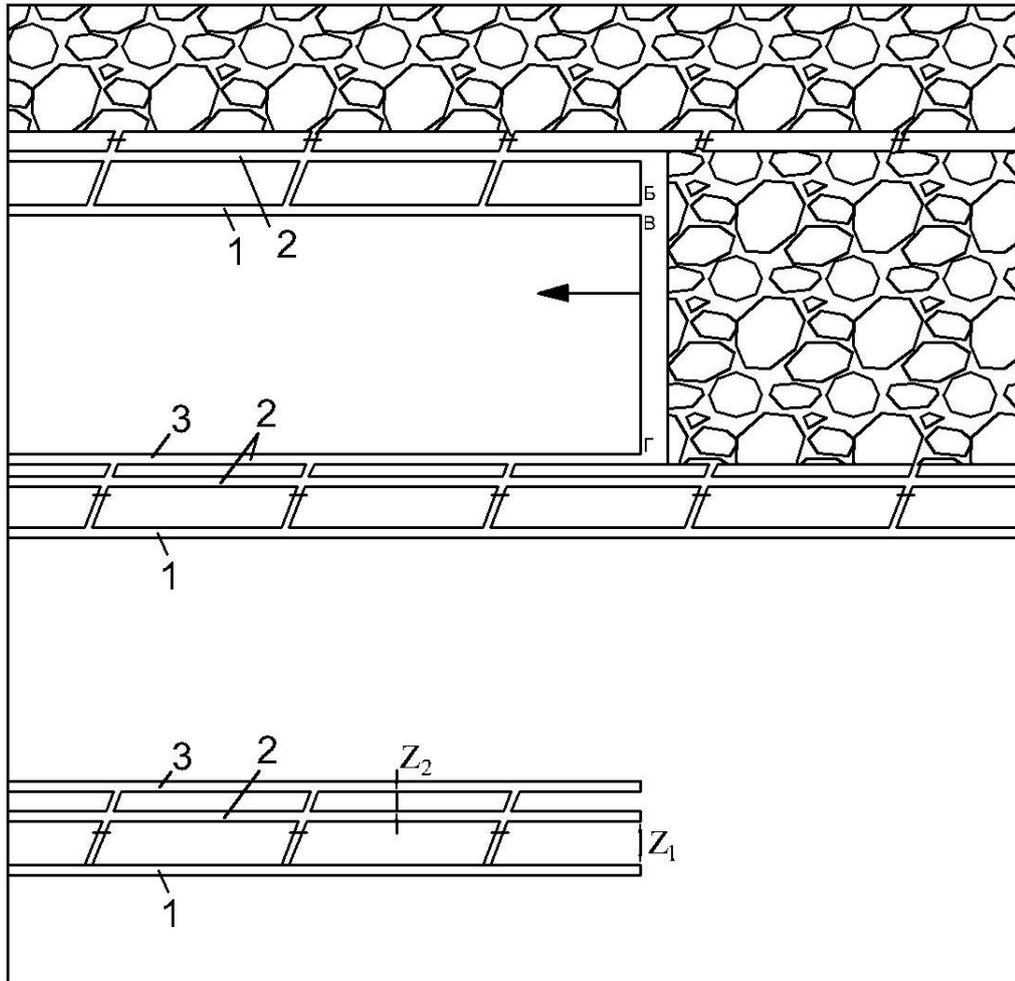


Рисунок 4.7 – Вариант системы разработки длинными столбами с оставлением изолирующего целика шириной Z_2

С учетом результатов аналитических исследований и данных, полученных при компьютерном и физическом моделировании, для условий отработки сближенных пластов 50, 51 и 52 в условиях шахты им. В.Д. Ялевского рекомендуются следующие значения ширины целиков:

1) При использовании системы разработки, представленной на рисунке 4.6:

$$Z_1 = 30-35 \text{ м,}$$

$$Z_2 = 6 \text{ м.}$$

2) При использовании системы разработки, представленной на рисунке 4.7:

$$Z_1 = 30-35 \text{ м,}$$

$$Z_2 = 6 \text{ м,}$$

$$Z_3 = 7-8 \text{ м.}$$

При использовании системы разработки, представленной на рисунке 4.7, в условиях отработки пластов 50 и 52 рекомендуется производить нагнетание антипирогенов в целик шириной Z_2 .

4.4 Рекомендуемая технология разгрузки целиков с использованием бурошнековой выемки угля из целиков в период отработки надрабатывающих пластов

Рекомендуются следующие варианты разгрузки целиков от повышенных напряжений с использованием бурошнековых установок:

- с бурением скважин из повторно используемого штрека (рисунок 4.8);
- с бурением скважин из печей, пройденных между повторно используемым штреком и выработанным пространством (рисунок 4.9).

При использовании варианта, представленного на рисунке 4.8 скважины бурят параллельно или под небольшим углом к линии падения пласта. При таком расположении скважин их длина примерно равна ширине целика. Диаметр скважин и ширина межскважинного целика определяются из условия разрушения целика горным давлением в зоне динамического опорного давления, формирующегося впереди забоя лавы, и достижения предельной величины податливости целика, при превышении которой целик разгружается от опасных напряжений.

С учетом результатов расчета по указанной формуле и имеющегося

практического опыта бурения разгрузочных скважин на угольных шахтах при решении различных горнотехнических задач [18,24,56,62] ширину межскважинного целика на начальном этапе внедрения разработанной технологии рекомендуется принимать равной 2-3 диаметрам скважины. При такой ширине межскважинного целика, как правило, обеспечивается его разрушение горным давлением в зоне опорного давления без проведения каких-либо дополнительных мероприятий.

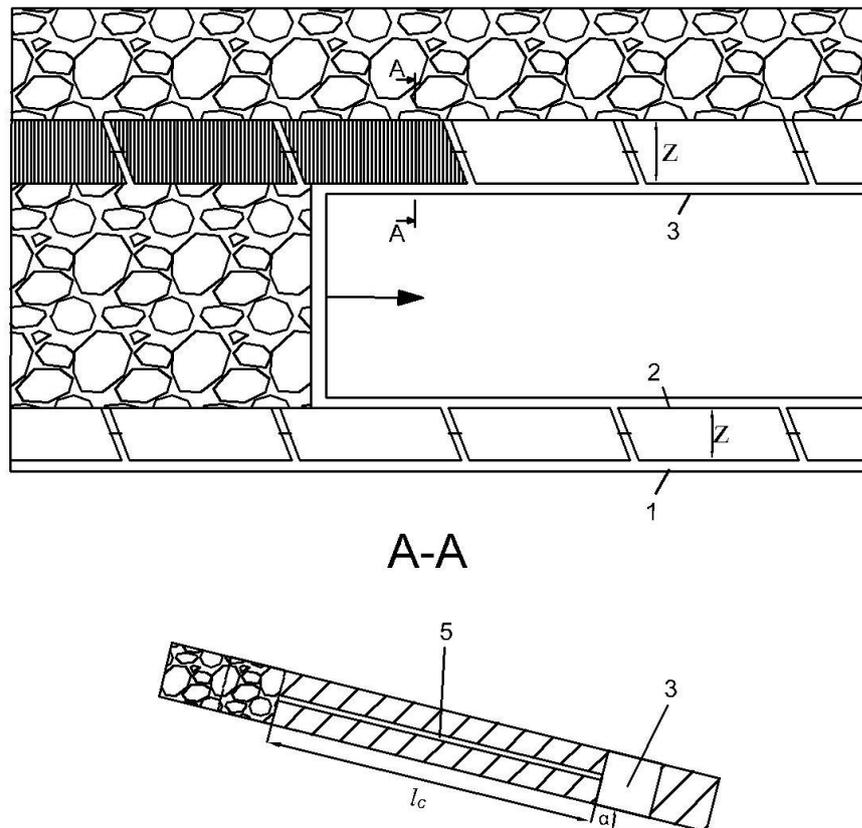


Рисунок 4.8 – Рекомендуемая технология разгрузки целиков с использованием бурошнековых установок при бурении скважин из повторно используемого штрека (вариант1)
 где: 1,2,3 – подготовительные выработки, 5 - скважина Z – ширина межучасткового целика угля, l_c – длина скважины

Ширина межскважинного целика может быть рассчитана по формуле 4.8, предложенной проф. А.А. Борисовым [16]

$$l_{ц} = \frac{d_c}{\frac{\sigma_{пч.сж}}{n \cdot \gamma_{ср} \cdot H} - \frac{\gamma_{ц} \cdot h_{ц}}{\gamma_{ср} \cdot H} - 1}, \quad (4.8)$$

где $\gamma_{ср}$ – средний удельный вес пород покрывающей толщи; $\gamma_{ц}$ – средний удельный вес материала целика; $h_{ц}$ – высота целика; n – коэффициент запаса

прочности (принят равным 1).

В этой связи фронт разгрузочных работ должен опережать очистной забой. Величина неснижаемого опережения разгрузочных работ по отношению к местоположению забоя лавы в рекомендуемых технологических схемах составляет не менее ширины зоны опорного давления (L), формирующегося впереди забоя лавы. В условиях достигнутых глубин разработки на шахтах Кузнецкого бассейна величина параметра L может быть принята равной 50-70м.

Необходимая дополнительная податливость целика, при которой целик разгружается от опасных напряжений, обеспечивается принятием соответствующего диаметра скважин.

Рекомендуемая технология разгрузки целиков с использованием бурошнековых установок при бурении скважин из печей (вариант 2) показана на рисунке 4.9

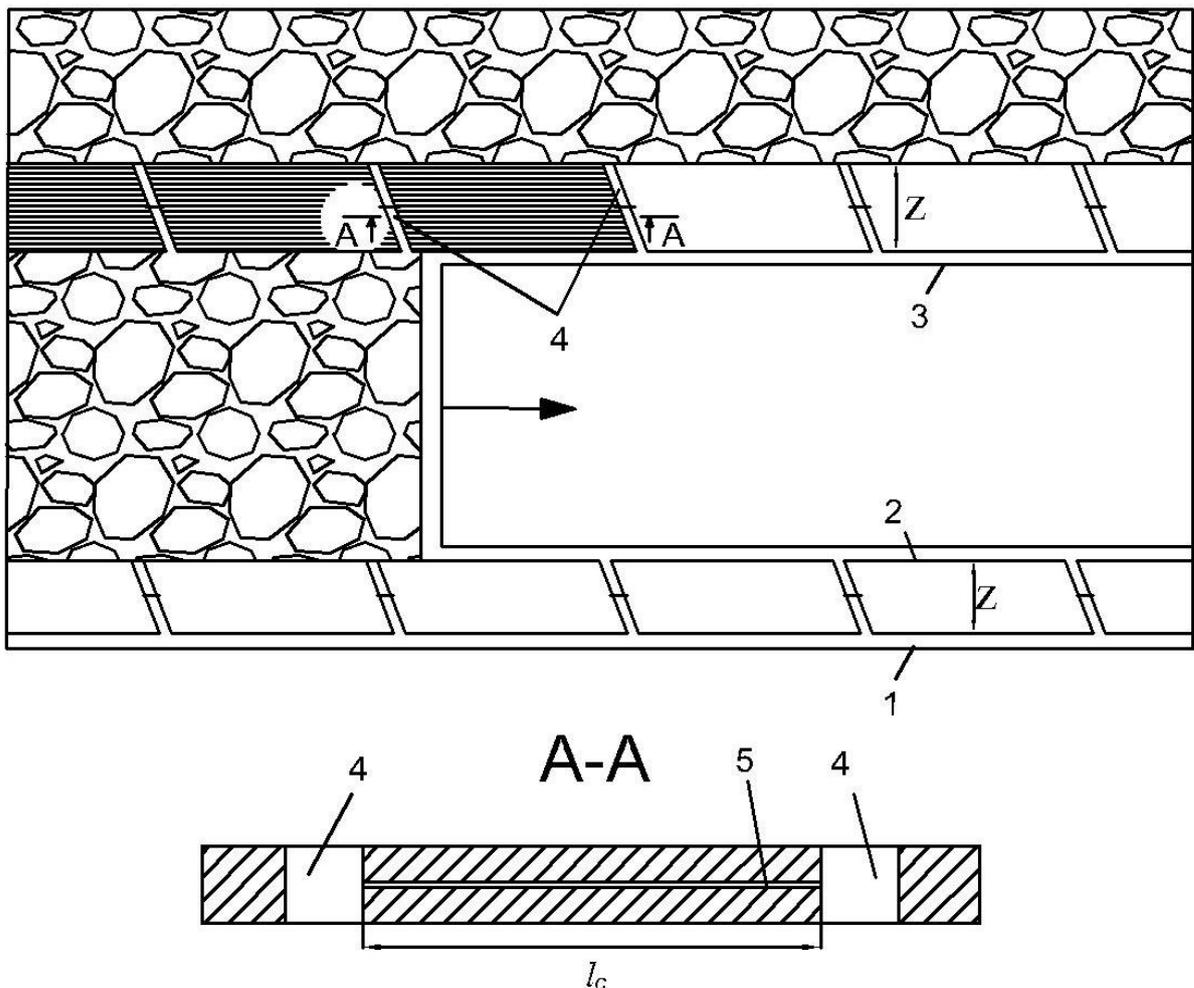


Рисунок 4.9 – Рекомендуемая технология разгрузки целиков с использованием бурошнековых установок при бурении скважин из печей (вариант 2)

Учитывая необходимость ведения разгрузочных работ с неснижаемым опережением забоя лавы, к числу важных параметров рекомендуемой технологии относится производительность буровой установки (формула 4.9), коэффициент ее готовности и время технологического цикла, зависящие от длины скважины и целого ряда других горнотехнических факторов.

Для расчета этих параметров использованы известные методики, приведенные в работах [35,62]

$$A_{\text{см}} = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{п.с.}})lF\gamma ck_{\text{г}}}{T_{\text{ц}}}, \quad (4.9)$$

где: $A_{\text{см}}$ - сменная производительность буровой установки, т/см; $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, мин ($T_{\text{см}}=360$ мин); $t_{\text{п.с.}}$ - продолжительность операции по приёму и сдаче смены (принимается 10 - 15 мин); l - длина скважины, м; F - площадь сечения скважины, м²; γ - средняя плотность угля, т/м³; c - коэффициент извлечения угля из скважин, равный 0,97; $k_{\text{г}}$ - коэффициент готовности БШУ; $T_{\text{ц}}$ - длительность технологического цикла, мин.

Коэффициент готовности установки в зависимости от длины скважин определяется по формуле 4.8:

Коэффициент готовности установки в зависимости от длины скважин определяется по формуле 4.10:

$$k_{\text{г}} = \frac{19,7}{20,7 + 0,48l} \quad (4.10)$$

Время технологического цикла рассчитывается из выражения 4.11:

$$T_{\text{ц}} = l \left(\frac{1}{v_{\text{б}}} + \frac{1}{v_{\text{н}}} + \frac{1}{v_{\text{из}}} + t_{\text{р}} + t_{\text{з.и}} \right) + T_{\text{к}} + T_{\text{п}} + T_{\text{о}} + T_{\text{пр}} \quad (4.11)$$

где $v_{\text{б}}$ - скорость бурения скважин (принимается равной 2,2 м/мин); $v_{\text{н}}$ - скорость наращивания шнекового става (принимается равной 2 м/мин); $v_{\text{из}}$ - скорость извлечения шнекового става (принимается равной 4,3 м/мин); $t_{\text{р}}$ - удельные затраты времени на расштыбовку скважины (принимаются 0,2 м/мин); $T_{\text{к}}$ - время на подготовительно-заключительные операции, принимается равным 15-20 мин; $T_{\text{п}}$ -

время на перестановку оборудования, принимается равным 15-18 мин; T_0 – время несовмещенного отдыха, равное 5 минут; $T_{пр}$ – время простоев по организационному фактору, мин; $t_{з.и}$ – время замены зубков и забурников, мин/м:

Время замены зубков и забурников рассчитывается по формуле 4.12:

$$t_{з.и} = t_3 z F \quad (4.12)$$

где t_3 – среднее время на замену зубка или забурника, равное 1 минуте;

z – удельный расход зубков, шт/м³ рассчитывается по формуле 4.13:

$$z = 0,0087 A_p \quad (4.13)$$

где A_p – сопротивляемость пласта резанию, кН/м ($A_p=210$ кН/м)

Исходные данные для расчетов параметров гидроразрыва пласта приведены в таблице 4.5. и таблице 4.6

Таблица 4.5 – Исходные данные для расчета параметров технологической схемы, представленной на рисунке 4.8

| Длина скважины, м | Диаметр скважины, м | Количество буров, шт | Ширина межскваженного целика, м | Мощность пласта, м | Длина целика, м |
|-------------------|---------------------|----------------------|---------------------------------|--------------------|-----------------|
| 40 | 0,75 | 1 | 1,5 | 4,4 | 200 |
| 30 | 0,75 | 1 | 1,5 | 4,4 | 200 |
| 20 | 0,75 | 1 | 1,5 | 4,4 | 200 |
| 10 | 0,75 | 1 | 1,5 | 4,4 | 200 |
| 40 | 0,65 | 1 | 1,3 | 4,4 | 200 |
| 30 | 0,65 | 1 | 1,3 | 4,4 | 200 |
| 20 | 0,65 | 1 | 1,3 | 4,4 | 200 |
| 10 | 0,65 | 1 | 1,3 | 4,4 | 200 |
| 40 | 0,3 | 1 | 0,6 | 4,4 | 200 |
| 30 | 0,3 | 1 | 0,6 | 4,4 | 200 |
| 20 | 0,3 | 1 | 0,6 | 4,4 | 200 |
| 10 | 0,3 | 1 | 0,6 | 4,4 | 200 |

Таблица 4.6 – Исходные данные для расчета параметров технологической схемы, представленной на рисунке 4.9

| Длина скважины, м | Диаметр скважины, м | Количество буров, шт | Ширина межскваженного целика, м | Мощность пласта, м | Ширина целика, м |
|-------------------|---------------------|----------------------|---------------------------------|--------------------|------------------|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| 200 | 0,75 | 1 | 1,5 | 4,4 | 40 |
| 150 | 0,75 | 1 | 1,5 | 4,4 | 40 |
| 100 | 0,75 | 1 | 1,5 | 4,4 | 40 |
| 50 | 0,75 | 1 | 1,5 | 4,4 | 40 |

| | | | | | |
|-----|------|---|-----|-----|----|
| 200 | 0,65 | 1 | 1,3 | 4,4 | 40 |
| 150 | 0,65 | 1 | 1,3 | 4,4 | 40 |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| 100 | 0,65 | 1 | 1,3 | 4,4 | 40 |
| 50 | 0,65 | 1 | 1,3 | 4,4 | 40 |
| 200 | 0,3 | 1 | 0,6 | 4,4 | 40 |
| 150 | 0,3 | 1 | 0,6 | 4,4 | 40 |
| 100 | 0,3 | 1 | 0,6 | 4,4 | 40 |
| 50 | 0,3 | 1 | 0,6 | 4,4 | 40 |

Результаты расчетов параметров технологических схем представлены в таблицах 4.7 и 4.8.

Таблица 4.7 – Результаты расчетов параметров технологической схемы, представленной на рисунке 4.8

| Производительность, т/смену | Длина скважины, м | Время технологического цикла, мин | Площадь поперечного сечения скважины, м ² | Количество скважин, шт | Потери, % | Скорость передвижения фронта работ, м/месяц. |
|--------------------------------|----------------------|---|---|---------------------------|--------------|---|
| 40,26 | 40 | 94 | 0,44 | 174 | 91,35 | 440 |
| 40,54 | 30 | 80 | 0,44 | 174 | 91,35 | 518 |
| 38,62 | 20 | 65 | 0,44 | 174 | 91,35 | 637 |
| 29,73 | 10 | 50 | 0,44 | 174 | 91,35 | 828 |
| 30,51 | 40 | 93 | 0,33 | 190 | 92,9 | 406 |
| 30,41 | 30 | 80 | 0,33 | 190 | 92,9 | 473 |
| 28,96 | 20 | 65 | 0,33 | 190 | 92,9 | 582 |
| 21,86 | 10 | 51 | 0,33 | 190 | 92,9 | 741 |
| 6,54 | 40 | 92 | 0,07 | 286 | 97,73 | 274 |
| 6,61 | 30 | 78 | 0,07 | 286 | 97,73 | 323 |
| 6,23 | 20 | 64 | 0,07 | 286 | 97,73 | 394 |
| 4,73 | 10 | 50 | 0,07 | 286 | 97,73 | 504 |

Для выбора рациональных параметров технологических схем №1 и №2 необходимо найти зависимости основных параметров при изменении диаметров скважин (рисунок 4.10 - 4.13).

Таблица 4.8 – Результаты расчетов параметров технологической схемы, представленной на рисунке 4.9

| Производительность, т/смену | Длина скважины, м | Время технологического цикла, мин | Площадь поперечного сечения скважины, м ² | Количество скважин, шт | Потери, % | Скорость передвижения фронта работ, м/месяц. |
|--------------------------------|----------------------|---|---|---------------------------|-----------|---|
| 19,95 | 200 | 329 | 0,44 | 35 | 91,5 | 629 |
| 23,75 | 150 | 256 | 0,44 | 35 | 91,5 | 606 |
| 30,76 | 100 | 182 | 0,44 | 35 | 91,5 | 569 |
| 38,61 | 50 | 110 | 0,44 | 35 | 91,5 | 470 |
| 15,14 | 200 | 325 | 0,33 | 38 | 92,9 | 582 |
| 18 | 150 | 253 | 0,33 | 38 | 92,9 | 560 |
| 23,3 | 100 | 180 | 0,33 | 38 | 92,9 | 525 |
| 29,5 | 50 | 108 | 0,33 | 38 | 92,9 | 438 |
| 3,3 | 200 | 316 | 0,07 | 57 | 97,73 | 399 |
| 3,93 | 150 | 246 | 0,07 | 57 | 97,73 | 384 |
| 5,09 | 100 | 175 | 0,07 | 57 | 97,73 | 360 |
| 6,37 | 50 | 106 | 0,07 | 57 | 97,73 | 297 |

При использовании 1-го варианта рекомендуемой технологии (рисунок 4.8) с увеличением длины скважины от 10 до 23м производительность буровых установок возрастает наиболее интенсивно. Изменение длины скважин в указанном диапазоне приводит к увеличению производительности БШУ на 29-30% и более. При длине скважин больше 23-25м производительность продолжает возрастать, но ее изменения незначительны. Так при увеличении длины скважин с 25 до 40м приращение производительности БШУ составляет не более 5-6%.

В абсолютных значениях производительность буровых установок при длине скважины 40м и диаметре скважины 750мм достигает 40 тонн в смену. При прочих равных условиях с уменьшением диаметра скважин производительность буровых установок снижается. Так при длине скважин 40м и диаметре скважин 300мм производительность БШУ не превышает 6-7 тонн в смену.

Как ранее отмечалось, при использовании технологий со скважинной

разгрузкой целиков фронт разгрузочных работ должен опережать очистной забой на расстояние не менее ширины зоны опорного давления (L), формирующегося впереди забоя лавы. Выполнение этого условия обеспечивает разрушение межскважинных целиков, безопасность работ при бурении скважин и возможность контроля состояния целиков до «выхода» их в выработанное пространство.

Влияние ширины целика и диаметра скважин на скорость продвижения фронта разгрузочных работ при использовании 1-го варианта (рисунок 4.8) рекомендуемой технологии наглядно иллюстрируется графиком на рисунке 4.10.

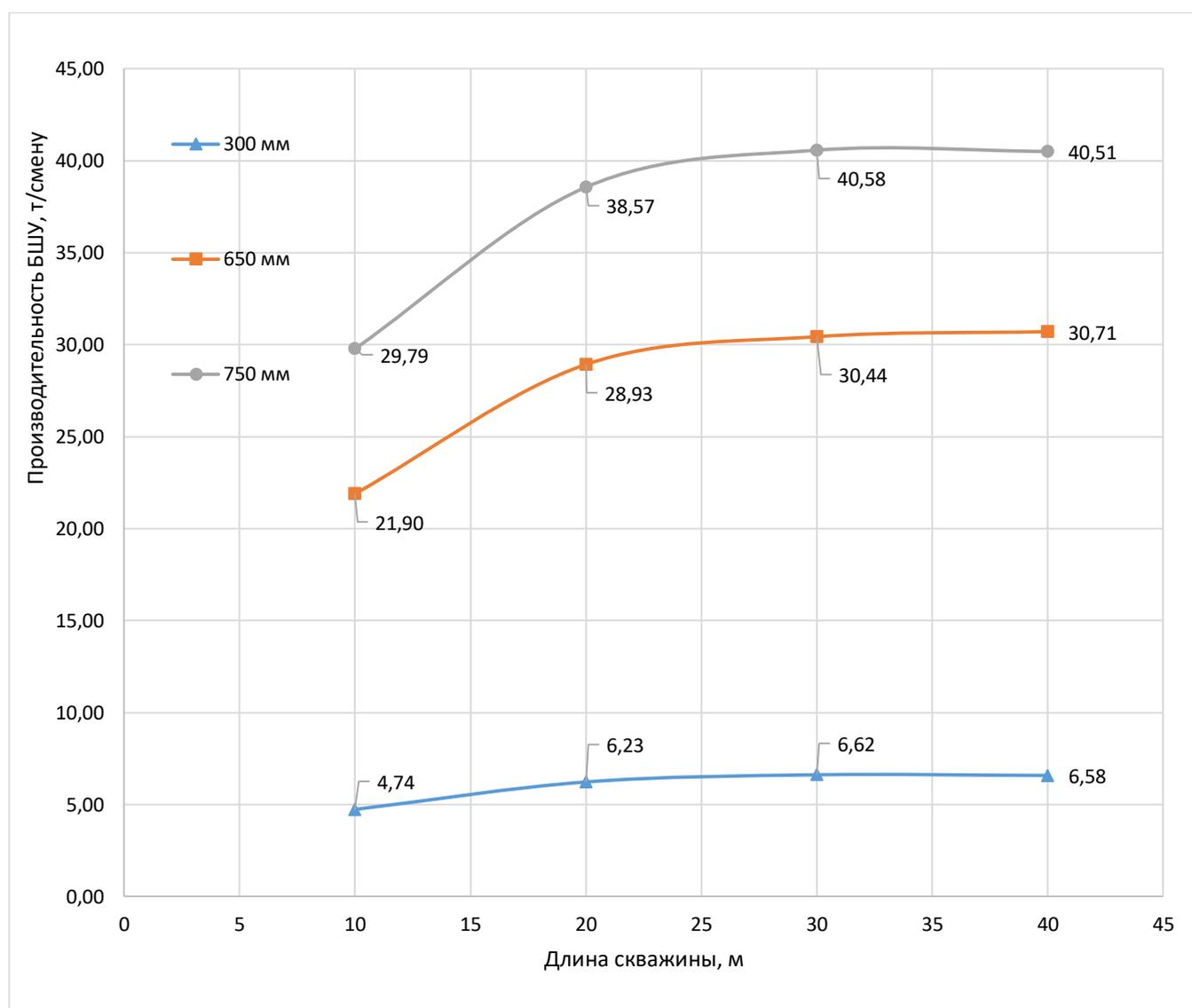


Рисунок 4.10 – Влияние длины и диаметра скважины на производительность бурошнековой установки при использовании 1-го варианта (рисунок 4.8) рекомендуемой технологии

На данном рисунке прямыми линиями, параллельными оси абсцисс, показаны скорости подвигания очистных забоев: 125, 250, 375 и 500 м/месяц.

С помощью графика на рисунке 4.11 можно определить основные параметры разгрузочного бурения - длину скважин и их диаметр. Значения данных параметров считаются приемлемыми, если выполняется условие 4.14

$$V_p > V_l, \quad (4.14)$$

где V_p - скорость подвигания фронта разгрузочных работ, V_l - скорость подвигания лавы.

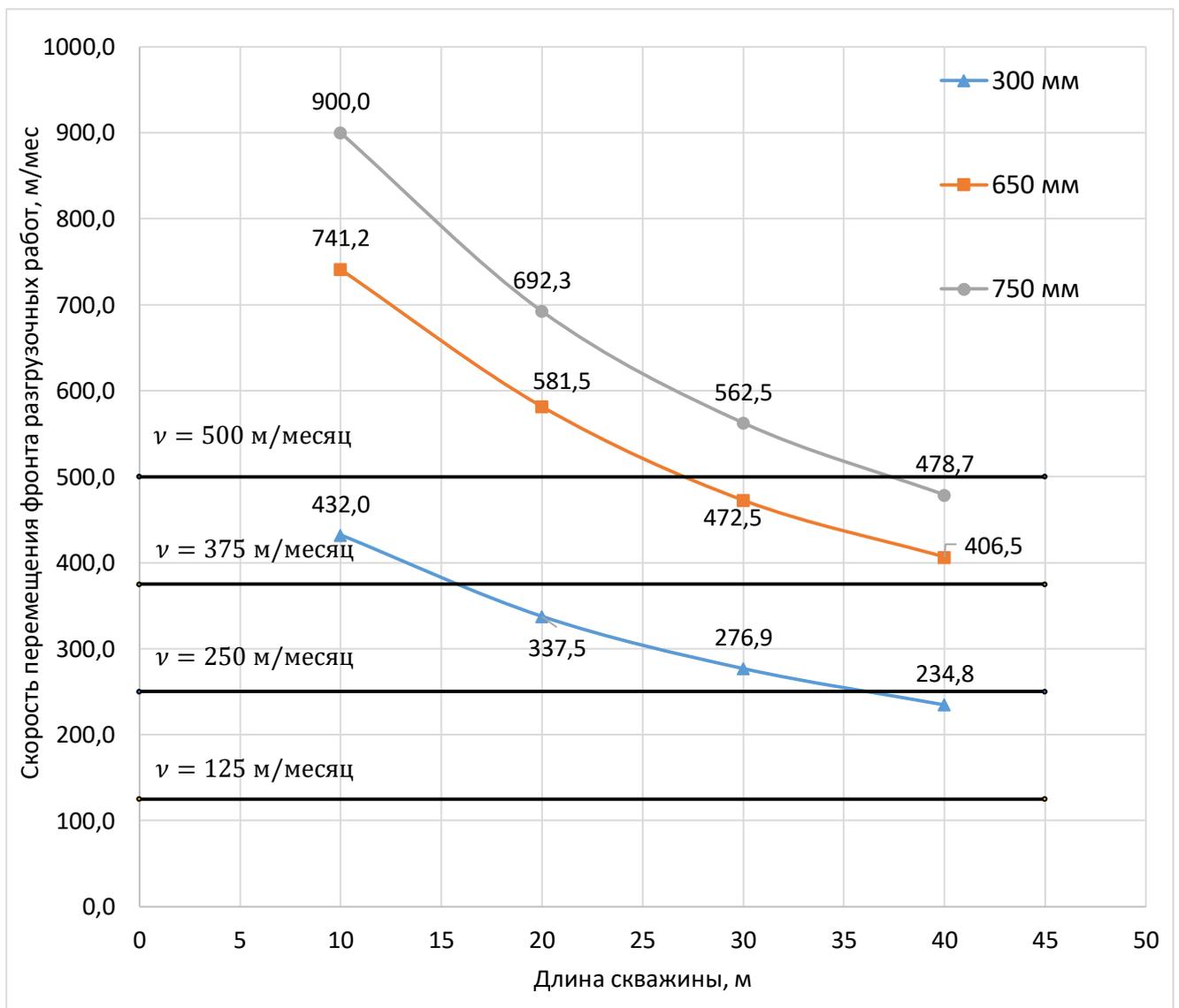


Рисунок 4.11 – График зависимости скорости подвигания фронта разгрузочных очистных работ от ширины целика и диаметра проводимой скважины при использовании 1-го варианта (рисунок 4.8) рекомендуемой технологии

Так при скорости подвигания лав до 125м/мес условие (4.14) выполняется при всех рассмотренных сочетаниях длины и скважин.

При скорости подвигания лав до 250 м/мес условие (4.12) выполняется при диаметрах скважин 300, 650 и 750мм и длине скважин до 35м.

При скорости подвигания лавы до 375м/мес. своевременное выполнение мероприятий по разгрузке целика возможно только:

- при диаметре скважин 650 и 750мм и длине скважин до 40-45м;
- при диаметре скважин 300мм и их длине до 15м;

При скоростях подвигания лав до 500м/мес. выполнение условия (4,12) возможно при:

- при диаметре скважин 650 мм и длине скважин до 27м;
- при диаметре скважин 750 мм и их длине до 35-37м.

Принимая во внимание то обстоятельство, что скорость подвигания очистных забоев 500м/мес. не является в настоящее время предельной для современных «шахт-лав» при скоростях, превышающих 500м/мес. рекомендуется технология разгрузки целиков с использованием бурошнековых установок при бурении скважин из печей (вариант 2, рисунок 4.9).

При использовании данного варианта скважины бурят из печей 4 (рисунок 4.9), расположенных между повторно используемой выработкой 3 и выработанным пространством. Скважины бурят параллельно направлению подвигания лавы. Так же, как и в 1-ом варианте (рисунок 4.9), работы по разгрузке целика проводят с опережением забоя лавы на расстояние не менее ширины зоны опорного давления, формирующегося впереди забоя лавы. Ширина межскважинных целиков принимается меньше предельной ширины, при снижении которой происходит разрушение данных целиков в зоне опорного давления впереди забоя лавы.

Значения ширины межскважинных целиков определялись по той же методике [16], что и при использовании 1-го варианта с учетом выполнения требования разрушения их под воздействием опорного давления. На начальном этапе внедрения рассматриваемой технологии ширину межскважинных целиков

рекомендуется принимать равной 2-3 диаметрам скважины. В дальнейшем производить корректировку этого параметра с учетом результатов наблюдений за состоянием целиков после воздействия на них опорного давления, формирующегося впереди забоя лавы.

Для повышения безопасности ведения работ при использовании 2-го варианта скважины необходимо бурить в следующей последовательности. Вначале пробурить скважину, расположенную в непосредственной близости от выработанного пространства. Затем последовательно пробурить остальные скважины.

При разработке пластов угля, опасных по внезапным выбросам или горным ударам, необходимо использовать дистанционное управление процессом бурения с выводом людей на безопасное расстояние от места бурения.

Влияние длины и диаметра скважин на производительность бурошнековой установки при использовании 2-го варианта может быть оценено по графику, приведенному на рисунке 4.12.

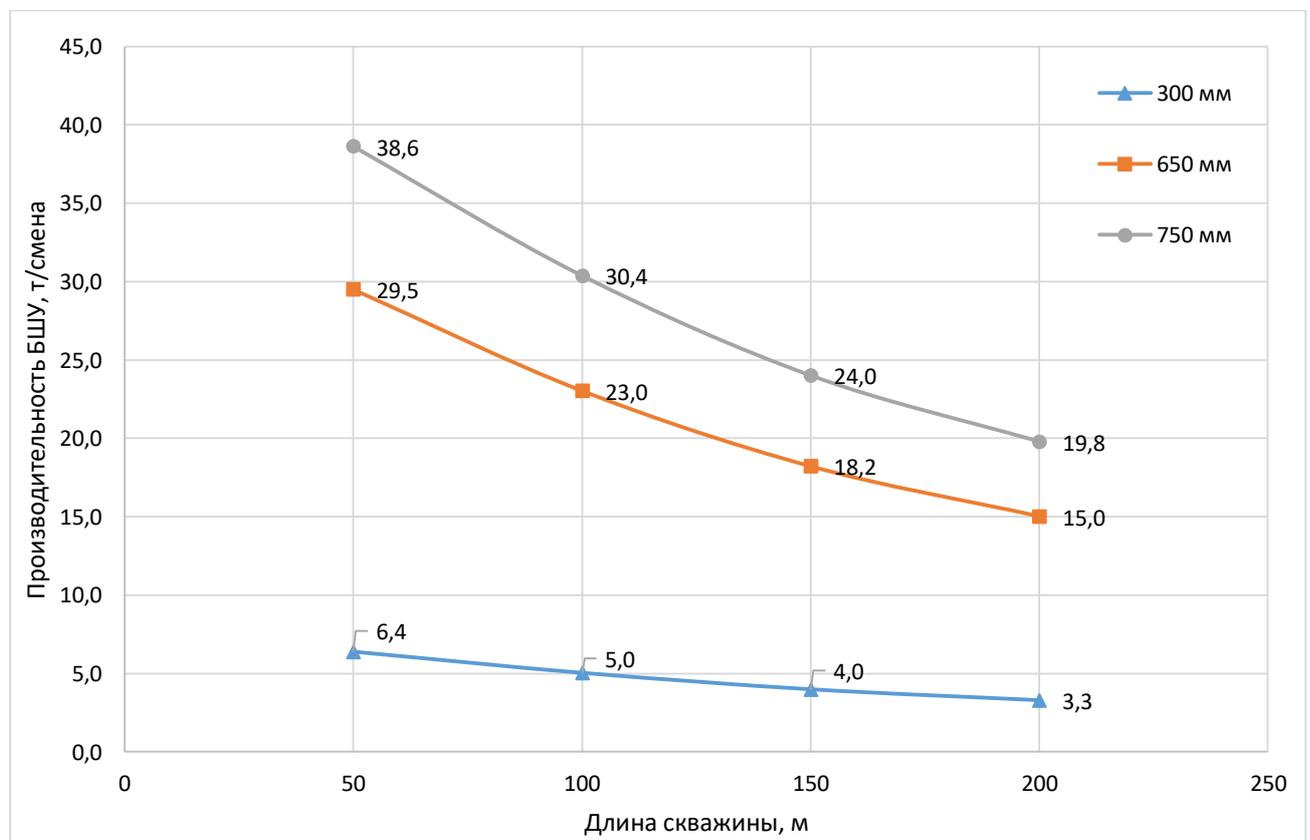


Рисунок 4.12 – Влияние длины и диаметра скважины на производительность бурошнековой установки при использовании 2-го варианта (рисунок 4.9) рекомендуемой технологии

При использовании данного варианта увеличение диаметра скважин с 300 до 750 мм приводит к росту производительности буровых установок при длине скважин 100 м с 5 до 30 тонн в смену.

Выполнение условия (4.12) при использовании одной буровой установки возможно (рисунок 4.13):

- 1) при скорости продвижения лавы до 250 м/мес. при длине скважин более 50 м и диаметрах скважин 300, 650 и 750 мм;
- 2) при скорости продвижения лавы до 375 м/мес. при длине скважин более 50 м и диаметрах скважин 650 и 750 мм;
- 3) при скорости продвижения лавы до 500 м/мес. при длине скважин более 50 м и диаметре скважин 750 мм.

При реализации 2-го варианта рекомендуемой технологии бурение скважин при необходимости может одновременно производиться из нескольких печей. Такие ситуации возможны при скоростях продвижения лав, превышающих 500-550 м/мес.

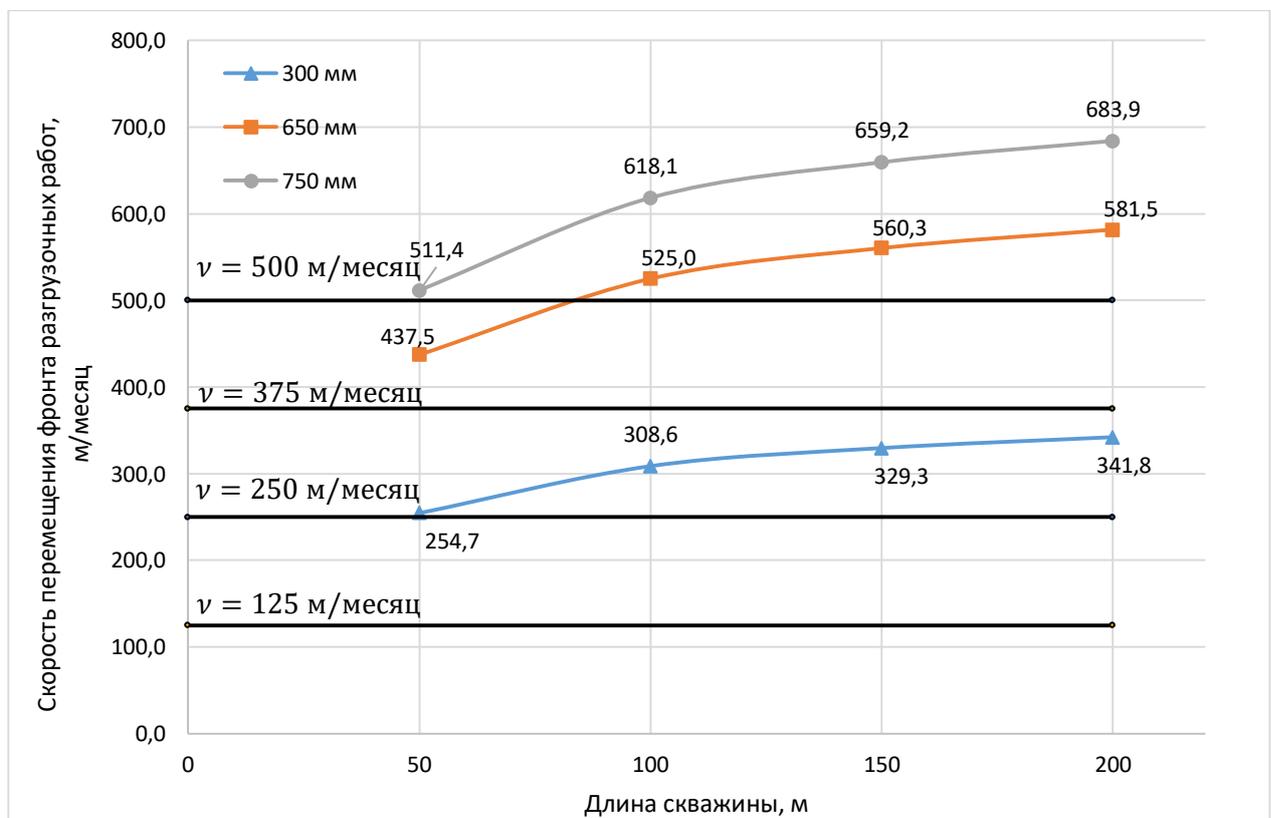


Рисунок 4.13 – График зависимости скорости продвижения фронта разгрузочных работ от длины и диаметра скважины при использовании технологической схемы №2

Сравнение затрат на реализацию рассмотренных выше 1-го и 2-го вариантов технологий разгрузки целиков от повышенных напряжений с использованием бурошнековых установок показало, что 1-ый вариант характеризуется меньшими (на 15-20%) издержками производства и более высокой безопасностью горных работ. Однако существенным недостатком 1-го варианта является трудность выполнения условия (4.12) при скоростях подвигания лав более 500м и ширине межучастковых целиков более 35-40м. Следует отметить, что такие скорости подвигания лав и ширина целиков являются обычными для перспективных шахт Кузбасса.

В таких ситуациях целесообразно рассматривать в качестве одного из альтернативных вариантов технологическую схему, представленную на рисунке 4.14. Использование данной схемы, являющейся комбинацией 1-го и 2-го вариантов, позволяет минимизировать издержки производства и обеспечить выполнение условия (4.14).

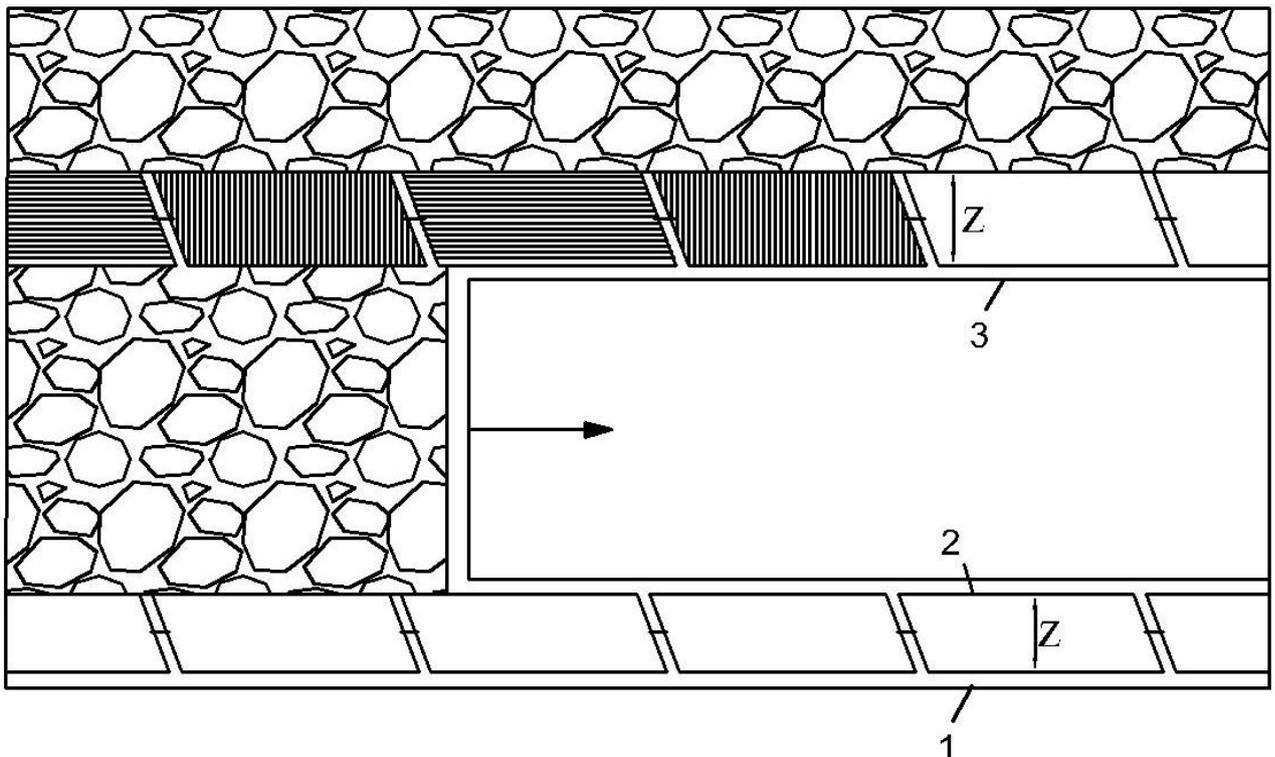


Рисунок 4.14 – Рекомендуемая комбинированная технология разгрузки целиков с использованием бурошнековых установок при бурении скважин из печей и повторно используемой выработки(вариант 3)

Принимая во внимание различные издержки производства и различный уровень безопасности при реализации разработанных вариантов разгрузки целиков от повышенного горного давления с использованием бурошнековых установок, рекомендуется, при скоростях подвигания лав более 250-300 м/мес в начальный период отработки выемочного столба скважины бурить из повторно используемого штрека 3 (рисунок 4.14). При сокращении расстояния между лавой и фронтом разгрузочных работ до величин, равных общей ширине зоны опорного давления, переходить на бурение скважин из печей, пройденных между повторно используемым штреком и выработанным пространством.

Выводы по главе 4

1. К числу технически реализуемых способов исключения отрицательного влияния целиков, формируемых при системе разработки длинными столбами и подготовке столбов сдвоенными выработками, относятся:

1) В период ведения очистных работ в надрабатывающем пласте:

- технологии, включающие частичную бурошнековую выемку угля из целиков;

- технологии, включающие полную, или частичную выемку угля из целиков, оставляемых между выемочными участками, на одной линии с очистным забоем.

2) После завершения очистных работ в надрабатывающем пласте:

- технология, основанная на гидроразрыве целиков угля, оставленных в выработанном пространстве, через скважины, пробуренные с поверхности;

- технология, основанная на гидровывыве угля из целиков, оставленных в выработанном пространстве, через скважины, пробуренные с поверхности.

2. При решении вопроса об экономической целесообразности использования разработанных технологий разгрузки целиков от повышенных напряжений необходимо учитывать существенное увеличение издержек производства, потерь угля, а также снижение безопасности горных работ после

перехода на отработку нижерасположенных сближенных пластов, связанные с отрицательным влиянием целиков угля, оставленных в выработанном пространстве.

3. Выполненные исследования показали, что области использования рассматриваемых технологических схем разгрузки целиков от повышенного горного давления с использованием бурошнековых установок зависят в основном от скорости подвигания лавы и параметров скважин. При этом скорость подвигания фронта разгрузочных работ должна быть не менее скорости подвигания лавы. Это связано с необходимостью исключения влияния опорного давления, формирующегося впереди забоя лавы, на безопасность работ, связанных с бурением скважин.

4. Использование рекомендуемой технологии с частичной отработкой межстолбовых целиков на одной линии с очистным забоем позволяет практически полностью исключить формирование зон ПГД в надрабатываемом пласте и снизить эксплуатационные потери в целиках не менее чем на 60-75 %, что в условиях перспективных шахт Кузбасса составляет до 500-600 тыс. тонн и более на один целик при длине выемочного столба равной 3-4 км.

ГЛАВА 5 ОБЛАСТИ РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ И ИХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА

Областью использования разработанных технологий являются свиты пологих и наклонных (0-35°) угольных пластов мощностью до 4-4,5 м, обрабатываемых в нисходящем порядке.

По данным выполненных исследований, предельная мощность междупластья, при превышении которой использование разработанных технологий является малоэффективным, составляет 50-60 м и более.

К числу наиболее перспективных технологий разгрузки целиков от повышенных напряжений относятся технологии, реализуемые в период выемки надрабатывающего пласта.

Минимальными затратами, простотой реализации и максимальными достигаемыми экономическими эффектами характеризуются технологии с частичной или полной отработкой целиков, оставляемых между сдвоенными участковыми выработками на одной линии с очистным забоем. Разработанный вариант с полной выемкой целиков, представленный на рисунке 4.6 рекомендуется использовать при отработке пластов угля, не склонного к самовозгоранию, с учетом правил ПБ [73], действующих в Кузнецком угольном бассейне. Вариант с не полной отработкой целиков на одной линии с очистным забоем (рисунок 4.7) рекомендуется для отработки пластов угля, склонного к самовозгоранию.

Использование данного варианта позволяет минимизировать затраты на поддержание участковых подготовительных выработок, закрепленных анкерной крепью, и уменьшить эксплуатационные потери угля на 15-18%. Данный вариант предлагаемой технологии позволяет также применять практически любую схему проветривания выемочного участка:

- возвратноточную;
- прямоточную с подсвежением на выработанное пространство;
- с подсвежением воздушной струи.

Естественно, что при принятии той или иной схемы проветривания необходимо соблюдать ограничения, предусмотренные в действующих нормах и правилах. Например, на газовых шахтах при углах падения более 10° струя в лаве может перемещаться только по восстанию пласта.

Вариант разработанной технологии, представленный на рисунке 4.7, предназначен для отработки пластов угля весьма склонных к самовозгоранию. Данной схемой предусматривается оставление целика угля в выработанном пространстве, основным назначением которого является изоляция выработанного пространства обрабатываемого участка от выработанных пространств ранее отработанных участков. Принимая во внимание то обстоятельство, что оставляемый в выработанном пространстве целик угля неизбежно будет разрушен горным давлением, в качестве дополнительной меры рекомендуется нагнетание в данный целик антипирогенов с использованием известных методик, применяемых на угольных шахтах. Оценивая данную технологию с точки зрения пожароопасности необходимо отметить, что она не более пожароопасна, чем базовая технология, с оставлением целиков шириной 30-40 м, применяемая в настоящее время на всех перспективных угольных шахтах Кузнецкого угольного бассейна.

Данный вывод подтверждается результатами шахтных исследований различных авторов, свидетельствующими о том, что краевые части 30-40 метровых целиков, как правило, разрушены горным давлением и во многих случаях являются очагами будущих пожаров. Целики угля относительно небольшой ширины (6-10 м), оставляемые в выработанном пространстве при использовании рекомендуемой технологии (рисунок 4.7), после их разрушения становятся воздухопроницаемыми. Как следует из результатов лабораторных исследований на модели из эквивалентных материалов, целики угля после их разрушения и опускании кровли в выработанном пространстве находятся в состоянии, близком к объемному сжатию и сохраняют свою воздухопроницаемость. Основными направлениями дальнейшего совершенствования технологии с частичной или полной выемкой угля из целиков на одной линии с очистным забоем являются:

- поиск эффективных вариантов проветривания концевой участка лавы, расположенного между выработкой 2 (рисунок 4.6) и выработанным пространством при работе комбайна на данном участке. При этом не следует исключать применение вариантов с отдельной выемкой основного участка лавы и указанного концевой участка лавы различными выемочными машинами;

- разработка эффективных способов управления горным давлением на сопряжениях лавы с повторно используемой участковой подготовительной выработкой 1 (рисунок 4.6 – 4.7).

Как свидетельствует практический опыт решения аналогичных задач на шахте «Распадская» на данном участке необходимо устанавливать крепи усиления, в качестве которых может быть использована как рамная крепь, так и анкеры глубокого заложения. Работы по установке крепей усиления необходимо производить с опережением забоя лавы на расстояние не меньше ширины зоны опорного давления, формирующегося впереди очистного забоя.

Промышленному внедрению технологий, представленных на рисунках 4.7-4.8, должна предшествовать опытно-промышленная проверка принимаемой ширины целиков и паспортов крепления сопряжения лавы с повторно используемыми выработками.

Технологии, основанные на гидроразрыве целиков и гидровывыве угля из целиков (рисунок 4.1 – 4.5), могут быть использованы как на газовых, так и на не газовых шахтах, а также при отработке пластов угля, склонного к самовозгоранию. Поскольку данные способы применяются на отработанных участках шахтных полей их целесообразно комбинировать с мероприятиями по извлечению метана из выработанного пространства. Для извлечения метана могут быть использованы скважины, предназначенные для гидроразрыва целиков и гидровывыва угля из целиков. В каждом конкретном случае выбор той или иной предлагаемой технологии определяется конкретным сочетанием геологических и горнотехнических факторов, основными из которых являются: мощность пласта, глубина ведения горных работ и природная газонасыщенность пласта.

5.1 Методика расчета экономической эффективности при внедрении разработанных технологий

Расчет экономической эффективности рекомендуемых технологий выполнена в соответствии с «Отраслевой инструкцией определения экономической эффективности капитальных вложений в угольной промышленности [65]. В качестве критериев экономической эффективности применения рекомендуемых технологий использованы следующие критерии оценки эффективности инвестиций [65, 80]: чистый дисконтированный доход (ЧДД), индекс доходности (ИД), срок окупаемости инвестиций ($T_{ок}$).

Расчет чистого дисконтированного дохода [65, 80], получаемого при реализации рекомендуемых технологий, производится по формуле 5.1:

$$\text{ЧДД} = \sum_{k=1}^n \frac{\text{ЧП}_k + A_k}{(1+r)^{k-1}} - K, \quad (5.1)$$

где n – срок реализации проекта, годы;

ЧП_k – чистая прибыль, связанная с отработкой дополнительных запасов в k -ом году, руб.; r – ставка дисконтирования, 0,15; A_k – амортизация оборудования, приобретенного для реализации проекта в k -ом году, руб.; K – дополнительные затраты на реализацию проекта, руб.

Чистая прибыль от внедрения рекомендуемых технологий в k -ом году, рассчитывается по формуле 5.2:

$$\text{ЧП}_k = Z_{прk} \left(\text{Ц} - c - \frac{\Delta C_k}{Z_{промk}} \right) (1 - H), \quad (5.2)$$

где $Z_{прk}$ – дополнительные промышленные запасы, обрабатываемые при внедрении новой технологии в k -ом году, т; Ц – цена реализации готовой продукции, руб./т; c – себестоимость единицы готовой продукции, руб./т; ΔC_k – увеличение стоимости реализуемой в k -ом году продукции за счет появления новых статей: оплата труда рабочих, занятых в проведении мероприятий по

разгрузке краевой части угольного пласта; амортизация оборудования, руб; $Z_{промk}$ – промышленные запасы, добываемые в k -ом году, т; H – ставка налога на прибыль.

Промышленные запасы, добываемые в k -ом году, рассчитываются по формуле 5.3:

$$Z_{промk} = 300 \cdot A_{сут}, \quad (5.3)$$

где 300 – число дней в году по добыче угля; «Расчет индекса доходности $ИД$ и срока окупаемости $T_{ок}$ инвестиций производится [65, 80] по формулам 5.4 и 5.5 соответственно»:

$$ИД = \frac{\sum_{k=1}^n \frac{ЧП_k + A_k}{(1+r)^{k-1}}}{K} \quad (5.4)$$

$$T_{ок} = \frac{I}{\Delta Д}, \quad (5.5)$$

где I – размер инвестиций, руб.; $\Delta Д$ – прирост чистого дохода в k -ом году, руб.

5.2 Результаты расчета экономической эффективности при внедрении разработанных технологий

5.2.1 Оценка экономической эффективности рекомендуемой технологии с частичной отработкой межучастковых целиков на одной линии с лавой

При оценке экономического эффекта от использования рекомендуемой технологии с частичной отработкой межучастковых целиков на одной линией с лавой в качестве альтернативного варианта принята широко применяемая на шахтах Кузбасса система разработки длинными столбами, с подготовкой столбов сдвоенными штреками и оставлением в выработанном пространстве не разрушаемых горным давлением целиков угля.

Сопоставление рекомендуемых (рисунок 4.6, рисунок 4.7) и базовой (рисунок 1.4.) технологий приведено в таблице 5.1. Указанные в таблице 5.1

величины затрат при использовании сравниваемых технологий приведены к затратам, связанным с отработкой одного выемочного участка.

В качестве базового объекта приняты сближенные пласты 51 и 52 в условиях шахты им. В.Д. Ялевского.

Таблица 5.1 – Сравнение рекомендуемых (рисунок 4.6, рисунок 4.7) и базовой (рисунок 1.4.) технологий отработки надрабатывающих пластов

| Технико-экономические показатели | Базовая (рисунок 1.4.) технологии отработки надрабатывающих пластов | Рекомендуемая технология отработки надрабатывающих пластов с полной отработкой целика (рисунок 4.6) | Рекомендуемая технология отработки надрабатывающих пластов с частичной отработкой целика (рисунок 4.7) |
|--|---|---|--|
| 1 | 2 | 3 | 4 |
| Глубина горных работ, м | 300 | 300 | 300 |
| Мощность угольного пласта, м | 4 | 4 | 4 |
| Длина выемочного столба, м | 4000 | 4000 | 4000 |
| Длина лавы, м | 300 | 300 | 300 |
| Ширина межучасткового целика, м | 30-40 | 35-40 | 35-40 |
| Время отработки выемочного столба, мес. | 12 | 12 | 12 |
| Удароопасность надработанного пласта | Повышенная в зонах ПГД | Не опасен | Не опасен |
| Число выработок, проходимых для подготовки столба, шт. | 2 | 3 | 3 |
| Нагрузка на лаву, т/сут. | 20 000 | 20 000 | 20 000 |
| Эксплуатационные потери угля в целике: | | | |
| - %, | 14 | 0 | 2 |
| - тонн | 830 000 | 0 | 96 000 |

| 1 | 2 | 3 | 4 |
|---|-----|-----|-----|
| Экономический ущерб от потерь угля в целиках, млн. руб/т | 166 | 0 | 19 |
| Затраты на проходку участковых выработок, млн. руб. | 400 | 600 | 600 |
| Общая стоимость мероприятий по предотвращению горных ударов в надроботанном пласте в зонах ПГД, млн. руб. | 48 | 0 | 0 |
| Затраты на поддержание подготовительных выработок надроботанного, млн. руб. | 240 | 84 | 84 |
| Суммарные учтенные затраты, связанные с отработкой одного выемочного участка, млн. руб | 854 | 684 | 703 |

При выполнении расчетов приняты следующие усредненные стоимостные параметры: стоимость поддержание подготовительных выработок надроботанного пласта в зонах ПГД - 30 000 руб/п. м. в год; затраты на поддержание подготовительных выработок надроботанного пласта вне зон ПГД - 7 000 руб/п.м. в год; стоимость мероприятий по предотвращению горных ударов – 6000 руб/м; затраты на проходку участковых выработок, закрепленных анкерной крепью - 50 000руб/м.

Как следует из табл. 5.1, использование разработанных технологий отработки надрабатывающих пластов в условиях шахт Кузбасса позволяет получить следующий годовой экономический эффект:

- 170 млн. руб. при внедрении рекомендуемой технологии отработки надрабатывающих пластов с полной отработкой межучасткового целика (рисунок 4.6);

- 151 млн. руб. при внедрении рекомендуемой технологии выемки надрабатывающих пластов с частичной отработкой межучасткового целика (рисунок 4.7)

5.2.2 Оценка экономической эффективности рекомендуемой технологии разгрузки целиков с использованием бурошнековой выемки угля из целиков

При реализации разработанных технологий, представленных на рисунке 4.8, 4.9 и 4.14 рекомендуется использовать бурошнековые установки серии «RHINO». В состав данного оборудования входят буровая установка серии «RHINO» и скребковый конвейер «СР-40».

Результаты оценки чистой прибыли при применении БШУ за счет дополнительных объемов добычи показаны в таблице 5.2.

Таблица 5.2. – Результаты оценки чистой прибыли при применении БШУ за счет дополнительных объемов добычи

| Показатель | Условное обозначение | Рекомендуемые технологии |
|---|----------------------|--------------------------|
| Затраты на бурение разгрузочных скважин, млн. руб. | $C_{бур}$ | 200-309 |
| Амортизация оборудования, | $A_{об}$ | 65-76 |
| Дополнительные объемы добычи, тыс. т в год | $Z_{нр1}$ | 5922 - 36 459 т. |
| Чистая прибыль за счет дополнительных объемов добычи, млн. руб. / год | $ЧП_1$ | Отрицательные значения |

Согласно результатам расчета, инвестирование 400-509 млн. руб. на реализацию рекомендуемых технологий не приведет к получению чистой прибыли за счет дополнительных объемов добычи, получаемых при бурении скважин.

Положительный эффект от применения рекомендуемых технологий (рисунок 4.8, 4.9 и 4.14) достигается за счет повышения безопасности подготовительных и очистных работ при выемке надрабатываемых пластов под межучастковыми целиками, оставленными в выработанном пространстве надрабатывающего пласта. Положительный экономический эффект (до 240 млн. руб в год и более) связан с уменьшением затрат на поддержание подготовительных выработок надработанного пласта.

Кроме того, использование разработанных технологий позволяет исключить необходимость выборочной отработки сближенных пластов, что способствует снижению потерь балансовых запасов угля.

Выводы по главе 5

1. К числу наиболее экономически эффективных и перспективных технологий разгрузки целиков от повышенных напряжений для использования на шахтах Кузбасса относятся технологии, реализуемые в период выемки надрабатывающего пласта. При этом наибольший эффект достигается при использовании разработанных технологий с частичной или полной выемкой межучасткового целика на одной линии с очистным забоем.

2. Разработанный вариант с частичной выемкой межучасткового целика на одной линии с очистным забоем рекомендуется для использования в условиях шахт Кузбасса при отработке пластов угля, склонного к самовозгоранию.

3. Технологии, основанные на гидроразрыве целиков и гидровывыве угля из целиков, рекомендуются для использования в ситуациях, когда горные работы в надрабатывающем пласте завершены.

4. При внедрении рекомендуемых технологий отработки надрабатывающих пластов ожидаемый годовой экономический эффект составляет: 170 млн. руб. при полной выемке целика, 151 млн. руб. при частичной отработке межучасткового целика.

5. Экономический эффект при использовании технологий с частичной и полной выемкой межучастковых целиков достигается за счет снижения: эксплуатационных потерь угля в целике, стоимости мероприятий по предотвращению горных ударов, затрат на поддержание подготовительных выработок надрабатываемого пласта в зонах ПГД.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации на основе выполненных экспериментальных и теоретических исследований разработаны способы снижения отрицательного влияния межучастковых целиков, оставляемых в выработанном пространстве при использовании систем разработки длинными столбами с подготовкой выемочных столбов сдвоенными выработками, на ведение горных работ в нижерасположенных сближенных пластах.

Основные выводы по результатам выполненных исследований заключаются в следующем:

1. При отработке свит сближенных пластов с применением систем разработки длинными столбами, основной причиной снижения эффективности работы шахт при выемке надработанных пластов являются целики угля, оставленные в выработанном пространстве надрабатывающих пластов.

2. Целики угля, оставленные в выработанном пространстве, формируют в нижерасположенном породном массиве области с повышенными напряжениями, оказывающими существенное отрицательное влияние на состояние подготовительных выработок, проявления горного давления в лавах, степень опасности надработанных пластов по горным ударам и внезапным выбросам в течение практически неограниченного времени. Напряжения в зонах ПГД могут в несколько раз превышать естественный уровень напряжений для исследуемой глубины работ.

3. Актуальность выполненной работы, практическая значимость и перспективы использования полученных результатов predeterminedены

следующими факторами:

- в настоящее время не менее 93% выемочных участков на российских угольных шахтах отрабатывают с использованием вариантов систем разработки длинными очистными забоями, при которых в выработанном пространстве оставляют целики угля;

- размеры зон повышенных напряжений в надработанных пластах в ряде случаев могут достигать 30% от площади шахтного поля;

- в ближайшие годы не менее 80 % перспективных шахт компании ОАО «СУЭК» перейдут на выемку надработанных пластов с осложнениями в виде зон ПГД;

- на шахтах Кузбасса в ситуациях, опасных по газодинамическим явлениям, в настоящее время работают около 80 % выемочных участков. При наличии в выработанном пространстве верхнего пласта целиков невозможно применять региональный способ предотвращения горных ударов и внезапных выбросов при отработке надработанных пластов.

4. При решении вопроса об экономической целесообразности использования разработанных технологий разгрузки целиков от повышенных напряжений необходимо учитывать существенный рост издержек производства, потерь угля, а также снижение безопасности горных работ после перехода на выемку нижерасположенных сближенных пластов, обусловленные негативным влиянием целиков угля, расположенных в выработанном пространстве надрабатываемого пласта.

5. Снижение отрицательного влияния межучастковых целиков, оставленных в выработанном пространстве, на ведение горных работ по надрабатываемому пласту достигается при искусственном увеличении податливости целиков до величин, обеспечивающих передачу опасных нагрузок со стороны пород кровли, зависающих в выработанном пространстве, на обрушившиеся породы. Повышение податливости целиков на 0,5m позволяет снизить максимальные напряжения в области ПГД по пласту № 50 (шахта им. В.Д. Ялевского) не менее чем на 44%.

6. К числу наиболее прогрессивных и безопасных технологий разгрузки целиков от повышенных напряжений относятся: в период ведения очистных работ в надрабатываемом пласте – технологии, включающие частичную бурошнековую выемку угля из целиков; после завершения очистных работ в надрабатываемом пласте - технологии, основанные на гидроразрыве целика через скважины, пробуренные с поверхности.

7. Использование рекомендуемой технологии с частичной выемкой межучастковых целиков одновременно с ведением очистных работ в лаве позволяет практически полностью исключить формирование зон ПГД в надрабатываемом пласте и снизить эксплуатационные потери в целиках не менее чем на 60-75 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Альперович В.Я. Прогноз склонности углей к самовозгоранию по данным их испытаний в хроматографическом режиме / В.А. Альперович, Г.И. Чунту, П.С. Пашковский // Горноспасательное дело: сб. ст. - Донецк, 1973. - С. 17-23.
2. Аренс В.Ж. Сквжинная гидродобыча угля: учебное пособие / В.Ж. Аренс, О.С Брюховецкий, Г.Х. Хчаян. - М.: РАЕН (Горно-металлургическая секция) МГРА, 1995. -139 с.
3. Аренс В.Ж. Сквжинная гидродобыча твердых полезных ископаемых / В.Ж. Аренс, Б.В. Исмагилов, Д.Н. Шпак. –М.: Недра, 1980. -229 с.
4. Бажин Н.П. Охрана надрабатываемых подготовительных выработок // Н.П. Бажин, О.И. Мельников, В.С. Пиховкин, В.В. Райский. - М.: Недра. - 1978. - 253 с.
5. Бажин Н.П. Охрана и поддержание подготовительных выработок в условиях повышенного горного давления / Н.П. Бажин. - М.: ЦНИЭИуголь, 1991. - 67 с.
6. Бажин Н.П. Оценка степени влияния надработки на подготовительные выработки. В кн.: Проблемы механики горных пород / Н.П. Бажин. - Новосибирск: Наука, 1971, С.488-499.
7. Бажин Н.П. Обмен опытом по бесцеликовой выемке мощных пожароопасных высокогазоносных пластов / Н.П. Бажин. - М.: ЦНИЭИуголь, 1977. - 60 с.
8. Бажин Н.П. Расположение подготовительных выработок при надработке / Н.П. Бажин. // Уголь - 1962. - № 11. - С. 24-26.
9. Баймухаметов С.К. Совершенствование подготовки и отработки свиты мощных газоносных, склонных к самовозгоранию угольных пластов Карагандинского бассейна. Обзорная информация / С.К. Баймухаметов. М.- ЦНИЭИуголь, 1990. -42 с.

10. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов / И.В. Баклашов. М.: Недра, 1988, 271 с.

11. Барановский В.И. Перераспределение горного давления в надрабатываемой толще пород и влияние этого фактора на выбор рационального порядка отработки пластов. Научная и техническая информация / В.И. Барановский. № 10. - ЦИТИ. - Углетехиздат. - 1958. - 60 с.

12. Белов В. А. Прогноз состояния и поддержание подготовительных выработок в зонах влияния целиков и краевых частей угольных пластов: автореферат диссертации кандидата технических наук / В. А. Белов. Екатеринбург н/д, 2006. - 20 с.

13. Извлечение запасов угля из охранных целиков / Е.В. Беляев // Охрана окружающей среды при подземной разработке угольных месторождений. – М.: Наука, 1995 – С. 128-131.

14. Бенявски З. Управление горным давлением. / З. Бенявски. – М.: Мир, 1990. – 254 с.

15. Бич Л.А., Золотых С.С., Шванкин М.В. Разработка мощных пологих пластов, подверженных горным ударам / Л.А. Бич, С.С. Золотых, М.В. Шванкин. Москва. Недра, 1994, с. 169.

16. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов / А. А. Борисов. М.: Недра, 1980, 360 с.

17. Бублик Ф.П. Выбор рациональных способов управления горным давлением: Экспресс-информ. / Ф.П. Бублик. // М-во угольной пром-сти, ЦНИИ экон. и научно- техн. информ. угольной пром-сти. - М.: ЦНИЭИуголь, 1977. - 40 с.

18. Буденный М.М. Бурошнековая добыча угля на шахтах Украины / М.М. Буденный, Н.В. Чижиков, А.И. Солдатов, А.Н. Малакей, М.В. Репетенко. // Горные машины и автоматика. 2003, №10. С.2-4.

19. Виноградов Е. А. Обоснование технологических схем интенсивной отработки пологих газоносных угольных пластов: автореф. дис. канд. тех. наук: 25.00.22. / Виноградов Евгений Александрович. - СПб., 2016. – 20 с.

20. Воскобоев Ф.Н. Способы активного управления геомеханическим состоянием массива горных пород при подземной разработке угольных месторождений России / Ф.Н. Воскобоев, В.М. Бучатский, Г.М. Гусельников, А.В. Джигрин, Ю.А. Семенов, В.А. Звездкин, С.Е. Трусков. Типография г. Березовский, Кемеровская обл., 2003. 305 с.

21. Временные указания по выбору оптимальных способов охраны подготовительных выработок без целиков. Л., ВНИМИ. 1974. 59 с.

22. Глушихин Ф.П. Моделирование в геомеханике / Ф.П. Глушихин, Г.Н. Кузнецов, М.Ф. Шклярский и др. М.: Недра, 1991, 240 с.

23. Громов Ю.В. Разработка мощных пологих пластов без оставления целиков угля / Ю.В. Громов, Н.Ф. Самойлов. // Уголь. 1978. - №7. - С.30-34

24. Гусев Ю.А. Допустимые эксплуатационные потери угля при бурошнековой выемке / Ю.А. Гусев, Н.И. Смачной, В.И. Мезников, А.Ю. Блакберн. // Добыча угля подземным способом. – 1978, №1. С.12-13.

25. Давыдович И.Л. Горное давление в подготовительных выработках угольных шахт. / И.Л. Давыдович, Н.П. Бажин, Ю.П. Коренной и др. М.: Недра, - 1974. - 215 с.

26. Ермаков А.Ю. Исследования взаимного влияния очистных работ при одновременной отработке выемочных столбов пластов Байкаимский и Бреевский на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс»/ А.Ю. Ермаков, О.В. Ванякин// Энергетическая безопасность России: новые подходы к развитию угольной промышленности: Сборник трудов XVI международной научно-практической конференции 7-10 октября 2014. - Кемерово, 2014, С. 109-111.

27. Западинский Л.А. Отработка запасов угля из целиков в Кузбассе / Л.А. Западинский, А.С. Ягунов, В.В. Бирюков // Уголь, 1988. №6. С.26-27.

28. Зборщик М.П. Охрана штреков при разработке пластов на больших глубинах. / М.П. Зборщик, В.Д. Дорохов, А.С. Братишко // Уголь Украины, 1966. № 3, С.13-14.

29. Зубов В.П. Зоны повышенных смещений при неполной надработке подготовительных выработок. Технология добычи угля подземным способом - М.: ДНИЭИ // Уголь – № 7, – 1974. – С.25-26.

30. Зубов В.П. Методические рекомендации по предотвращению вывалов пород из кровли в лавах, обрабатываемых на больших глубинах в условиях шахт Восточного района Донбасса (утверждены Минуглепромом СССР) / В.П. Зубов, С.Г. Андрушкевич, А.А. Иванов, К.Н. Лазченко. г. Шахты, – 1986. – 57 с.

31. Зубов В.П. Динамика напряженно-деформированного состояния пород междупластья при работе лав под целиками. / В.П. Зубов // Новые исследования в горном деле, вып. № 7. ЛГИ, – 1974. – С. 27–32.

32. Зубов В.П. Особенности деформирования подготовительных горных выработок в зонах влияния целиков. / В.П. Зубов // Сб.: Новые исследования в горном деле вып. № 1, ЛГИ, – 1974. - С.52 -57.

33. Зубов В.П. Влияние неполной надработки на устойчивость работы очистных забоев / В.П. Зубов // Сб.: Новые исследования в горном деле. вып. №6, ЛГИ, – 1973. – С.33-38.

34. Зубов В. П. Состояние и направление совершенствования систем разработки угольных пластов на перспективных угольных шахтах Кузбасса // Записки горного института. – 2017. Т. 225. – С. 292-297.

35. Зубов В. П. Задачник по подземной разработке пластовых месторождений полезных ископаемых / В.П. Зубов, А.В. Васильев, К.Г. Синопальников. Санкт-Петербург. 2017. С. 148-152.

36. 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 (научно-технический журнал). Mining Information and analytical bulletin (Scientific and technical journal). – 2014. -№4. – С. 356-360.

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. М.: Углетехиздат, – 1953. – №10. – С.51-56.

38. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам РД 05-328-99, 1999. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <https://meganorm.ru/Index2/1/4293811/4293811978.htm>

39. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа РД 05-350-00, 2000. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <https://meganorm.ru/Index2/1/4293811/4293811938.htm>

40. Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в шахтах Кузбасса, ФГУП РосНИИГД и др. Кемерово, 2007. 77 с.

41. Казанин О.И. Интенсивная отработка высокогазоносных угольных пластов на больших глубинах / О.И. Казанин, Г.Д. Задавин. - СПб.: Международная академия наук экологии, безопасности человека и природы (МАНЭБ), 2007. - 240 с.

42. Казанин О.И. Обоснование параметров подготовки выемочных участков при отработке свит пластов длинными забоями / О.И. Казанин, А.А. Сидоренко, А.Ю. Ермаков, О.В. Ванякин // ГИАБ. Отдельная статья (специальный выпуск). - 2014. - №10. - М.: изд. Горная книга. - 12 с.

43. Казанин О.И. Оценка влияния зон повышенного горного давления на эффективность отработки угольных пластов на шахте им. Кирова ОАО «СУЭК-Кузбасс / О.И. Казанин, А.Ю. Ермаков, О.В. Ванякин // М.: МГГУ, ГИАБ №4, 2014, С. 18-22.

44. Казанин О.И. О проектировании технологических схем подготовки и отработки выемочных участков угольных пластов / О.И. Казанин, В.В. Козулин, М.В. Барабаш // Уголь. - 2010. - №6. - С. 24-29.

45. Калимов Ю.И. Совершенствование бесцеликовой технологии выемки угля / Ю.И. Калимов, В.Н. Левчук // Уголь. 1981. - 37. - С. 20-24.

46. Климов В.Г. Отработка целиков угля на шахтах «Ленинскуголь» ОАО УК «Кузбассуголь» / В.Г. Климов, Ю.Д. Гораев, Л.М. Коновалов, А.В. Ремезов – М.: Уголь, №6. - С.25-27.

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

48. Колоколов О.В. Эффективная технология разработки весьма сближенных пластов в Западном Донбассе / О.В Колоколов, Н.А/ Лубенец. // Горный информационно аналитический бюллетень №4, 1997, С.168-171.

49. Комиссаров М.А., Юдин И.М. Проявление горного давления в штреках при частичной выемке пласта / М.А. Комиссаров, И.М. Юдин. // Технология добычи угля подземным способом. – 1978, №3, С.10-14.

50. Коршунов, Г. И. Многоштрековая подготовка угольных пластов / Г.И. Коршунов, А. К. Логинов, В. М. Шик. - Санкт-Петербург: Наука, 2007. - 251 с.

51. Красильников Б.В. Разработка весьма сближенных пластов на шахтах Кузбасса / Б.В, Красильников, П.В. Егоров, СИ. Калинин, В.Н. Замышляев. // Новокузнецк, 1992. 190 с.

52. Кузнецов Г.Н., Будько М.Н., Филиппова А.А. и др. Изучение проявлений горного давления на моделях / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Будько, А.А. Филиппова и др. М.: Углетехиздат, 1959. - 317 с.

53. Кузнецов С.Т., Сычев В.В. Прогноз влияния целиков и краевых частей на состояние кровли в очистных забоях надработанных и подработанных пластов / С.Т. Кузнецов, В.В. Сычев // Механика горн. пород и горное давление. - Л., ВНИМИ.1981. С.3-7.

54. Лаврухина Л.Я. Опыт и пути повышения эффективности разработки мощных пологих и наклонных пластов / Л.Я. Лаврухина, Л.Н. Гапанович, Р.Е. Левинтант; М.: ЦНИЭИ-уголь, 1986. - 42 с.

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

56. Левкович П.Е. Бурошнековая выемка угля / П.Е. Левкович, В.И. Мезников, Г.В. Дьяченко, Д.А. Королев // – К.: Техніка, 1982. – 175 с.
57. Лурий В.Г. Новый способ охраны и поддержания выработок при бесцеликовой технологии / В.Г. Лурий, Ю.Г. Романов, К.Д. Лукин // Уголь. 1989. №10. С. 20 - 21.
58. Малухин Н. Г. Исследование параметров подъема пульпы и их влияние на эффективность скважинной гидродобычи. дис. канд. техн. Наук 05.15.11. / Малухин Николай Григорьевич, - М.: МГРИ, 1979. 183 с.
59. Меликидзе К.А. Техничко-экономическая эффективность разработки угольных охранных целиков различного назначения на шахтах Ткварчельского месторождения / К.А. Меликидзе // Рациональное использование недр Грузии. – Тбилиси: Мецниереба. – 1982. С.40-46.
60. Мельник В. В. Разработка технологических решений скважинной гидравлической добычи угля. дис. д-ра техн. наук. 25.00.22 / Владимир Васильевич Мельник. Москва, 2005. – 554 с.
61. Михеев О.В. Технология разработки угольных месторождений через скважины с поверхности / О.В. Михеев, В.В. Мельник, В.А. Дмитриев // Научно-технические разработки МГГУ, АО УК «Кузнецкуголь» и института «ВНИИгидроуголь» - М.: МГГУ, 1994. - С.100-106.
62. Молчанов В.Б. Анализ и перспективы развития бурошнековой техники / В.Б. Молчанов, Н.А. Марков // Уголь Украины. – 1996. №1. – С.12-15.
63. Механика горных пород. Моделирование разрушений / А.Г. Оловянный – СПб.: ООО «Издательско-полиграфическая компания «КОСТА», 2012. – 280 с.
64. Оловянный А. Г. Некоторые задачи механики массивов горных пород / А.Г. Оловянный - СПб: Межотраслевой научный центр ВНИМИ, 2003. - 234 с.
65. Отраслевая инструкция по определению экономической эффективности капитальных вложений в угольной промышленности. М.: ЦНИЭИуголь, 1986 г. 73 с.
66. Патент РФ №2018104760, 13.11.2018. Способ разработки сближенных пластов угля // Патент РФ № 2672296. 2018. / В. П. Зубов, А. В. Никифоров, А.С. Федоров, В.В. Пачгин, Д.С. Бостанджиев.

67. Певзнер М.Е. Геомеханика / М.Е. Певзнер, М.А. Иофис, В.Н. Попов. – М.: Изд-во МГГУ, 2005. – 438 с.

68. Петухов И.М. Расчет смещений пород в пластовых подготовительных выработках под влиянием временного опорного давления. / И.М. Петухов, В.И. Дорошенко // Горный журнал. Известия вузов, 1973, № 5, С.40-45.

69. Петухов И.М. Защитные пласты / И.М. Петухов, А.М. Линьков, И.А. Фельдман и др. Л.: Недра, 1972. - 424с.

70. Пономарев В.П. Основные принципы создания технологии подземной гидродобычи угля с поверхности. Научные основы создания высокопроизводительных комплексно-механизированных и автоматизированных шахт / В.П. Пономарев // Науч. тр. МГИ. – М.: МГИ, 1978, вып 12. - С.55-56.

71. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. 1974 г. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <https://files.stroyinf.ru/Index2/1/4293757/4293757952.htm>

72. Приказ Ростехнадзора от 02.12.2013 N 576 (зарегистрирован Минюстом России 04.04.2014, рег. N 31822). [Электронный ресурс]. Режим доступа: <https://ppt.ru/docs/prikaz/rostekhnadzor/n-576-12624>

73. Приказ Ростехнадзора от 16.12.2015 N 517 Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности. Инструкция по предупреждению эндогенных пожаров и безопасному ведению горных работ на склонных к самовозгоранию пластах угля (Зарегистрировано в Минюсте России 18.01.2016 N 40602) (в редакции от 16.12.2015). [Электронный ресурс]. Режим доступа: <https://ppt.ru/docs/prikaz/rostekhnadzor/n-517-30043>

74. Прокофьев В. П., Заика К. П. Рациональные способы разработки сближенных пластов. / В. П. Прокофьев, К. П. Заика – М.: Углетехиздат, 1959. 105 с.

75. Проскуряков Н.М. Управление состоянием массива горных пород: Учебник для вузов. / Н.М. Проскуряков – М.: Недра, 1991 – 368 с.

76. Ремезов А.В. Анкерное крепление на шахтах Кузбасса и дальнейшее его развитие: учебное пособие / А.В. Ремезов, В.Г. Харитонов, В.П. Мазикин, и др. - Кемерово: Кузбассвуиздат, 2005. - 471 с.

77. Ремезов А.В. Анкерное крепление нового качества / А.В. Ремезов // Сборник научных трудов №10 / Ассоциация "Кузбассуглетехнология". - Кемерово, 1996. - С. 15-20.

78. Ремезов А.В. Направления совершенствования крепи подготовительных выработок на шахтах Ленинского рудника / А.В. Ремезов, В.П. Зубарев, В.Г. Харитонов, Н. Г. Чеботарев // Проблемы безопасности и совершенствования горных работ (Мельниковские чтения): Тезисы докладов международной конференции. — М. - СПб, 1999.-С.185-186.

79. Ремезов А.В. Совершенствование способов и средств крепления сопряжений очистных забоев с примыкающими выработками / А.В. Ремезов, В.Г. Харитонов, А.И. Жаров и др. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2003. — 167с.

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

81. Розенбаум М.А. Отработка угольных целиков механизированными комплексами / М.А. Розенбаум и др. – Колыма. 1991. №4. С. 12-14.

82. Розенбаум М.А. Новые возможности исследования геомеханических процессов на моделях из эквивалентных материалов/ М.А Розенбаум, С.В Кузьмин, С.А. Антонюк // Майнинг Репорт Глюкауф. – 2014. –декабрь № 4. – С. 31-33.

83. Розенбаум М.А. Моделирование геомеханических процессов на моделях из эквивалентных материалов / М.А Розенбаум, С.В. Кузьмин, С.А. Антонюк, До Куанг Туан // Журнал горной промышленности. –Вьетнам. –2015. –№1. –С.53 –56.

84. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике / Л.И. Седов – М.: Наука, 1987. 432 с.

85. Слесарев В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения./ В.Д. Слесарев – М.: Углетехиздат Западугля, 1948. – 196 с.
86. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности за 2013 год / И.Г. Таразанов // Уголь. - 2014. - №3. - С. 53-66.
87. Трофимов М. С. Проектирование гидравлического разрыва пласта на скважинах Южно-Тарасовского месторождения. / М. С. Трофимов, Н. Р. Яркеева //Разработка нефтяных и газовых месторождений. 2016, т. 14, №4. С. 58-63.
88. Указания по управлению горным давлением в очистных забоях под (над) целиками и краевыми частями при разработке свиты угольных пластов мощностью до 3,5 м с углом падения до 35⁰. Л., 1984. 62 с. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <https://meganorm.ru/Index2/1/4293738/4293738218.htm>
89. Федаш А.В. Обоснование параметров скважинной гидравлической технологии угледобычи. –дис. канд. техн. наук. 05.15.02. / Федаш Анатолий Владимирович -М: МГГУ, 2000. -190 с.
90. Федоров А.С. Аналитические исследования эрлифтного подъёма пульпы при скважинной гидравлической технологии добычи угля / В.В. Мельник, А.С. Федоров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №7. – С. 368-377.
91. Федоров А.С. Обоснование прогрессивных решений по эффективному применению безлюдной технологии скважинной гидродобычи угля / В.В. Мельник, А.С. Федоров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №7. – С. 10-22.
92. Федоров А.С. Повышение эффективности разработки свит сближенных пластов на перспективных шахтах Кузбасса / В.П. Зубов, А.С. Федоров, Д.С. Бостанджиев // Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке. Том 2 // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – №4. (специальный выпуск 5-2). – С. 42–49.
93. Федоров А.С. Рациональное планирование горных работ при отработке свит удароопасных сближенных пластов / А.С. Федоров, Д.С. Бостанджиев // Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование: Тезисы докладов

Международной научно-практической конференции / Санкт-Петербургский горный университет. СПб. - 2017. -С. 43-44.

94. Федоров А.С. Снижение отрицательного влияния целиков при отработке свит сближенных пластов / А.С. Федоров, Д.С. Бостанджиев // Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование: Тезисы докладов Международной научно-практической конференции / Санкт-Петербургский горный университет. СПб. - 2017. -С. 42-43.

95. Федоров А.С. Системы разработки пластов на «шахтах-лавах»: достоинства, недостатки, направления совершенствования / В.П. Зубов, А.С. Федоров // Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке. Том 2 // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2019. - №4. (специальный выпуск 7). - С. 272-277.

96. Федоров А.С. Способ разгрузки целиков, оставленных в выработанном пространстве сближенных пластов / Д.С. Бостанджиев, А.С. Федоров // Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке. Том 2 // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2019. - №4. (специальный выпуск 7). - С. 316-323.

97. Федоров А. С. Перспективы использования моделей из эквивалентных материалов для изучения геомеханических процессов при подземной разработке твердых полезных ископаемых / Б.Ю. Зуев, В.П. Зубов, А.С. Федоров // Евразия майнинг. – 2019. – №1. – С. 8-12.

98. Фрянов В.Н. Управление состоянием массива горных пород при интенсивной отработке выемочных полей и участков шахт / В.Н. Фрянов // Уголь. 2000. №4. С.23-24.

99. Худин Ю.Л. Некоторые результаты применения на шахтах России технологических схем высокопроизводительной отработки угольных пластов / Ю.Л. Худин // Уголь. 2004. №10. С.9-15.

100. Черняев В.И. Рациональное ведение горных работ при выемке свит угольных пластов: ЦНИЭИУголь. / В.И. Черняев – М., - 1980. - 29 с

101. Черняев В.И. Прогноз напряженно-деформированного состояния массива пород вокруг очистной выработки для борьбы с внезапными выбросами. В кн.: разработка месторождений полезных ископаемых. / В.И. Черняев - Киев: Техника, -1979, №53. С. 63-71.

102. Шаклеин С.В. Нетрадиционные технологии добычи угля – основа интенсивного освоения минерально-сырьевой базы Кузбасса / С.В. Шаклеин //Журнал "Горная Промышленность" №4 (92) 2010, стр.22.

103. Штумпф Г.Г., Егоров П.В., Петров А.И., Красильников Б.В. Горное давление в подготовительных выработках угольных шахт / Г.Г. Штумпф, П.В. Егоров, А.И. Петров, Б.В. Красильников – М.: Недра, 1996, 352 с.

104. Якоби О. Практика управления горным давлением. Перевод с немецкого языка. / О. Якоби - М.: Недра, 1987. - 566 с.

105. Яковлев Н.Е. Геомеханическое обоснование технологических решений по снижению потерь в целиках / Н.Е. Яковлев // Геомеханическое обоснование технологических решений при разработке руд подземным способом, сб. науч.тр. под ред. Курленя М.В. - Новосибирск. - 1984. С.77-83.

106. FLAC. Explicit Continuum Modeling of Non-Linear Material Behavior in 2D / ITASCA Consulting Group, Inc. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <https://www.itascacg.com/software/flac>

107. Richard Brummer. FLAC and numerical modeling in geomechanics: proceedings of the third International FLAC Symposium, 21-24 October 2003, Sudbury, Ontario, Canada / – Lisse ; Exton, PA : Balkema, 2003. – 343 pp.

108. S. Fiscor The Landscape for U.S. Longwalls Changes. - Coal Age, 2014, №2, P. 26-32.