Филиал федерального государственного бюджетного образовательного учреждения высшего образования «Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева» в городе Прокопьевске

Акционерное общество «СУЭК-Кузбасс»

На правах рукописи

ЮТЯЕВ Евгений Петрович

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИНТЕНСИВНОЙ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ВЫСОКОГАЗОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Специальность 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная)

Специальность 25.00.20 - Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика

Диссертация

на соискание ученой степени доктора технических наук

Научный консультант:

доктор технических наук,

профессор О.И. Казанин

Кемерово – 2018

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 6

Глава 1. Современные вызовы и перспективы развития технологии подземной угледобычи и разработки газоносных угольных пластов 16

1.1. Современное состояние и перспективы развития мировой угольной отрасли 16

1.2. Состояние и перспективы развития технологий подземной угледобычи ... 22

1.3. Обзор опыта интенсивной отработки пологих газоносных угольных пластов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» 28

1.4. Анализ методов прогноза состояния массива и геомеханического обеспечения подземной разработки угольных месторождений 41

1.5. Анализ методов прогноза метанообильности и способов управления газовыделением на выемочных участках 61

1.6. Выводы по главе 73

Глава 2. Выделение геодинамически опасных зон при интенсивной отработке пологих угольных пластов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» 76

2.1. Общие положения 76

2.2. Геодинамическое районирование 81

2.3. Трехмерное структурно-геологическое моделирование шахтных полей 98

2.4. Гидрогеологическая модель шахтного поля 105

2.5. Структурно-геологическая 3D модель шахтного поля 113

2.6. Геодинамическая модель шахтного поля 118

2.7. Выделение тектонически разгруженных и нагруженных зон и прогноз геодинамической и геомеханической ситуации 128

2.8. Выделение зон риска на планах горных работ и разработка рекомендаций по обеспечению геодинамической безопасности 151

2.9. Выводы по главе 163

Глава 3. Обоснование параметров технологических схем подготовки выемочных участков пологих газоносных пластов 165

3.1. Общие положения 165

3.2. Определение рациональной длины лавы 172
3.3. Лабораторные исследования влияния параметров укрепления межлавных целиков на их устойчивость 186
3.4. Экспериментально-аналитические исследования влияния параметров многоштрековой подготовки на напряженно-деформированное состояние основных элементов массива 196
3.5. Обоснование параметров технологий обеспечения податливости межлавных целиков 212
3.6. Выводы по главе 221
Глава 4. Методологические подходы к оценке предельно допустимого уровня интенсификации подземной угледобычи по газовому фактору для разработки и выбора способов дегазационной подготовки углегазоносного массива 224
4.1. Рекомендации по практической реализации метода непрерывного контроля за состоянием газоносного угольного пласта 225
4.2. Методология расчета максимально допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору 233
4.3. Методика предварительного и оперативного прогноза газообильности подземных горных выработок в условиях интенсивной отработки угольных пластов 244
4.3.1. Теоретические положения 245
4.3.2. Предварительный прогноз газообильности очистного забоя 247
4.3.3. Оперативный прогноз газообильности очистного забоя 248
4.3.4. Расчетная модель 249
4.3.5. Исходные данные 251
4.3.6. Пример расчета 253
4.4. Аналитическая оценка природной газоносности и пластового давления 255
4.5. Расчет ожидаемой нагрузки на очистной забой на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» 257
4.6. Технико-экономическая оценка реализации способов аналитического прогноза газообильности горных выработок и повышения эффективности дегазации в условиях интенсивной отработки угольных пластов. 265

4.7. Выводы по главе 271
Глава 5. Разработка и методология выбора способов дегазационной подготовки угольных пластов к высокоэффективной отработке 272
5.1. Общие принципы выбора рациональных технологических схем дегазационной подготовки угольных пластов 273
5.2. Выбор параметров пластовой дегазации с учетом планируемой нагрузки на очистной забой 288
5.3. Комплексная технологическая схема пластовой дегазации на перспективных объектах шахты им. С.М. Кирова 296
5.4. Программа дальнейших исследований 309
5.5. Технико-экономическая оценка применения эффективной дегазационной подготовки газоносных угольных пластов 310
5.6. Выводы по главе 311
Глава 6. Обоснование системы регионального и локального мониторинга геодинамического состояния массива в составе единого диспетчерско-аналитического центра 313
6.1. Общие положения 313
6.2. Анализ факторов, определяющих интенсивность отработки запасов длинными очистными забоями 316
6.3. Структура системы контроля и управления технологическими процессами на примере реализации ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс» 330
6.4. Обоснование системы геодинамического и геомеханического мониторинга в составе ЕДАЦ» 346
6.5. Обзор результатов реализации разработанных решений при отработке пологих газоносных угольных пластов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» 364
6.6. Выводы по главе 371
Заключение 373
Список литературы 377
Приложение А. Методика определения газопроницаемости угля в очистном забое 403

Приложение Б. Методика предварительного и оперативного прогноза газообильности подземных горных выработок в условиях интенсивной отработки угольных пластов 412
Приложение В. Методика проведения шахтного эксперимента по определению пластового давления, проницаемости и параметров сорбции разрабатываемого угольного пласта 419
Приложение Г. Методика определения газокинетических и фильтрационных свойств угольного пласта в условиях его гидравлической обработки 430
Приложение Д. Методика определения параметров сорбции угля в лабораторных условиях 445
Приложение Е. Акт выполнения работ по гидроразрыву пласта «Болдыревский» на шахте им. С.М.Кирова через скважину ПодзГРП №3 на выемочном участке 24-58 452
Приложение Ж. Расчет затрат на реализацию технологии подземного гидроразрыва (ПодзГРП) в условиях предварительной дегазации угольного пласта Болдыревский на шахте им. С.М. Кирова 461

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность. Среди современных вызовов, стимулирующих непрерывное развитие технологий подземной угледобычи, можно выделить рост конкуренции на мировом рынке, резкие колебания цен на уголь с неуклонным падением в период 2011-2016 гг., а также ужесточение экологических требований. Несмотря на замедление темпов роста мирового потребления угля долгосрочной программой развития угольной отрасли предусмотрено к 2030 году увеличение общего объема добычи угля в России до 430 млн. т и более, а по отдельным прогнозам и 500 млн. т, что существенно превышает достигнутый в 2017 году уровень. Рост угледобычи планируется как за счет строительства новых производственных мощностей, так и за счет увеличения уровня концентрации горных работ на действующих предприятиях. Повышение уровня концентрации горных работ, т.е. снижение количества действующих очистных забоев при увеличении их производительности, приводит к переходу шахт к структуре «шахта-лава», когда в шахте работает один длинный очистной забой в режиме от 2 до 10 и более млн.тонн в год. По состоянию на 01.07.2018 г. в России 42 из 57 шахты работали в режиме «шахта-лава». Количество действующих комплексно-механизированных очистных забоев (КМЗ) за период с 2000 по 2018 гг. снизилось со 170 до 70, а среднесуточная нагрузка на КМЗ за этот период возросла с 1324 т/сут до 5105 т/сут.

Отрицательно сказываются на технико-экономических показателях работы шахт простои современного оборудования, вызванные повышенным газовыделением, отжимом угля, вывалами, повышенными водопритоками, остановками при переходе геологических нарушений, организационно-техническими причинами. При наличии на шахте лишь одного очистного забоя потери от простоев КМЗ могут составлять до 130 тыс. рублей в час и более.

Дальнейший рост технико-экономических показателей работы КМЗ является необходимым условием обеспечения конкурентоспособности угледобычи в условиях неблагоприятной рыночной конъюнктуры. При этом,

повышение интенсивности воздействия на массив в сочетании с постоянным углублением горных работ, ростом природной газоносности пластов и геодинамической опасности предъявляет особые требования как к качеству проектов отработки пластов, так и к организации мониторинга и контроля технологических процессов и окружающей среды в процессе ведения горных работ.

Решению проблем повышения эффективности и безопасности подземной угледобычи посвящены работы А.Т. Айруни, Я.А. Бича, А.А. Борисова, А.С. Бурчакова, А.С. Батугина, И.М. Батугиной, Ю.Ф. Васючкова, Ю.В. Громова, П.В. Егорова, В.С. Забурдяева, В.Е. Зайденварга, В.П. Зубова, В.С. Зыкова, О.И. Казанина, Н.О. Калединой, В.Н. Каретникова, О.В. Ковалева, К.С. Коликова, В.А. Колмакова, Г.И. Коршунова, Г.Д. Лидина, А.С. Малкина, Ю.Н. Малышева, В.В. Мельника, В.И. Мурашева, Н.В. Ножкина, И.М. Петухова, Г.Я. Полевщикова, В.А. Портола, В.Н. Пузырева, Л.А. Пучкова, А.А. Ренева, М.А. Розенбаума, И.В. Сергеева, С.В. Сластунова, О.В. Тайлакова, Н.И. Устинова, К.З. Ушакова, В.Н. Фрянова, Ю.Л.Худина, С.В. Цирeля, О.И. Чернова, А.Н. Шабарова, Л.А. Шевченко, В.М. Шика, Ю.В. Шувалова, И.Л. Эттингера, В.Д. Ялевского, С.А. Ярунина и многих других ученых.

Результаты их исследований заложили научные основы для технологического развития угольной отрасли. В то же время, в условиях необходимости повышения и поддержания на стабильно высоком уровне нагрузок на очистные забои, возрастания интенсивности техногенного воздействия на массив, раздельное решение вопросов управления газовыделением, геомеханического обеспечения производства не решает проблему обеспечения конкурентоспособности подземной угледобычи в долгосрочной перспективе. Необходимо комплексное рассмотрение данных вопросов в увязке с принятыми пространственно-планировочными решениями для конкретных условий, а также мониторинг и контроль геомеханических, газодинамических и технологических процессов в процессе ведения горных работ.

Тематика исследований соответствует целям долгосрочной программы развития угольной промышленности России до 2030 года, а также государственной программы Российской Федерации «Развитие науки и технологий», федеральной целевой программе «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014-2020 годы».

Целью работы является обоснование технологии подземной разработки пологих газоносных угольных пластов, обеспечивающей на долгосрочной основе эффективность и безопасность угледобычи при усложнении горно-геологических и горнотехнических условий.

Идея работы состоит в комплексном использовании результатов исследований геодинамических и газодинамических процессов в угленосной толще для обоснования технологии интенсивной подземной разработки пологих газоносных угольных пластов, обеспечивающей максимальную загрузку современного горного оборудования и контроль за газодинамическими процессами и состоянием массива.

Основные задачи исследований:

- обоснование и выбор способа подготовки выемочных участков и параметров технологических схем интенсивной отработки пологих газоносных угольных пластов;
- исследование геодинамического состояния массива Кузбасса, выделение геодинамически опасных зон и разработка методов снижения их влияния на технико-экономические показатели при интенсивной отработке угольных пластов;
- разработка и апробация методологии оценки предельно допустимого уровня интенсификации подземной угледобычи по газовому фактору для объективного выбора способа дегазационной подготовки угольного пласта, оценка точности прогноза ожидаемых нагрузок на очистные забои на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»;
- обоснование и реализация методологических подходов к выбору технологии дегазационной подготовки угольных пластов, технико-экономическая

оценка реализации рекомендаций по эффективной комплексной дегазации газоносных угольных пластов;

- обоснование методологии создания на основе современных информационных технологий системы регионального и локального мониторинга геодинамического состояния массива в рамках единого диспетчерско-аналитического центра при интенсивной отработке угольных пластов.

Объектом исследования являются технологии подземной разработки угольных пластов.

Предметом исследования являются пологие газоносные угольные пласты, отрабатываемые высокопроизводительными длинными очистными забоями.

Научная новизна:

1. Научно обоснована методология выбора основных параметров технологических схем интенсивной отработки выемочных участков при многоштрековой подготовке выемочных участков с учетом влияния гео- и газодинамических факторов.

2. Обоснована методология прогноза геодинамического состояния массива при интенсивной отработке угольных пластов, включающая геодинамическое районирование, трехмерное геолого-структурное моделирование, количественную оценку напряженно-деформированного состояния массива при отработке рассматриваемой части шахтного поля на базе компьютерного моделирования, выявление тектонически напряженных и тектонически разгруженных зон, позволяющая заблаговременно планировать мероприятия по минимизации влияния зон на технико-экономические показатели угледобычи.

3. Обоснована модель формирования метанообильности очистной выработки при интенсивной отработке пологих газоносных пластов длинными забоями, учитывающая поступление метана из всех источников и вклад внутреннего источника разрабатываемого пласта, позволяющая объективно оценить величину предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору.

4. На базе оценки величины предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору, экспериментального определения основных свойств и

характеристик состояния угольного пласта научно обоснован выбор основных технологических решений по комплексной дегазационной подготовке не разгруженных от горного давления угольных пластов, подлежащих интенсивной и безопасной разработке.

5. Обоснована структурная схема и методология многоуровневого регионального и локального мониторинга геодинамического состояния массива при интенсивной отработке угольных пластов, встроенная в систему единого диспетчерско-аналитического центра.

Положения, выносимые на защиту:

1. При интенсивной отработке пологих газоносных пластов наибольшие возможности снятия ограничений нагрузки на очистные забои по газовому и геомеханическому факторам обеспечиваются при корректном определении параметров технологических схем, использовании многоштрековой подготовки выемочных участков с оставлением между выработками неизвлекаемых ленточных целиков заданной податливости.

2. При обосновании параметров технологических схем отработки пологих газоносных пластов и разработке мероприятий по управлению состоянием массива на глубинах до границы удароопасности наиболее значимым геомеханическим фактором являются тектонически разгруженные зоны (ТРЗ), ниже границы удароопасности – тектонически напряженные зоны (ТНЗ), наличие и геометризацию которых следует устанавливать на основе геодинамического районирования.

3. Разработка и выбор способов дегазационной подготовки углегазоносного массива к эффективной отработке угольных пластов базируются на достоверной оценке величины предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору, которая определяется на основе разработанной модели формирования газообильности очистной выработки, учитывающей поступление метана из всех источников и вклад внутреннего источника разрабатываемого пласта в виде сорбированного в нем газа, основывается на использовании фундаментальных законов газовой динамики, а также

достоверном определении основных свойств и характеристик состояния угольного пласта, современных средств компьютерного моделирования.

4. Исследование и разработка методологического подхода к выбору способа дегазационной подготовки угольного пласта базируются на учете следующих основных факторов: прогнозной скорости газоотдачи угольных пластов, оцениваемой на стадии экспериментальных работ по определению основных свойств и состояния углегазоносного массива (величины пластового давления, проницаемости, его сорбционных характеристик), резерва времени на дегазацию и величины «газового барьера» при планируемой нагрузке на очистной забой, причем технология пластовой дегазационной подготовки носит комплексный характер и включает в себя в общем случае базовую и вспомогательные технологические схемы, прошедшие апробацию в шахтных условиях.

5. Геомеханическое обеспечение технологии интенсивной подземной отработки угольных пластов должно включать подсистему регионального и локального мониторинга геодинамического состояния массива, обеспечивающую в режиме реального времени мониторинг состояния массива и его изменений в результате ведения горных работ, встроенную в единую структуру диспетчерско-аналитического центра угольной шахты.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждаются:

– применением современных методов шахтных исследований, геодинамического районирования и численного моделирования гео- и газодинамических процессов;

– хорошей сходимостью результатов предварительного геодинамического районирования со структурой, состоянием и свойствами углепородного массива, выявленными в ходе подготовки выемочных участков спаренными выработками и очистных работ;

– представительным объемом шахтных исследований по определению основных свойств и характеристик газоносного массива, анализом горно-

геологических и горнотехнических условий, фактической оценкой эффективности способов пластовой дегазации, применяемых на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»;

– экспериментально подтвержденным увеличением точности прогноза величин предельно допустимых нагрузок на очистные забои на 15-20%;

– корректным использованием методов математической статистики при обработке результатов исследований;

– успешным внедрением выбранных технологических схем подготовки и очистной выемки, сопровождающимся повышением нагрузок на забои и уровня безопасности ведения горных работ.

Научное значение работы заключается:

- в оценке геодинамической ситуации в тектонически разгруженных и тектонически напряженных зонах и разработке методов снижения их влияния на технико-экономические показатели горных работ;
- в научно-обоснованном выборе, разработке и реализации способов ведения комплексной дегазационной подготовки высокогазоносных, не разгруженных от горного давления угольных пластов;
- в создании методологии обоснованного определения величин предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору для разработки и выбора способов дегазационной подготовки углегазоносного массива;
- в создании научно обоснованных методов выбора параметров технологических схем подготовки и отработки выемочных участков.

Отличие от ранее выполненных работ заключается в комплексном использовании результатов исследований геодинамических и газодинамических процессов в угленосной толще для обоснования технологии интенсивной подземной разработки пологих газоносных угольных пластов, обеспечивающей эффективную и безопасную угледобычу за счет максимальной загрузки современного горного оборудования, прогноза, мониторинга и контроля газодинамических процессов и состояния массива.

Практическая ценность работы:

1. Обоснованы параметры и внедрены технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков пологих пластов с длиной лавы 400 м, обеспечивающие производительность очистных забоев более 1,0 млн. т/мес.

2. Разработана методика предварительного и оперативного прогноза газообильности подземных горных выработок в условиях интенсивной отработки угольных пластов.

3. Разработана методика определения газопроницаемости угля в очистном забое.

4. Разработана методика проведения шахтного эксперимента по определению пластового давления, проницаемости и параметров сорбции разрабатываемого угольного пласта.

5. Разработана методика определения газокинетических и фильтрационных свойств угольного пласта в условиях его гидравлической обработки.

6. Разработаны методы снижения газо- и геодинамических рисков при интенсивной подземной добыче угля в Кузбассе.

7. Разработана концепция и структурная схема «Единого диспетчерско-аналитический центра – СУЭК», включающего подсистему регионального и локального мониторинга геодинамического состояния массива, обеспечивающего повышение эффективности и безопасности работы угольных шахт.

Реализация работы. Разработан альбом технологических схем подготовки и отработки выемочных участков на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс», включающий модули управления газовыделением, управления состоянием массива, порядок ведения работ в опасных зонах.

Разработаны рекомендации по выбору способов и определению параметров подземной пластовой дегазации на основе исследований газоотдачи угольных пластов на шахте им. Кирова.

Разработаны и реализованы методы снижения геодинамических рисков в тектонических разгруженных зонах на шахтах «Талдинская-Западная-1» «Талдинская-Западная -2» и «Котинская».

Разработана и реализована основная техническая документация на проведение работ по подземной пластовой дегазации на 8 лавах 2 шахт АО «СУЭК-Кузбасс».

Разработаны и реализованы «Технологические части проекта предварительной дегазации пласта «Болдыревский» из подготовительных выработок выемочных участков 24-58, 24-59, 24-60» и «Технологическая часть проекта предварительной и передовой дегазационной подготовки пласта «Поленовский» лавы 25-96 на поле шахты им. Кирова АО «СУЭК-Кузбасс», разработана «Технологическая часть проекта заблаговременной дегазационной подготовки угольного пласта «Болдыревский» на поле шахты им. С.М. Кирова, утвержденная в установленном порядке.

Разработаны и реализованы методические рекомендации по выбору технологии пластовой дегазации для ряда выемочных участков шахты им. С.М. Кирова.

Разработана и реализована на шахте им. С.М. Кирова усовершенствованная методика определение предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору.

Создан и введен в эксплуатацию «Единый диспетчерско-аналитический центр – СУЭК», включающий подсистему регионального и локального мониторинга геодинамического состояния массива, позволивший повысить эффективность и безопасность угледобычи, ритмичность работы угольных шахт и снизить количество простоев в 5 и более раз.

Научные и практические результаты работы используются в учебном процессе при подготовке и повышении квалификации горных инженеров в Кузбасском государственном техническом университете и Горном институте НИТУ «МИСиС».

Личный вклад автора диссертационной работы. Постановка цели и задач, обоснование и выбор методики исследований, организация и руководство

исследованиями; участие в проведении и обобщение результатов аналитических и натурных исследований гео- и газодинамических процессов при интенсивной отработке угольных пластов; обоснование на основе результатов исследований параметров подземной геотехнологии отработки пологих газоносных угольных пластов; участие в разработке основной технической и методической документации, шахтной реализации основных технологических решений по предварительной пластовой дегазации с использованием новых инженерных воздействий на угольный пласт, разработка технических требований, контроль за внедрением и оценка эффективности функционирования единого диспетчерско-аналитического центра ЕДАЦ-СУЭК.

Апробация работы. Основное содержание диссертационной работы докладывалось в составе научно-технических отчетов в АО «СУЭК-Кузбасс» (2009-2017 гг.), на ежегодных научных симпозиумах «Неделя Горняка» (2010-2018 гг.), научно-практической конференции в г. Ленинск-Кузнецкий (2013 г.), научном семинаре кафедры ИЗОС (2013гг.), «Горнопромышленная экология» (2014 г.) и «Безопасность и экология горного производства» Горного института НИТУ «МИСиС» (2017 г.), на научных семинарах научного центра геомеханики и проблем горного производства (г. Санкт-Петербург, 2011-2016 гг.) и заседаниях кафедр разработки месторождений полезных ископаемых и безопасности производств Санкт-Петербургского горного университета (2013-2018 гг.)

Публикации. Основные положения диссертации изложены в 68 печатных работах, в том числе из них 51 – в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки РФ.

Объем и структура работы. Диссертация состоит из введения, 6 глав и заключения, изложенных на 461 странице текста, содержит 48 таблиц, 144 рисунка, список литературы из 235 наименований, 7 приложений.

ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННЫЕ ВЫЗОВЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ И РАЗРАБОТКИ ГАЗОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

1.1 Современное состояние и перспективы развития мировой угольной отрасли

Доказанные мировые запасы угля по данным компании BP [214] составляют 891,531 млрд. тонн, что достаточно для поддержания уровня добычи, достигнутого в 2015 году (7,820 млрд. т) в течение 114 лет. По отношению доказанных запасов к достигнутому уровню добычи уголь остается самым распространенным энергетическим ресурсом в сравнении с нефтью и природным газом. Вместе с тем, темпы роста потребления угля в 2015 году снизились до 1,8 %, что ниже среднего за 10 лет роста 2,1 %, а угледобыча в мире по сравнению с 2014 годом упала на 4 %. Доля угля в мировом производстве энергии в 2015 году снизилась до 29,2 % – самый низкий показатель с 2005 года. Отмеченные тенденции носят долгосрочный характер вследствие общего стремления к снижению выбросов парниковых газов, закрепленного в ряде документов ООН по устойчивому развитию, в том числе Парижском соглашении Рамочной конвенции ООН об изменении климата (РКИК ООН), принятой в 2015 году. Принятые странами обязательства по ограничению выбросов парниковых газов в атмосферу наибольшее влияние оказывают на угольную промышленность. Многие банки и финансовые организации приняли решения о прекращении угольных инвестиций, а также о выходе из угольных активов или отмены инвестиционных планов. По оценке Bloomberg, в целом ожидаемый объем декарбонизации инвестиций к 2020 году достигнет 500 млрд. долларов [36,104,121-123,214].

В то же время планы по масштабному строительству угольных электростанций есть у Вьетнама, Индии, Индонезии и ряда других стран. В соответствии с долгосрочной программой развития угольной промышленности до 2030 года намечен рост угледобычи в России. Растущие потребности мировой экономики в энергии, необходимость обеспечения доступа к энергии для всех

нуждающихся, особенно в бедных странах, делает уголь незаменимым источником энергии на длительную перспективу [36,104,121-123,214].

Кроме того, современные технологии позволяют производить из угля более 130 видов химических полупродуктов, которые в дальнейшем используются для производства свыше 5 тысяч видов продукции, что является еще одним фактором, способствующим развитию угледобычи. Углехимические кластеры сформированы в Европе, Китае, США, Канаде и Австралии. Целенаправленное развитие углехимии является одним из перспективных и приоритетных направлений деятельности, в том числе и Правительства РФ. В настоящее время в России уже утвержден Комплекс мер по развитию углехимической промышленности и увеличению объемов производства продуктов углехимии и Министерством энергетики разработаны основные направления действий. С 2015 г. в России начал функционировать Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук и реализуется Программа научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ в области углехимии, рассчитанная на период до 2020 г. [36,214].

Угольная промышленность играет ключевую роль в экономиках многих стран, обеспечивая занятость, налоги, экспортные поступления, обеспечивающие развитие инфраструктуры и общее повышение уровня жизни людей, особенно в развивающихся странах. В угольной отрасли в мире напрямую заняты более 7 миллионов человек (более 145 тысяч человек в России), также миллионы рабочих мест созданы в смежных отраслях.

Россия является одним из мировых лидеров по производству угля, занимая шестое место по объемам угледобычи (с долей 4,5 %) после Китая, США, Индии, Австралии и Индонезии. В недрах Российской Федерации сосредоточена треть мировых ресурсов угля и пятая часть разведанных запасов объемом 193,3 млрд. т, включая 101,2 млрд. т бурого угля, 85,3 млрд. т каменного угля и 6,8 млрд. т антрацитов. Промышленные запасы действующих предприятий составляют почти 19 млрд. т, в том числе коксующихся углей – около 4 млрд. т. Фонд действующих

угледобывающих и углеперерабатывающих предприятий России по состоянию на 01.01.2018 включает 61 шахту, 119 разрезов и 65 обогатительных фабрик.

В пределах Российской Федерации находятся 22 угольных бассейна и 129 отдельных месторождений, а добыча угля ведется в 7 федеральных округах на территории 25 субъектов. Всего в угольной отрасли на сегодняшний день задействовано порядка 149 тысяч человек.

Наиболее перспективными по запасам и качеству угля, состоянию инфраструктуры и горнотехническим возможностям являются предприятия Кузбасса, а также разрезы Канско-Ачинского бассейна, Восточной Сибири и Дальнего Востока.

По итогам 2017 г. объем угледобычи в стране составил 408,9 млн т. По сравнению с 2016 г. отмечает рост показателя на 6 % (на 22,0 млн. т). При этом, 105,4 млн. т угля было добыто подземным способом, что на 1 % больше, чем за предыдущий аналогичный период. Поквартальная добыча угля подземным способом составила: в первом – 25,5; во втором – 28,2; в третьем – 27,1; в четвертом – 24,6 млн. т.

В 2017 г. пройдено 403,1 км горных выработок (что на 10 % больше уровня 2016 г.), из которых 348,8 км составляют вскрывающие и подготовительные выработки. Уровень комбайновой проходки составил 91 % от общего объема проведенных выработок [180].

В 2017 г. в Кузнецком бассейне было добыто 241,09 млн. т, что на 6,0 % (на 13,2 млн. т) больше по сравнению с 2016 г.

В целом по России за последние 10 лет отмечается положительная динамика добычи угля в стране, в т.ч. подземным способом, несмотря на изменения, происходившие в угольной промышленности (рисунок 1.1).

Рисунок 1.1 – Динамика добычи угля в России за 2006-2017 гг. (млн. т) [180]

Основной вклад в добычу угля по Российской Федерации вносят Западно-Сибирский (62 %) и Восточно-Сибирский (24 %) экономические районы.

Лидером по угледобыче в стране остается по-прежнему АО «СУЭК» с показателем 107,778 млн. т в 2017 году. Среди подразделений компании первое место занимает АО «СУЭК-Кузбасс» (Кемеровская обл.), добывшее 38,221 млн. т угля.В десятку крупнейших компаний-производителей угля на основе данных за 2017 год входят: ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» – 47,209 млн. т, АО ХК «СДС-Уголь» – 27,639 млн. т, ООО «Распадская угольная компания» (ЕВРАЗ) – 22,402 млн. т, ОАО «Мечел-Майнинг» – 20,635 млн. т, En+Group – 14,478 млн. т, АО «Русский Уголь» – 14,155 млн. т, ПАО «Кузбасская Топливная Компания» – 13,226 млн. т, ООО «УК «ЕВРАЗ Междуреченск» – 11,792 млн. т, ЗАО «Стройсервис» – 10,465 млн. т. Указанные компании суммарно обеспечивают 75 % всего объема добычи угля в России. Объем добычи коксующегося угля в 2017 г. составил 88,6 млн. т, что на 4 % ниже уровня 2016 г. Большая часть добытого угля (65,17 млн. т) пришлась на предприятия Кузбасса – 73 %, а остальная доля была добыта в Республике Саха (Якутия) – 14,24 млн. т, в Печорском бассейне (8,68 млн. т) и в Забайкальском крае – 563 тыс. т.

В 2017 г. увеличилась и среднесуточная добыча угля из одного действующего очистного забоя (на 4 % по сравнению с 2016 г.) и составила 4767 т. Соответственно возросла и среднесуточная нагрузка на комплексно-механизированный очистной забой, которая в среднем по отрасли составила 5105 т. Наиболее высокие показатели среднесуточной добычи из действующего очистного забоя достигнуты в АО «СУЭК-Кузбасс» – 12849 т; в АО Шахтоуправление «Талдинское-Кыргайское» – 8479 т; Филиал АО «Черниговец» – Шахта «Южная» – 7828 т; ООО «Шахта Листвяжная» – 7420 т; ООО «Шахта Байкаимская» – 7349 т; ПАО «Распадская» – 6619 т.

В Кузнецком бассейне среднесуточная добыча угля из одного действующего очистного забоя составила – 5725 т (из комплексно-механизированногозабоя – 6235 т); в Печорском – 2939 т (из КМЗ – 2939 т); в Донецком – 2483 т (из КМЗ – 2483 т); в Республике Хакасия – 1598 т (из КМЗ – 1598 т); в Дальневосточном регионе – 3406 т (из КМЗ – 4246 т).

Динамика среднесуточной нагрузки на комплексно-механизированный забой (КМЗ) за последнее десятилетие представлена на рисунке 1.2.

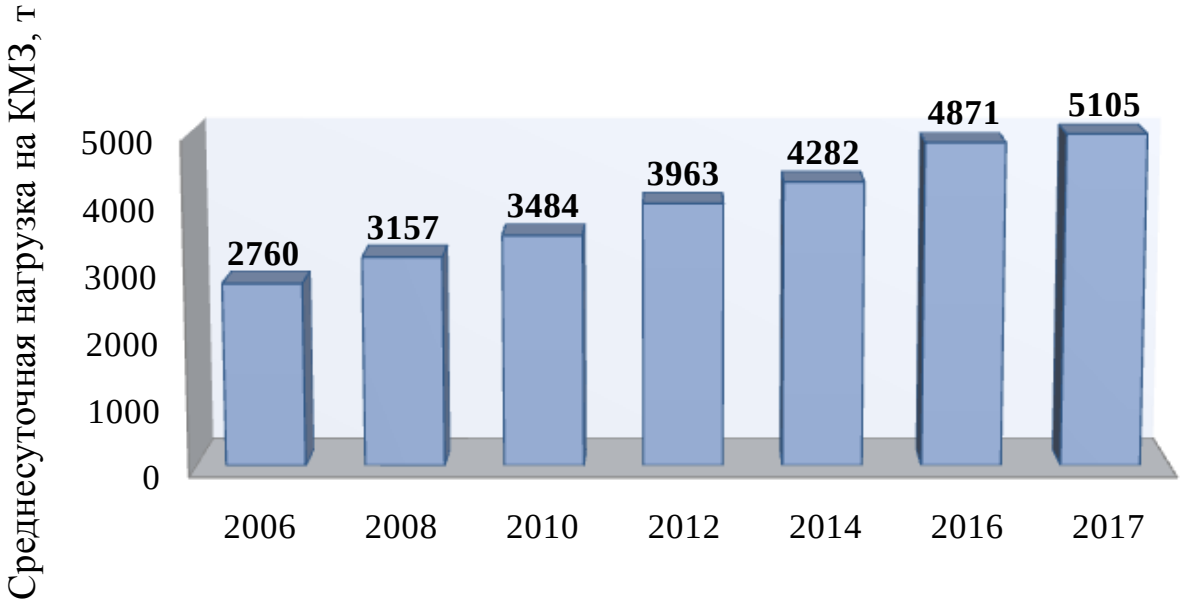


Рисунок 1.2 – Динамика среднесуточной нагрузки на комплексно-механизированный забой (КМЗ), т [180]

Удельный вес объемов добычи угля из комплексно-механизированных очистных забоев в общей подземной добыче в 2017 г. составил 86,4 %. Среднемесячная производительность труда рабочего по добыче угля в период с 2000 г. по настоящее время увеличилась более чем в 2,9 раза (в 2000 г. – 110,3 т/мес., в 2017 г. – 322,4 т. Общий объем переработки угля в 2017 г. превысил уровень 2016 г. на 3,0 %, составив 196,5 млн. т. Вместе с ростом объемов добычи угля интенсивное развитие получило и углеобогатительное производство. Количество угля, поступающего на обогатительные фабрики, возросло с 85 млн. т в 2000 г. до 196,5 млн. т в 2017 году. В настоящее время в России обогащению подвергается до 97 % добываемых коксующихся и до 40 % энергетических углей, что обусловлено в том числе повышением спроса на эти угли на международном рынке. В соответствии с программой развития обогащения каменного энергетического угля России к 2030 г. планируется увеличить объемы обогащаемого угля до 345 млн. т и обновить до 100 % производственных мощностей обогатительных фабрик, введенных в прошлом веке, что свидетельствует об устойчовом развитии угольной отрасли.

Уголь является пятым базовым экспортным продуктом Российской Федерации (после нефти, нефтепродуктов, газа и черных металлов). Экспорт угля в 2017 г. вырос на 15 % по сравнению с 2016 г. и составил 186,3 млн. т. Всего потребителям было поставлено 356,1 млн. т угля. В России уголь в основном используется в качестве сырья для электростанций и коксохимических заводов, потребляется во всех субъектах. Более половины всего угля в стране (59 %) добывается в Кузнецком бассейне. Кузбасс является же и основным экспортером угля с долей в 73 % от общего экспорта. Российский уголь экспортируется в страны дальнего (до 90 % от общего объема поставок) и ближнего зарубежья, общее число которых составляет порядка 70.

Основным центром потребления угольной продукции являются страны Азиатско-Тихоокеанского региона (АТР). В первую очередь, это Китай, на долю которого приходится 49 % от общего потребления угля (3,8 млрд. т в год) и Индия с долей 12 % (около 0,95 млрд. т в год). К крупнейшим потребителям угля

относятся также США – 0,8 млрд. т (10 %) и страны Евросоюза – 0,73 млрд. т (более 9 %). Лидерами в международной торговле углем являются Австралия – 390 млн. т (или 30 % общего объема), Индонезия – 330 млн. т (25 %) и Россия – 156 млн. т (12 %). Лидирующее место среди стран-импортеров российского угля по итогам 2017 года занимают Республика Корея (импортировано 26,14 млн. т), Китай (25,64 млн. т), Япония (17,59 млн. т), Турция (13,71 млн т), Великобритания (12,17 млн т), [36,104,121-123,180,181,214].

Таким образом, отечественная угольная промышленность обеспечивает все потребности экономики страны и наращивает экспортный потенциал. Увеличивается добыча угля и растет качество поставляемой потребителям угольной продукции. Российский уголь отличается высокой калорийностью и низким содержанием вредных примесей (в частности, серы), что обуславливает в том числе его значительные экологические преимущества.

В ближайшей перспективе сохранятся устойчивые тенденции развития угольной отрасли в мире. В России для наращивания объемов добычи угля планируется создавать новые современные угледобывающие и углеперерабатывающие центры, реконструировать и повышать технический уровень действующих мощностей, планомерно закрывая неэффективные производства, создавать угольно-энергетические и углехимические кластеры с получением новых видов продукции с высокой добавленной стоимостью, которая вызвала бы интерес и получила распространение в том числе и на мировых рынках. В целом, угольная промышленность является важнейшей отраслью мировой экономики, от развития которой во многом зависит достижение глобальных целей устойчивого развития на длительную перспективу [36,214].

1.2 Состояние и перспективы развития технологий подземной угледобычи

Более 60 % мировой добычи угля добывается подземным способом и с увеличением глубины ведения горных работ данный способ имеет наибольшие перспективы. Высокая конкуренция на мировом рынке угля предопределяет

необходимость постоянного повышения эффективности подземных горных работ, совершенствования горношахтного оборудования, технологий добычи и переработки угля. Постоянное ухудшение условий подземной угледобычи, также требует совершенствования технология для обеспечения эффективности и безопасности горных работ. Следует отметить, что существенная доля мировых запасов высококачественного угля залегает в пластах на больших глубинах, где большую сложность представляет безопасное применение камерных систем разработок. Поэтому при совершенствовании технологий подземной угледобычи приоритет отдается длинным очистным забоям, позволяющим обеспечить высокопроизводительную эффективную и безопасную отработку запасов в широком диапазоне глубин. В качестве эффективной структуры шахтной угледобычи широкое распространение в мире получила «шахта-лава», обеспечивающиая при работе одного очистного забоя максимальную концентрацию горных работ и минимальные издержки производства.

В качестве общих целей по развитию технологий к 2030 году в отчете ООН по глобальному устойчивому развитию 2016 года обозначены [36,214]:

- непрерывное улучшение эффективности производства и потребления мировых ресурсов и стремление обеспечить экономический рост без деградации окружающей среды;
- достижение более высокого уровня производительности посредством диверсификации, модернизации технологий и инноваций;
- модернизация инфраструктуры и устаревших технологий с целью сделать их устойчивыми, повысить эффективность использования ресурсов и обеспечить использование «чистых» технологических процессов.

Этим целям соответствуют тенденции развития современных угольных технологий. Непрерывному совершенствованию технологий способствует наличие целого ряда современных вызовов: повышение конкуренции на мировом рынке угля, резкие колебания цен на уголь, сопровождающиеся постоянным их падением (2011-2016 гг.), а также ужесточение экологических требований к

угледобыче. По сравнению с максимальными ценами на уголь в 2008 и 2011 годах цены 2015 года упали в 1,6-2,7 раза [214], что привело к работе на грани или за гранью рентабельности более 30% угледобывающих компаний. По итогам 2013 года впервые убытки показала и угольная отрасль России, величина которых достигла 3 млрд. долларов. Такая же тенденция сохранилась в 2014 году. В сложившейся ситуации угледобывающие компании были вынуждены пойти на снижение издержек производства и повышение производительности, а также оптимизацию операционной деятельности.

Наиболее жестко экологические требования оказывают влияние на угольную промышленность США, где в 2015 году были приняты стандарт по ртути и воздушным токсинам (Mercury and Air Toxic Standard – MATS), правила о водах в США (Waters of the United States Rule – WOTUS), а также план по чистой энергии (Clean Power Plan – CPP). Принятые документы резко ужесточают требования к выбросам, что снижает конкурентоспособность угольной энергетики по сравнению с использованием природного газа. Снижение угледобычи в США в 2015 году по сравнению с 2014 годом составило 9 %, а за период 2010-2015 гг. – 18 %. В 2016 году отмечается дальнейшее снижение добычи еще на 3-4 %, что составляет примерно 900 млн. тонн в год [214]. В целом ожидается, что после адаптации к новым правилам, обновленная угольная отрасль США сократится примерно на 25 % от нынешнего уровня.

Из 7,82 млрд. тонн угля, добытых в мире в 2015 году, 93 % было добыто в 10 ведущих угледобывающих странах. Абсолютным лидером по объемам угледобычи является Китай, на долю которого приходится более 47 % мировой угледобычи. Россия с объемом добычи в 2016 году 385,7 млн. тонн (в том числе подземным способом – 104,6 млн. тонн) занимает шестое место.

Среди основных направлений развития технологий подземной угледобычи, соответствующих требованиям устойчивого развития можно выделить следующие:

- дальнейшее повышение уровня концентрации горных работ;

- реализация концепции «Умная шахта» (Intelligent Mine);
- комплексное освоение ресурсов угольных месторождений, применение «чистых» угольных технологий (Green Mining);
- реализация концепции «Невидимая шахта» (Invisible Mine).

Переход шахт к структуре «шахта-лава», когда в шахте работает один длинный очистной забой с производительностью от 2 до 10 млн. тонн в год и более обеспечил повышение концентрации горных работ и снижение издержек производства. В 2017 году 42 из 57 российских шахт функционировали в режиме «шахта-лава». В период с 2000 по 2017 гг. количество действующих комплексно-механизированных очистных забоев (КМЗ) снизилось более чем в 2 раза (с 170 до 70), а среднесуточная нагрузка на один КМЗ в этот же период существенно возросла (с 1324 т/сут до 5104 т/сут) [232]. Вместе с тем, по мнению специалистов, потенциал современного надежного высокоэнерговооруженного высокопроизводительного оборудования шахт реализован не более, чем на 30 %. По данным [230-231], потенциала современного оборудования КМЗ достаточно, чтобы при отработке пласта мощностью 4,0 м комбайном с шириной захвата 1,0 м и скоростью подачи 25 м/мин. в лаве длиной 300 м добыча составила 8400 т/час. При работе комбайна 20 часов в сутки и 300 дней в году добыча составит 50 млн. т/год; подвигание очистного забоя 75 м/сут или 22 км/год. Реально достигнутая производительность длинного очистного забоя превышает 10 млн. т/год, достижение рубежа 15 млн. т/год ожидается до 2020 г. Повышение энерговооруженности и надежности очистного оборудования создал условия для повышения размеров выемочных участков (длин лав и длин выемочных столбов). Существенно изменились размеры выемочных участков в угледобывающей компании АО «СУЭК-Кузбасс», где в период 2005 по 2016 гг. средняя длина лавы возросла с 215 м до 275 м, а в 2017 году в условиях шахты «им. В.Д. Ялевского» длина лавы достигла максимальных для России значений 400 м. Средняя длина выемочных столбов на шахтах компании в период 2005 по 2016 гг. возросла с 1,3 км до 2,5 км. Ближайшие планы компании связаны с

подготовкой новых выемочных участков с длиной столбов более 3,5 км и длиной лав 400 м, что обеспечивает сокращение количества дорогостоящих перемонтажей оборудования и снизить удельные затраты на подготовку выемочных участков.

Ежегодный рост длины лавы и длины выемочных столбов является общемировой тенденцией. Так, по данным [230] средняя длина лавы на шахтах США в 2016 году составила 371 м (364 м в 2015 г.), при этом работали 13 очистных забоев с длиной лавы 450 м и более, максимальная длина лавы – 464 м. Средняя длина выемочных столбов составила 3696 м (3580 м в 2015 г.), максимальное значение осталось неизменным по сравнению с 2015 г. и составило 6750 м. Всего в 2016 году на шахтах США работали 43 длинных очистных забоя, из которых 33 – в режиме «шахта-лава», 11 очистных забоев работали с производительностью более 5 млн.т/год (в 2015 г. – 17 забоев из 45). Средняя производительность длинного очистного забоя составила 4,3 млн.т/год (4,5 млн.т/год в 2015 г).

Доля систем разработки пластов короткими забоями в общем объеме подземной угледобычи в мире составляет не более 15 %. Наибольшее применение такие системы получили на шахтах ЮАР, Индии, США и применяются также на шахтах Китая. Достигнутая производительность короткого очистного забоя с использованием оборудования производства компании «Joy» составляет более 200 000 т/мес. Системы разработки короткими забоями являются более гибкими по сравнению с длинными забоями, стоимость оборудования короткого забоя, как правило, не превышает 30 % стоимости оборудования длинного забоя. Вместе с тем, при увеличении глубины разработки требуется увеличение размеров целиков, что увеличивает потери угля, создает опасность горных ударов. Неизвлекаемые целики формируют зоны повышенного горного давления при отработке свит пластов. т.е. область применения таких систем, как правило, ограничивается глубиной разработки.

На шахтах России применение таких систем ограничено. На действующих шахтах применение коротких забоев возможно при отработке участков сложной

геометрической формы, т.е. в местах, где невозможно подготовить выемочный столб приемлемых размеров для отработки длинными забоями.

Все больше внимания в плане технологического развития отрасли стало уделяться реализации концепции «Умная шахта». Под этим термином понимается предприятие (шахта или разрез) с автоматизированными технологическими процессами, оборудованное системами мониторинга и контроля шахтных подсистем, окружающей среды (шахтной атмосферы, напряженно-деформированного состояния массива, водоотлива), персонала. При этом IT-технологии применяются на всех этапах освоения месторождения: от разведки и 3D моделирования, до проектирования и управления технологическими процессами, логистикой и системами обеспечения. Цифровая модель месторождения служит основой для дальнейшей эксплуатации шахты. В сочетании с геоинформационными системами работающие проходческие и очистные комбайны, транспортное оборудование с системами позиционирования, а также датчики различных систем обеспечения безопасности формируют огромный поток данных, которые необходимо обработать и представить в удобном и понятном виде ответственным руководителям производства. Это требует применения специализированного программного обеспечения, промышленного интернета для передачи больших объемов данных, дало толчок применению на современных шахтах технологий IOT (интернет вещей). Отдельные элементы данной концепции находят применение на угольных шахтах как в России, так и за рубежом.

Таким образом, в качестве особенностей развития технологий подземной угледобычи в условиях неблагоприятной рыночной конъюнктуры на ближайшие десятилетия можно выделить:

- дальнейшее повышение уровня концентрации горных работ, рост производительности очистных и проходческих работ за счет внедрения более мощной техники и повышения полноты использования горного оборудования;

- сосредоточение угледобычи, главным образом, на месторождениях (участках месторождений) с благоприятными горно-геологическими условиями (пологие пласты средней мощности и мощные), где можно обеспечить высокие технико-экономические показатели отработки;
- применение систем разработки длинными забоями с использованием многоштрековых схем подготовки выемочных участков (двумя или тремя выработками с каждой стороны выемочного столба) при увеличении размеров выемочных участков (длины лавы и длины столба);
- применение способов и средств управления газовыделением и управления состоянием массива, позволяющих снять ограничения нагрузок на очистной забой по газовому фактору, обеспечить устойчивость выработок и целиков, исключить возможность формирования газодинамических явлений;
- применение систем управления технологическими процессами, многофункциональных систем безопасности, минимизирующих простои оборудования и риски разного рода аварий.

1.3 Обзор опыта интенсивной отработки пологих газоносных угольных пластов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»

Добыча угля подземным способом на шахтах России характеризуется применением современной энерговооруженной техники, повышением нагрузок на очистные забои, переходом горных работ на более глубокие горизонты, усложнением горно-геологических условий, в результате чего возрастает потенциальная опасность возникновения аварийных ситуаций. Для своевременного принятия эффективных и системных мер, позволяющих компенсировать влияние опасных факторов, необходимо на каждой шахте как на стадии проектирования, так и на стадии эксплуатации идентифицировать имеющие место опасности и адекватно оценить риск возникновения аварий.

Несмотря на общую тенденцию к снижению аварийности угольных шахт России, периодически происходящие крупные аварии с массовой гибелью людей

свидетельствуют о наличии серьезных проблем в области промышленной безопасности, решение которых в мировой практике осуществляется на основе риск-ориентированного подхода. Пиковым для угольной промышленности России в отношении аварий с массовой гибелью людей стал 2007 г., когда на угольных предприятиях погибло 243 человека, в том числе 159 человек – в результате взрывов метана на шахтах «Ульяновская» и «Юбилейная» в Кузбассе и шахте «Комсомольская» в Печорском бассейне. Не так давно, в 2015 г. на одном из крупнейших предприятий АО «Воркутауголь» – шахте «Северная» произошли взрывы метана, унесшие жизни 36 человек. Всего за период с 1992 по 2016 гг. на угольных шахтах России произошла 21 крупная авария, в результате чего погибло 613 человек.

Мировой опыт оценки и управления рисками на угольных шахтах показал, что использование зарубежных методик применительно к шахтам России без адаптации к отечественной нормативной базе, а также учета специфики горно-геологических и горнотехнических условий не представляется возможным. В то же время общие методические подходы к оценке и управлению рисками, показавшие свою эффективность за рубежом, могут быть использованы и в нашей стране.

В соответствии с [184] к основным видам аварий на угольных шахтах отнесены: взрывы газа и угольной пыли; пожары; внезапные выбросы угля и газа; горные удары и обрушения; прорывы воды, глины, пульпы; затопления горных выработок; проникновения токсичных веществ в горные выработки. Вместе с тем, учитывая положения Приложения 2 Федерального закона № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов», анализируя работы [11,15,20,21,41,75,79,103], обобщая опыт организаций угольной промышленности, результаты надзорной деятельности Ростехнадзора (таблица 1.1), результаты работы комиссии Минэнерго России по выявлению шахт, осуществляющих добычу угля в особо опасных горно-геологических условиях, можно выявить (идентифицировать) следующие источники возникновения аварий на стадии эксплуатации угольных шахт:

1. Взрывы газа и (или) пыли.

2. Внезапные выбросы угля, породы, газа и (или) пыли.

3. Горные удары.

4. Прорывы воды в подземные горные выработки.

5. Эндогенные пожары.

6. Обрушения горных пород.

7. Субъективный (человеческий фактор), подразумевающий нарушение требований промышленной безопасности работниками, необученность персонала в сфере промышленной безопасности и безопасного ведения горных работ, недостатки в организации и осуществлении производственного контроля.

Среднесписочная численность работающих в угольной отрасли по состоянию на 2016 г. составляет 116 245 человек. В 2016 г. на предприятиях угольной отрасли произошло 8 аварий с общим числом травмированых – 304 человека. Количество несчастных случаев со смертельным исходом в 2016 г. возросло в 2,8 раза по сравнению с 2015 г. и составило 56 человек. Величина удельного показателя смертельного травматизма с 0,41 чел./млн.тонн в 2010 г. снизилась до 0,05 в 2015 г. Однако данный показатель в 2016 г. из-за аварии на шахте «Северная» увеличился почти в 3 раза и составил 0,14 чел./млн.тонн.

Скачкообразный характер тренда динамики смертельного травматизма вызван происходящими с периодичностью один раз в 3 года на шахтах крупными авариями с количеством жертв, превышающим 10 человек. Долгосрочная программа развития угольной промышленности России до 2030 г. предусматривает снижение показателя удельного смертельного травтизма до 0,05 чел./млн. тонн и сохранение его на уровне, не превышающем данного значения [142].

Следует отметить, что только предотвращение или уменьшение количеств взрывов и вспышек, т.е. действия по обеспечению аэрологической и пожарной безопасности могут значительно повысить общий уровень промышленной безопасности, т.е. данному источнику возникновения аварии следует уделять особое внимание.

Таблица 1.1 – Классификация аварий, произошедших в 2006-2016 гг. в организациях угольной промышленности (по данным Ростехнадзора)

№ п/п	Вид аварии	2006 г.	2007 г.	2008 г.	2009 г.	2010 г.	2011 г.	2012 г.	2013 г.	2014 г.	2015 г.	2016 г.
1	Взрыв (горение, вспышки) газа и угольной пыли	4	6	1	3	5	2	2	4	3	-	4
2	Пожар (эндогенный, экзогенный)	5	7	3	5	9	4	9	4	3	5	1
3	Горный удар, внезапный выброс	2	-	3	-	-	-	-	1	-	-	-
4	Разрушение зданий, сооружений, тех. устройств	3	3	1	-	1	1	2	-	-	-	-
5	Транспорт	-	1	-	-	1	1	-	-	-	-	-
6	Электроток	1	-	1	-	3	-	-	-	-	-	-
7	Машины и механизмы	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
8	Затопления горных выработок, прорыв воды	2	1	1	1	2	1	-	1	1	1	1
9	Обрушения горной массы, крепи	6	2	1	-	1	4	1	1	1	2	1
10	Другие виды аварий	-	1	-	-	-	-	2	-	-	-	1
Всего аварий по угольной отрасли		23	21	11	9	22	13	16	11	8	8	8
Из них:												
На подземных горных работах		20	17	9	8	17	9	11	11	7	6	7
На открытых горных работах и поверхности		3	4	2	1	5	4	5	-	1	2	1
Объем добычи угля, млн т (общий/подземным способом/открытым способом)		294,1 111,1 183,0	315,5 111,5 204,1	319,5 105,3 214,2	301,8 108,4 193,4	323,2 102,7 220,5	337,4 101,0 234,4	355,2 112,9 242,3	352,0 101,0 251,0	358,2 105,3 252,9	373,4 103,7 269,7	385,7 104,64 281,09

На опасность аварии, связанной с взрывами газа или пыли также существенно влияют следующие факторы, отмеченные, в том числе, комиссией Минэнерго России по выявлению шахт, осуществляющих добычу угля в особо опасных горно-геологических условиях:

– состояние системы проветривания шахты;

– состояние системы дегазации шахты;

– состояние системы пылевзрывозащиты;

– состав и функционирование многофункциональной системы безопасности (МФСБ).

Сложность горно-гелогических условий залегания угольных пластов на шахтах России, а также несоответствие применяемых способов управления газовыделением в горные выработки и состоянием массива горных пород в условиях непрерывного повышения нагрузок на очистные забои обуславливают высокий уровень аварийности при ведении подземных горных работ. Ежегодное повышение глубины на 15-20 м сопровождаемое ростом горного давления и природной газоносности разрабатываемых пластов предопределяют особую актуальность решения вопросов упрвления состоянием массива и газовыделением на выемочных участках газовых шахт.

Дегазация углегазоносного массива стала обязательным технологическим процессом разработки угольных месторождений [16,63,75]. В настоящее время используются более 30 способов и технологических схем дегазации. Среди них необходимо отметить:

- предварительная пластовая дегазация (ППД);

- дегазация выработанного пространства скважинами, пробуренными с поверхности;

- дегазация выработанного пространства и спутников скважинами, пробуренными из подготовительных выработок;

- барьерная дегазация.

ППД проводится, как правило, в условиях массива, неразгруженного от горного давления, но также может применяться предварительная дегазация

выработанных угольных пластов и вмещающих пород при восходящем порядке отработки пластов в свите.

Предварительная дегазация обеспечивает снижение газообильности лавы за счет извлечения метана разрабатываемого угольного пласта до начала вдеения очистных работ на выемочном участке. ППД обеспечивает снижение максимальных выделений метана и обеспечивает повышение нагрузки на очистные забои, а также позволяет снижать пылеобразование при разрушении угля исполнительным органом комбайна в результате нагнетании воды в пласт. К числу недостатков ППД относятся: продолжительный период (более 180 суток), низкая эффективность в условиях пониженной проницаемости пласта, сложность бурения пластовых дегазационных скважин на пластах с вязкими, сыпучими и нарушенными углями.

При интенсивной отработке запасов выемочных участков эффективность применения обычных схем ППД снижается в результате малого интервала времени между окончанием подготовки выемочного участка и началом очистных работ, поскольку период активной работы дегазационных скважин сокращается.

Эффективность ППД определяется газовой проницаемостью угольных пластов, парметрами заложения скважин и продолжительностью их работы. Объем применения данного способа ППД и количество извлекаемого метана при его реализации постоянно возрастают за счет увеличения плотности бурения скважин. При этом область применения ППД остается ограниченной пластами с повышенной газовой проницаемостью.

Вопросам разработки, внедрения, оценки эффективности различных способов дегазации посвящены многочисленные исследования различных научных школ и организаций, высококвалифицированных ученых и специалистов начиная с 50-70-х годов прошлого столетия [4,5,7,39,48,162], 70-90-х годов [63,65,80,82,85,148,152,200] и в последующий период [53,67,75,118,177]. Анализ этих и многих других источников был использован нами при разработке методологических подходов к обоснованному выбору технологий дегазационной

подготовки в условиях интенсивной разработки высокогазоносных угольных пластов.

Обеспечение безопасности по газовому фактору на угольных шахтах в России является довольно сложной задачей, так как в большинстве из них практически не применяют заблаговременную дегазационную подготовку шахтных полей и решать вопросы по эффективному управлению газовыделением приходится уже на выемочных участках. В настоящее время все большее количество шахт ведут отработку пласта одним высокопроизводительным очистным забоем по ранее названной схеме «шахта-лава». При этом, в условиях повышенной концентрации горных работ на одном участке и значительного роста нагрузки на забой, происходит повышение требований к качесту проектов подготовки и отработки выемочных участков, которое может быть обеспечено только в результате пересмотра нормативно-методической базы в части проектирования технологических схем подготовки и отработки выемочных участков. Необходимо систематичекое внесение соответсвующих коррективов в документы, регламентирующие порядок ведения горных работ, учитывая при этом новые научно обоснованные технологические решения, применение которых позволит увеличить нагрузку на забой и повысить скорость его подвигания без снижения уровня безопасности.

Состояние безопасности на предприятиях подземной угледобычи в России, а также и основные направления деятельности по снижению риска аварий и обеспечению устойчивой и эффективной работы шахт, стоит рассмотреть на примере одного из главных производителей и экспортеров угля в стране и на мировом рынке – АО «СУЭК», и, в частности, АО «СУЭК-Кузбасс».

Сибирской Угольной Энергетической Компании в 2016 г. испонилось 15 лет. Этот срок относительно небольшой, но за это время благодаря грамотному и эффективному управлению со стороны руководства компании, а также благодаря профессионализму и усилиям сотрудников, удалось более чем в 3 раза увеличить объемы добычи и обогащения угля, почти в 30 раз возрос экспорт и в 10 раз повысилась производительность труда. Сегодня СУЭК является одним из

лидеров ТЭК на международной арене и занимает ведущее место в угольной отрасли по многим показателям: по объемам добычи угля, его поставкам внутренним и зарубежным потребителям, производительности труда и уровню промышленной безопасности и охраны труда. В настоящее время компания занимает 9-е место в мире по добыче (105,4 млн. т в 2016 г.), 6-е место в мире по запасам угля (5,4 млрд. т), 1-е место в России по добыче и экспорту угля, 5-е место по объему международных продаж угля (51,9 млн. т в 2016 г.) после таких ведущих мировых экспортеров угля как компании «Glencore» (129,5 млн. т), «BHP Billiton» (91,4 млн. т), «Bumi» (55,3 млн. т) и «Anglo American» (53,4 млн. т). В состав АО «СУЭК» входят 12 шахт, 15 разрезов и 9 обогатительных фабрик, расположенных в Кемеровской области, Красноярском, Забайкальском, Хабаровском, Приморском краях, а также в Республиках Хакасия и Бурятия. СУЭК имеет развитую транспортную инфраструктуру, включающую собственный вагонный парк и 3 портовых терминала: Мурманский морской торговый порт, Малый порт и Ванинский балкерный терминал, которые позволяют осуществлять перевалку 80 % экспорта компании. В компании работает более 33 000 человек. Коэффициент частоты травматизма с потерей рабочего времени (LTIFR) за последние 5 лет снизился более чем в 2 раза с 1,92 в 2012 г. до 0,94 в 2016 г [43,186].

Добиться таких результатов было бы невозможно без совершенствования производственных и операционных процессов, масштабных инвестиций в технологическое перевооружение и мероприятия по охране труда и промышленной безопасности. Порядка 48 млн. долларов США в 2016 г. составили расходы на реализацию программ по повышению уровня охраны труда и промышленной безопасности. Руководство компании понимает, что от профессионализма и состоянии здоровья сотрудников зависит ее устойчивое развитие и поэтому стремится создать для них безопасные условия труда, способствующие профессиональному и карьерному росту [43,186]. К числу приоритетных задач в сфере развития кадрового потенциала относятся:

– эффективное использование трудовых ресурсов;

– создание благоприятных условий для труда и отдыха;

– совершенствование системы профессиональной подготовки персонала и создание возможностей для карьерного роста в рамках компании;

– развитие и продвижение корпоративной культуры.

Главными направлениями деятельности в области обеспечения безопасности на угледобывающих и углеперерабатывающих предприятиях компании являются:

– снижение негативного воздействия вредных производственных факторов на здоровье работников;

– постоянное совершенствование методов обеспечения промышленной безопасности и охраны труда;

– решение вопросов аэрологической безопасности, предотвращение аварий и минимизация воздействия угольной пыли на здоровье работников;

– оснащение предприятий новым оборудованием, внедрение современных систем безопасности и приборов контроля;

– обеспечение сотрудников качественной спецодеждой и средствами индивидуальной защиты в соответствии с корпоративными стандартами;

– обучение персонала безопасным методам работы, укрепление производственной дисциплины;

– реализация медицинских профилактических программ [10,43,186].

Как было уже отмечено ранее, в 2016 г. на предприятиях АО «СУЭК» была превышена планка годовой добычи угля в 100 млн. т, что удалось сделать в том числе благодаря слаженной работе трудовых коллективов АО «СУЭК-Кузбасс» в Кемеровской области. Всего в состав компании входят 9 шахт, 3 разреза, 4 обогатительных фабрики и 14 сервисных предприятий. В подразделениях компании работают более 14800 человек. Протяженность поддерживаемых горных выработок составляет более 520 км. Ежегодно добываемый компанией объем угля превышает 30 млн. т, при этом по объемам подземной добычи (25 млн. т угля в год) она занимает первое место в России. До 60-65 % продукции идет на экспорт. Однако расстояние до морского порта, через который

осуществляется транспортирование угля на международный рынок, составляет 4500 км. Это в свою очередь обуславливает необходимость постоянного повышения эффективности производства и увеличения производительности труда, чтобы обеспечить конкурентоспособность с ведущими угледобывающими компаниями Австралии, Канады и США.

На шахтах применяются современные очистные механизированные комплексы с интеллектуальной системой управления, внедряются современные проходческие комплексы. Очистные и подготовительные бригады АО «СУЭК-Кузбасс» с определенной периодичностью устанавливают отраслевые производственные рекорды. В развитие предприятий АО «СУЭК-Кузбасс» систематически вкладываются инвестиции. Только за последние четыре года их объем превысил 48 млрд. рублей [10,42,43,186]. При этом к основным направлениям, на которые расходуются выделяемые средства, относятся:

– повышение уровня безопасности;
– модернизация механизированных комплексов;
– увеличение производительности конвейерных линий;
– расширение и реконструкция обогатительных фабрик;
– внедрение современных систем автоматического аэрогазового контроля;
– модернизация систем вентиляции, дегазации и снижению уровня запыленности горных выработок;
– внедрение новейших систем наблюдения, оповещения и поиска людей, застигнутых аварией.

Ввод современных вентиляторных установок позволил обеспечить надежное и устойчивое проветривание шахт. Обеспечена стопроцентная дегазация всех газообильных очистных забоев.

На сегодняшний день с целью оптимизации технологических циклов производства и повышения безопасности горных работ проведены мероприятия:

– по унификации очистного оборудования с целью его применения в разных горно-геологических условиях;

– по увеличению длины очистного забоя при реализации структуры «шахта-лава» до 300 м и более, что позволяет повысить производительность предприятия;

– по сокращению сроков проведения монтажно-демонтажных работ и их процессному моделированию;

– по проведению опережающих монтажей;

– по реализации проекта по утилизации метана с выработкой тепла и электроэнергии;

– по созданию не имеющего аналогов Единого диспетчерско-аналитического центра, позволяющего получать информацию о состоянии всего подземного производства и координировать работу всех предприятий АО «СУЭК-Кузбасс» в области безопасности, производства и эффективности.

Соответствие передовым международным стандартам в области промышленной безопасности и охраны труда является одной из важнейших задач успеного функционирования предприятий как АО «СУЭК-Кузбасс» в частности, так и АО «СУЭК» в целом [10,42,43,186].

Вместе с тем, в результате замены устаревшего оборудования на новые высокопроизводительные механизированные комплексы увеличилась скорость подвигания очистного забоя и соответственно возросла оказываемая на него нагрузка. В условиях влияния повышенных горизонтальных напряжений, отмечаемых в районе Ленинск-Кузнецкого угольного месторождения, возросла необходимость решения обострившихся проблем касательно устойчивости целиков, пучения пород, а также управления давлением в горном массиве. С переходом на более глубокие горизонты отработки актуальность данных вопросов возрастает. При этом решения данных вопросов должны быть учтены на стадии разработки технологических схем отработки выемочных участков.

Несмотря на высокие показатели угледобычи на российских шахтах, в т.ч. на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс», в настоящее время уже приходится решать ряд задач, связанных с обеспечением безопасности ведения горных работ и обусловленных следующими причинами:

– повышенной концентрацией напряжений в центральной части ленточных околоштрековых целиков и пучением почвы;

– разрушением краевых частей целиков и бортов штреков в динамическом режиме;

– деформацией краевых частей целиков и бортов штреков, из-за чего приходится увеличивать эффективный пролет выработок на ширину зоны неупругих деформаций и устанавливать дополнительную крепь для уменьшения изгибающих моментов и поперечных сил в непосредственной кровле;

– неблагоприятной ориентацией горных выработок относительно главного максимального горизонтального напряжения σ_H с точки зрения устойчивости краевых частей пласта и боковых пород [40].

Если проанализировать опыт отработки угольных пластов на российских шахтах, то можно отметить, что до 90-х годов 20 века в основном применялась система разработки длинными столбами по простиранию и по падению с полным обрушением кровли без оставления целиков. Основным недостатком данной системы разработки были большие потери производительного времени на концевых участках лавы и высокие эксплуатационные затраты на поддержание подготовительных выработок. После 1991 г. внимание было сосредоточено на применении бесцеликовых схем подготовки с нисходящим порядком отработки выемочных участков и прямоточной схемой проветривания [203,205].

Однако, практикой было установлено, что применение бесцеликовых схем с одной стороны снижает вероятность горных ударов, но с другой – практически не позволяет увеличить нагрузку на забой из-за ограничений по газовому фактору. Также при ведении горных работ на глубинах более 600 м анкерная крепь не может быть использована в качестве основной, а поддержание выемочных выработок требует систематического проведения ремонтных работ. При отработке высокогазоносных пластов с применением схем подготовки выемочных участков спаренными выработками в основном используют возвратноточные или комбинированные схемы проветривания с изолированным отводом

метановоздушной смеси и дегазации. Применение прямоточных схем проветривания не получило широкого распространения из-за склонности большинства пластов Кзубасса к самовозгоранию. Введено и широко используется понятие «податливый целик», проводятся исследования по обоснованию параметров целиков управляемой податливости.

Эффективность управления газовыделением в выработки выемочных участков и состоянием массива горных пород при интенсивной отработке запасов пластов в сложных по газовому и геомеханическому факторам горно-геологических условиях определяется применяемым способом подготовки выемочных участков [50,51,204,205].

Максимальная производительность при работе длинных очистных забоев достигается при использовании многоштрековых схем подготовки выемочных участков с оставлением целиков. Применение данных схем позволяет с одной стороны увеличить нагрузку на забой за счет возможности управления процессами газовыделения при помощи средств вентиляции, дегазации или изолированного отвода метановоздушной смеси. С другой стороны, при выборе параметров целиков необходимо учитывать объемы теряемого в целиках угля и вероятность неблагоприятных последствий при отработке сближенных пластов. Поэтому, для обеспечения устойчивости участковых выработок и снижения удароопасности при высоких скоростях подвигания очистного забоя необходимо научное обоснование параметров межштрековых целиков [58,203-205,50,51].

Выбор способа подготовки выемочных участков должен осуществляться исходя из условий наиболее эффективного использования применяемого высокопроизводительного горношахтного оборудования при обеспечении безопасности по газовому фактору, удароопасности и пожароопасности, а также минимальных потерях угля в оставляемых целиках. Так как именно целики представляют собой одну из ключевых составляющих схемы многоштрековой подготовки выемочных участков, то изучение их устойчивости под воздействием различных изменяющихся факторов (режимов нагружения, скоростях подвигания

забоев, податливости и др.) является весьма важным с точки зрения повышения безопасности при интенсивной отработке угольных пластов.

Для обеспечения конкурентоспособности угля на современном рынке энергоносителей на шахтах целесообразно использовать зарубежный опыт разработки угольных пластов в сходных по горно-геологических условиям месторождениях в части применения многоштрековой подготовки, охраны подготовительных выработок угольными целиками и применения анкерных канатных крепей.

Также, анализ показателей работы современных очистных забоев показывает, что основными причинами невыполнения плановых заданий в ряде случаев являются простои в результате инцидентов, которые произошли из-за некорректного прогноза горно-геологических условий и недостоверной оценки возможных гео- и газодинамических проявлений при ведении горных работ. Поэтому без решения указанных задач невозможно обеспечение стабильно высоких технико-экономических показателей угледобычи.

1.4 Анализ методов прогноза состояния массива и геомеханического обеспечения подземной разработки угольных месторождений

Обзор накопленного опыта на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» показал, что основными причинами невыполнения плановых заданий являются простои в результате инцидентов, которые произошли из-за некорректного прогноза горно-геологических условий и недостоверной оценки возможных гео- и газодинамических проявлений при ведении горных работ. Поэтому без решения указанных задач невозможна оптимизация и наращивание мощностей производства.

Несмотря на высокие показатели угледобычи на российских шахтах, в т.ч. на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс», в настоящее время уже приходится решать ряд задач, связанных с обеспечением безопасности ведения горных работ и обусловленных следующими причинами [40]:

– повышенной концентрацией напряжений в центральной части ленточных околоштрековых целиков и пучением почвы;

– разрушением краевых частей целиков и бортов штреков в динамическом режиме;

– деформацией краевых частей целиков и бортов штреков, из-за чего приходится увеличивать эффективный пролет выработок на ширину зоны неупругих деформаций и устанавливать дополнительную крепь для уменьшения изгибающих моментов и поперечных сил в непосредственной кровле;

К этому списку необходимо добавить следующие проблемы:

- неустойчивость подготовительных горных выработок в зонах разгрузки и трещиноватости, повышенные водопритоки и вывалы из груди и кровли очистного забоя;

- ошибки в определении местоположений и характеристик, а также и пропуски различных дизъюнктивных и пликативных тектонических нарушений при планировании очистных работ.

Более общие геомеханические проблемы интенсивной высокоскоростной выемки длинных и широких выемочных столбов (оставляя пока в стороне газодинамические аспекты) в основном концентрируются вокруг двух аспектов.

1. Первая группа проблем состоит в необходимости составления опережающих детальных представлений о тектоническом строении, структуре и свойствах отрабатываемого угольного пласта, его кровли и почвы, включая наличие тектонических нарушений, зон повышенного и пониженного горного давления, участков повышенной трещиноватости и/или повышенных водопритоков и т.д. Не выявленные заранее тектонические нарушения, размывы и т.д. могут приводить к нарушению ритма работы и остановкам лавы. При системе «шахта-лава» это означает резкое снижение производительности, нарушение работы обогатительной фабрики, а порой – и отгрузки продукции потребителям.

2. Вторая проблема связана с использованием многоштрековых схем подготовки выемочных участков с оставлением целиков при отработке свит

угольных пластов, особенно при отработке сближенных пластов в свитах. С одной стороны, обеспечение противоударной безопасности и предотвращение разрушения бортов штреков требует больших размеров целиков и даже их дополнительного укрепления. С другой стороны, широкие целики с большим упругим ядром оказывают продавливающее действие на нижележащие пласты и приводят к формированию удароопасных зон повышенного давления на нижележащих пластах.

К этим двум проблемам следует добавить, что высокая скорость подвигания лавы оказывает влияние на геомеханические процессы очистной выемки и способы обеспечения ее безопасности. Высокая скорость подвигания очистного забоя влияет на на процессы обрушения основной кровли, особенно на длину участка первичного обрушения после отхода лавы от монтажной камеры. При этом многие ранее применяемые схемы гидробработки или разгрузки с помощью бурения скважин не вписываются в плотный график работы лавы, а геомеханическое и гидрогеомеханическое действие этих методов может просто не успевает реализоваться за слишком короткие сроки. Применение взрывных методов (камуфлетные взрывы, сотрясательное взрывание, торпедирование кровли и т.д.), обеспечивающих быстрое протекание разгрузки, затруднено из-за высокой газообильности большинства шахт Кузбасса и в настоящее время мало распространено.

С другой стороны, высокая скорость подвигания лавы имеет не только отрицательные, но и положительные последствия для безопасности очистной выемки. За короткие времена приближения и прохождения лавы не успевают в полной мере (как было раньше при существенно более медленных темпах движения) развиться процессы трещинообразования, закрытия и раскрытия существующих трещин, нарастания водопритоков, газовыделения и подготовки выбросов.

Скорость очистной выемки, по-видимому, влияет и на более масштабные процессы перераспределения напряжений, формирования геодинамически опасных зон и др. Сопоставление времен скоростей перемещения зон

повышенной сейсмической активности по данным [2,3,110] со скоростями подвигания подготовительных и очистных забоев в угольных шахтах при применении интенсивной выемки угля показывает, что эти величины близки по порядку величин (10^{2-3} м/мес.), Соответственно, при быстром подвигании лавы новые центры повышенной геодинамической активности могут не успеть полностью сформировать за время прохождения лавы через зоны повышенных напряжений. Однако этот вопрос относится к числу наиболее сложных спорных в геомеханике, так как для геомеханических расчетов преимущественно используются упругие и упруго-пластические модели без учета фактора времени [17,70,131]. Попытки учесть временной фактор (см., например, [109]) сталкиваются с большими проблемами получения значений вязкости пород, скоростей «гриффитского» и «негриффитского» роста трещин, развития микротрещиноватости и акустической активности и т.д. Даже гидродинамические и газодинамические модели горных массивов, учитывающие временные факторы, как правило, рассматривают коэффициенты фильтрации как константы. Эти вопросы требуют проведения глубоких исследований, для которых важным источником данных послужат разрабатываемые и внедряемые нами системы гео- и газодинамического мониторинга и накопления данных о состоянии массива, но в данной диссертации будут рассматриваться лишь в малой мере, только для решения текущих проблем обеспечения ритмичности и безопасности выемки угля.

Ввиду широты и разноплановости геомеханических проблем, возникающих при обеспечении безопасности и ритмичности добычи при его интенсивной отработке длинными столбами, обзоры методов по частным вопросам будут проведены в соответствующих главах диссертации. В данном разделе мы рассмотрим основные работы ученых и инженеров по каждой из двух основных перечисленных выше проблем.

Следует отметить, что основной метод, или даже правильнее сказать, раздел горной геомеханики, занимающийся предварительным выявлением тектонического строения месторождений, их геодинамических особенностей и

зон повышенных и пониженных напряжений – геодинамическое районирование недр – в России начал развиваться именно в Кузбассе. Именно Кузбассу были посвящены основополагающие работы И.М. Батугиной, в значительной мере именно Кузбассу посвящены и работы другого родоначальника геодинамического районирования недр И.М. Петухова [23-25,119].

Тем не менее, схемы геодинамического районирования Кузбасса существенно различаются у разных авторов.

В качестве примеров приведем несколько схем. Схема И.М. Батугиной и И.М. Петухова приведена на рисунке 1.3. В дальнейшем в работе Т.И. Лазаревич, А.Н. Шабарова и др. [77] данная схема была несколько скорректирована и приближена к рисунку основных региональных разломов (рисунок 1.4).

Рисунок 1.3 – Схема блоков Кемеровской области [23]

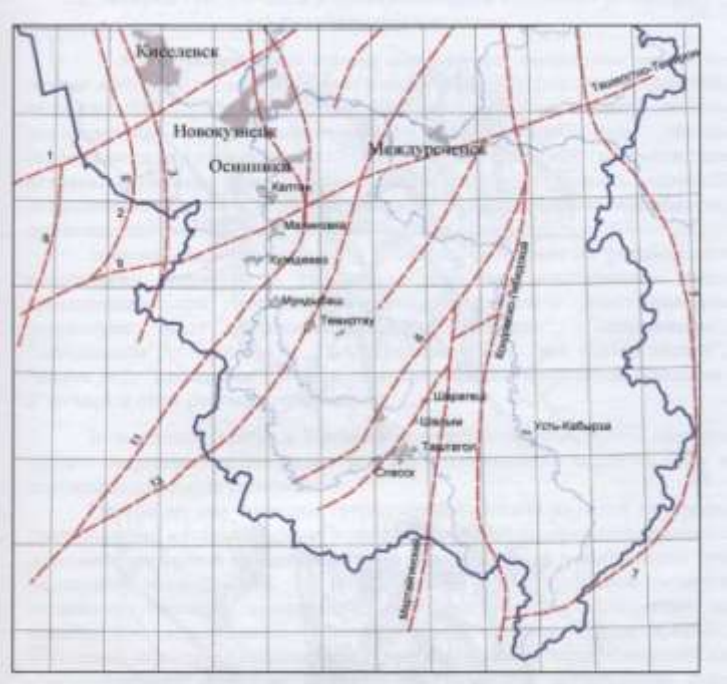


Рисунок 1.4 – Блочное строение Южного Кузбасса [77]

Схема В.В. Иванова [52] (рисунок 1.5) основана на разработанных А.В. Орловой методиках [111-112].

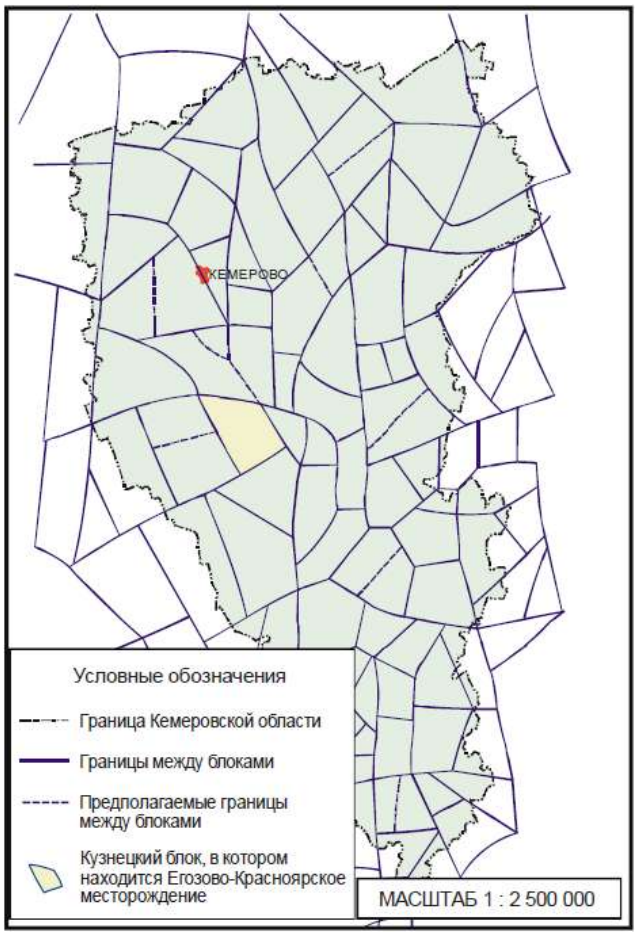


Рисунок 1.5 – Блоковая структура 1 ранга Кемеровской области [52]

Вопросам оценки структурно-тектонического строения Кузнецкого бассейна посвящена работа Ненашевой Р.И., Зыкова В.С. и Чебоксарова Б.Б., в которой территория Кузбасса представлена 39 тектоническими блоками, образующими четыре микроплиты [101].

Неотектоническим исследованиям территории, методике выделения тектонических блоков и составлению карты неотектонической структуры Кузбасса посвящена работа Новикова И.С. и др. (рисунок 1.6) [105].

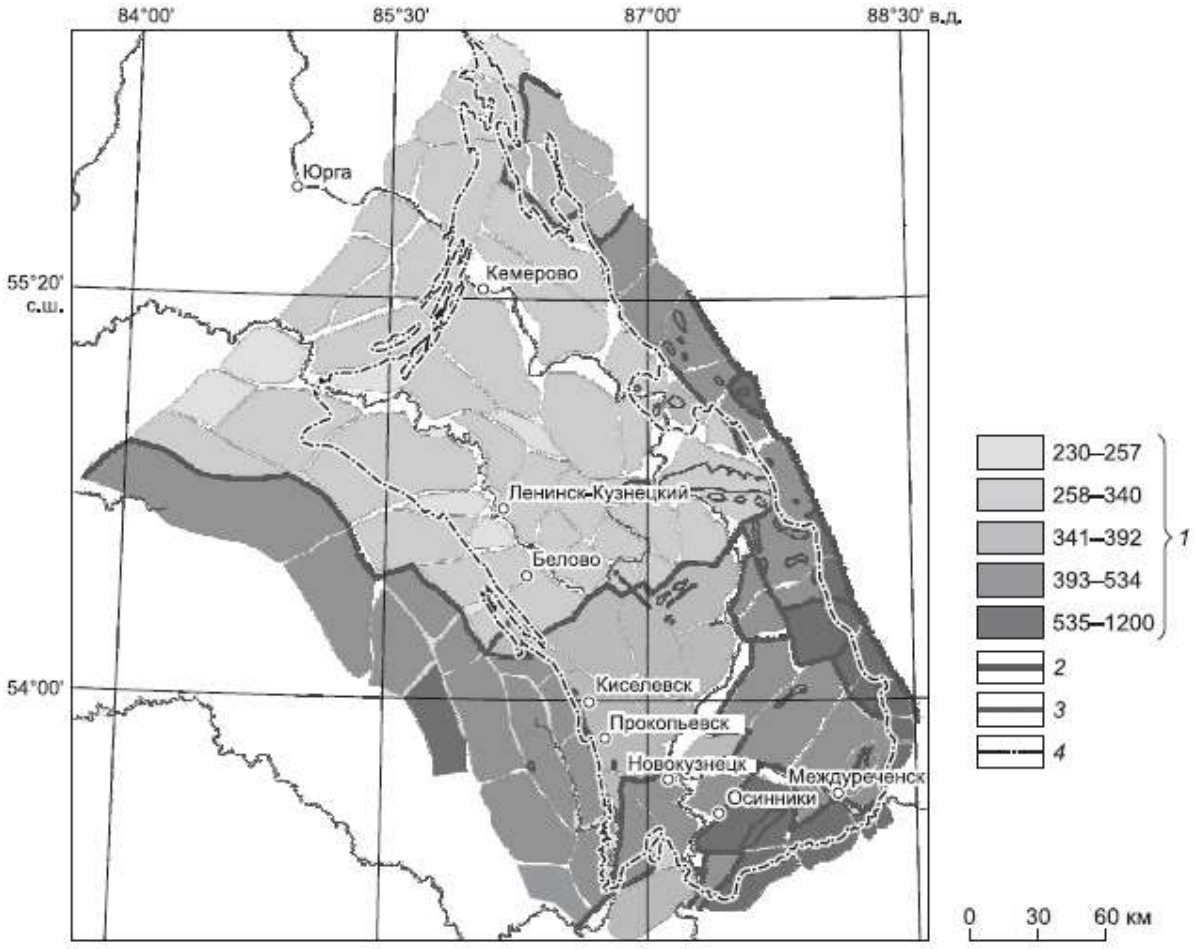


Рисунок 1.6 – Схема новейшей блоковой делимости Кузбасса и прилегающих территорий:

1 – основные неотектонические блоки и высота водораздельных поверхностей в их пределах, м; 2 – основные тектоногенные уступы, 3 – контуры отпрепарированных геологических тел (монадноков), сложенных устойчивыми к денудации породами; *4* – граница Кузнецкого каменноугольного бассейна

Серия работ А.Н. Соловицкого и более поздних исследований А.А. Ренева, С.В. Свирко, А.И. Быкадорова и др. [31,149,150,171-173] посвящена разработке основных принципов и выделения единых динамических характеристик для исследования закономерностей медленных деформационных процессов блочного массива месторождения, очаговых зон геодинамических событий и совместного действия природных и техногенных геодинамических процессов в Кузбассе.

В то же время исследования Д.В. Яковлева, С.В. Цирeля и Т.И. Лазаревич [209] показали, что на природно-техногенную сейсмическую активизацию Кузбасса наибольшее влияние оказывают не основные региональные разломы, а глубинные разломы, относительно слабо проявленные в рельефе. По мнению авторов, причина столь парадоксального явления состоит в том «малопроявленные в верхних слоях глубинные и региональные разломы – это одновременно и важнейшие прорастающие разломы, формирующие зоны повышенной геодинамической активности в верхней части земной коры, и любые воздействия на горный массив, в том числе техногенные, активизируют в первую очередь именно эти зоны. Механизмы проявления активизации глубинных разломов в результате техногенных воздействий, по-видимому, заключаются в росте трещин и формировании тектонически напряженных зон около их замыканий и, наоборот, зон ослабления (дробления), а также просачивании флюидов через эти зоны».

Таким образом, несмотря на длительное изучение геодинамических особенностей Кузбасса и наблюдающейся в последние десятилетия природно-техногенной сейсмической активизации, исследователи сошлись в выделении наиболее активных областей, но все же не пришли к единым выводам о разделении Кузбасса на геодинамические блоки.

Однако основная проблема использования существующих работ по геодинамическому районированию для планирования горных работ и обеспечения геодинамической безопасности состоит в том, что авторы уделяли основное внимание выделению блоков и разделяющих их разломов на уровне 1-2 и в меньшей степени - 3-4 рангов. При этом мелким разрывам 5-6 рангов, которые

непосредственно влияют на ритмичность и безопасность работы очистного забоя уделялось недостаточное внимание. Некоторое исключение составляют работы А.И. Екимова [45] с весьма интуитивным и нетрадиционным подходом к выявлению разрывной тектоники.

Другой пробел заключается в том, исследователи уделяли особое внимание тектонически напряженным зонам, с которыми связаны риски геодинамических явлений; при этом тектонически ослабленным зонам, с которыми связаны неустойчивость пород кровли, повышенные водопритоки и скопления свободного метана уделялось недостаточное внимание.

Вторая важнейшая группа геомеханических проблем связана с выбором размеров и параметров целиков, прежде всего межлавных. Технология интенсивной выемки угля с многоштрековой схемами подготовки выемочных участков в первую очередь ориентирована на отработку мощных одиночных пластов со спокойными геологическими условиями (минимумом пликативных и дизъюнктивных нарушений, отсутствием как удароопасности, так и зон тектонически ослабленных зон). Однако на шахтах Кузбасса она применяется в гораздо более сложных условиях, отрабатывается свита пластов, зачастую включающая весьма сближенные пласты; на верхних пластах наблюдается множество тектонически ослабленных участков с неустойчивыми породами и повышенными притоками, на нижних пластах проявляются удароопасность и иногда – выбросоопасность, все пласты имеют высокое содержание метана и т.д.

При отработке свиты пластов наиболее эффективным методом избежать продавливающего действия целиков (при больших размерах целиков и особенно при трехштрековой подготовке оно распространяется вниз на большие расстояния) и создания больших зон повышенного горного давления (ЗПГД) и достижения полноты выемки угля была бы полная или частичная отработка целиков обратным ходом. Однако, как уже отмечалось выше, ее применение усложняет работу шахты, удорожает стоимость добычи, требует сложных мероприятий по обеспечению проветривания и безопасности при выемке целиков и поэтому в большей части случаев экономически неэффективно.

Исходя из того, что целики не будут отрабатываться, при разработке свиты пластов к целикам предъявляется целый ряд трудно совместимых между собой требований:

- предотвращение разрушений и вывалов в подготовительных выработках;

- предотвращение горных ударов с разрушением целиков;

- минимизация пучения, как вызванного выдавливанием слабых пород почвы, так и разрушение крепких прослоев в почке;

- минимизация продавливающего действия целиков и образования зон ПГД на нижележащих пластах.

Естественно это требует применения различных мероприятий как по укреплению целиков, так и по обеспечению их податливости.

Проблемами предотвращения опасностей, связанных с применением целиков занималось множество исследователей, поэтому рассмотрим полученные к настоящему времени результаты.

Прежде всего всеми авторами отмечается, что проектирование целиков должно производится с учетом нагрузочных свойств кровли. С этой целью применяют сочетания целиков с различными деформационными характеристиками, работающих в режимах прогрессирующей ползучести *Y*, постоянной скорости деформации *S* и жестких, работающих в режиме упругих деформаций *C* (рисунок 1.7). Например, в США чаще всего при оставлении трех рядов ленточных целиков в среднем ряду находятся широкие целики, работающие в режиме заданных нагрузок, а в крайних рядах, по обеим сторонам от широких целиков – податливые целики. Такие схемы применяются и при отработке пластов, склонных к горным ударам [20].

При взаимодействии с породами висячего бока в режиме заданных нагрузок, назначение жестких целиков *C* – воспринимать основные нагрузки опорного давления, а податливых *S* и *Y* – релаксировать напряжения дляпредотвращения динамических форм проявлений горного давления и снижения удельного давления на кровлю и почву для уменьшения образования вывалов и пучения. При взаимодействии с породами висячего бока в режиме

заданных деформаций применяются податливые целики, деформирующиеся в режимах прогрессирующей ползучести или постоянной скорости деформации, назначение сочетания которых – оптимальное в конкретной ситуации распределение реакции целиков для обеспечения благоприятных условий поддержания выработок. Режим прогрессирующей ползучести имеет особое значение для снижения продавливающего действия и влияния на нижележащие пласты.

При этом следует подчеркнуть, что если прочность целика при работе в режиме упругих деформаций *C* может быть достаточно надежно определена [92], а управление состоянием массивом осуществляться, например, разупрочнением основной кровли [37, 38], то определение его параметров для работы в режимах податливости *S* и *Y* значительно более сложно, каких-либо общепринятых методик выбора параметров целиков для этих условий не существует, поэтому в первую очередь полагаются на данные шахтных исследований в конкретных ситуациях.

В процессе развития горных работ целик может взаимодействовать с боковыми породами в режимах заданных деформаций и заданных нагрузок. Режим взаимодействия зависит также от строения и физико-механических свойств пород и поэтому по-разному проявляется, например, в массивах, сложенных слоистыми или массивными осадочными породами (рисунок 1.7).

Рисунок 1.7 – Зависимость деформирования целика от времени приложения нагрузки

Проведение выработок комбайнами обеспечивает снижение трещиноватости (по сравнению с буровзрывным способом) и обеспечивает в большинстве случаев (за исключением зон интенсивной трещиноватости) ровные поверхности стенок выработок. По мере удаления от проходческого забоя в угле возникают нарушения сплошности, зависящие от: 1) распределения региональных и локальных напряжений; 2) ориентировки и частоты эндогенных и кливажных трещин и сопротивления сдвигу по ним (c' - сцепления и ρ' – угла внутреннего трения); 3) сопротивления сдвигу по направлениям, не совпадающим с этими ослаблениями (c и ρ); 4) прочности угля; 5) формы поперечного сечения и размеров выработок; 6) промежутка времени после оформления целика; 7) процессов выветривания угля и пород [212, 229].

Принципиальная схема деформирования целика по проф. Г.Л. Фисенко показана на рисунке 1.8 Если целики сложены хрупким углем, то они будут разрушаться с боков при нагрузках, меньших предельных (например, при нагрузках, соответствующих эпюре I на рисунке 1.8). По мере приближения лавы, такие целики могут быть полностью разрушены. Линиями 1, 2 и 3 на рисунке 1.8 показаны последовательные стадии разрушения целика, а линиями I и II – эпюры нагрузок в начальный период их формирования и в конечной стадии их разрушении.

При укреплении целика анкерной крепью штанги должны закрепляться за пределами призмы O_1BO, имеющий наклон к боковой поверхности целика под углом $\varepsilon = \frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}$, где ρ - угол внутреннего трения. Хорошо укрепленные целики могут нагружаться до величин, многократно превышающих прочность угля при одноосном сжатии.

В зависимости от соотношения ширины целиков w к их высоте h отмечается принципиальное различие в характере деформирования «узких» (w/h < 5–6) и «широких» (w/h > 5–6) целиков, которое заключается в том, что в центральной части «широких» целиков формируется неразрушаемое упругое ядро, в котором уголь находится в условиях объемного сжатия, а прочность возрастает до величин

опорного давления. В «узких» целиках центральная часть по мере увеличения опорного давления разрушается без образования упругого ядра.

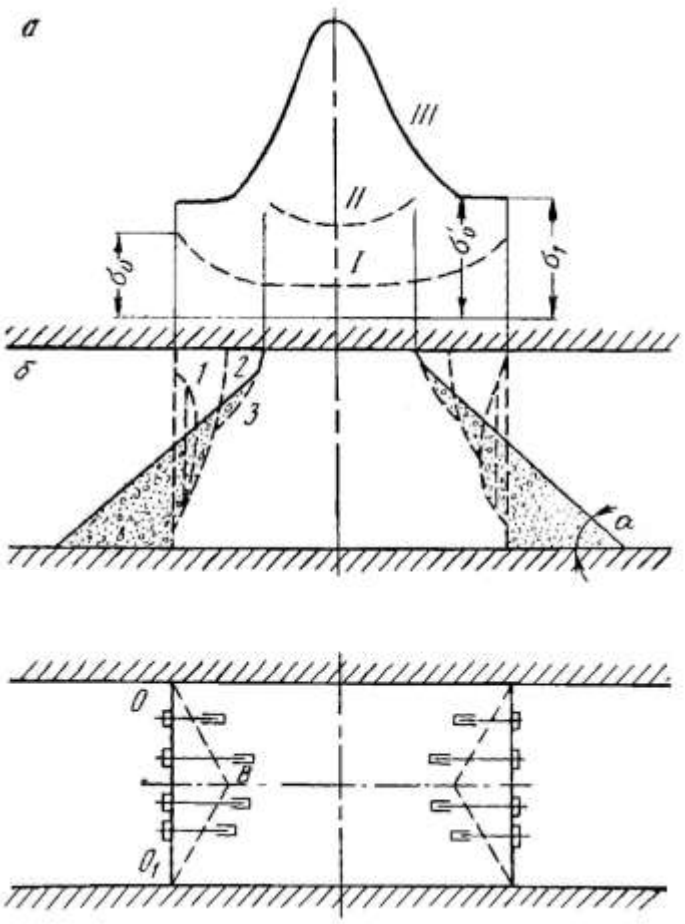


Рисунок 1.8 – Схемы нагружения (*а*), разрушения неукрепленного целика (*б*) и укрепления краевой части (*в*)

Если целики сложены хрупким углем, то они будут разрушаться с боков при нагрузках, меньших предельных (например, при нагрузках, соответствующих эпюре I на рисунке 1.8). По мере приближения лавы, такие целики могут быть полностью разрушены. Линиями 1, 2 и 3 на рисунке 1.8 показаны последовательные стадии разрушения целика, а линиями I и II – эпюры нагрузок в начальный период их формирования и в конечной стадии их разрушении.

При укреплении целика анкерной крепью штанги должны закрепляться за пределами призмы O_1BO, имеющий наклон к боковой поверхности целика под

углом $\varepsilon = \frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}$. Укрепленные целики могут нагружаться до величин, многократно превышающих прочность угля при одноосном сжатии.

В зависимости от соотношения ширины целиков *w* к их высоте *h* отмечается принципиальное различие в характере деформирования «узких» (*w/h* < 5–6) и «широких» (*w/h* > 5–6) целиков, которое заключается в том, что в центральной части «широких» целиков формируется неразрушаемое упругое ядро, в котором уголь находится в условиях объемного сжатия, а прочность возрастает до величин опорного давления. В «узких» целиках центральная часть по мере увеличения опорного давления разрушается без образования упругого ядра.

При этом до определенной величины внешних сил уголь даже в узком целике сохраняет свои свойства. Но затем начинается процесс разрушения структурных связей, развитие отдельных изолированных трещин, объединяющихся далее в сдвиги и разломы. Первоначально связные уголь или порода постепенно превращаются в дезинтегрированную массу, приближающуюся по механическим свойствам к бессвязной сыпучей среде, сцепление которой c' близко к 0, но обладающей внутренним трением (угол внутреннего трения ρ' = 25–35°), благодаря чему даже полностью разрушенный уголь в объеме целика частично сохраняет способность нести нагрузку. Однако при высоких нагрузках происходит полное разрушение целика.

Иное поведение наблюдается у широких целиков. Сохраняющих упругое внутреннее ядро во все периоды эксплуатации выработок, включая повторное использование на границе с выработанным пространством. В зависимости от свойств угля распределение нагрузки внутри целика имеет различный характер. В угле, склонном к пластическим деформациям (например, при выраженном кливаже) зоны пластических деформаций с обеих сторон целика близки к симметричным, наибольшие нагрузки принимает на себя упругое ядро в центре целика. В более хрупком угле (например, при слабо развитом кливаже) пик нагрузки может перемещаться с одного края целика на другой в зависимости от

близости к очистному забою работающей лавы. При этом возникают риски резкого разрушения наиболее нагруженного края целика.

В общем случае вероятность пластического и хрупкого разрушения одной и той же краевой части меняется в зависимости от геомеханических условий (распределения полей напряжений, прочности, пластичности, угла внутреннего трения и других свойств угля). Перераспределение и изменение напряжений впереди лавы могут вызывать интенсивное образование трещин в целиках, расположенных по периметру отрабатываемого участка, где будут преобладать трещины сдвига (пластическое разрушение) и отрыва (хрупкое разрушение).

Другие характерные механизмы деформации связаны с проявлениями пучения, как при динамических разломах почвы, так при выдавливании слабых пластичных пород из боков выработки.

Особо остановимся на методах расчета целиков. Основной принцип расчета заключается в том, что прочность целика должна превышать величины внешних нагрузок (для податливых целиков с неограниченной ползучестью – этот принцип распространяется только на кратковременную прочность). Исследования угольных целиков отечественными и зарубежными специалистами имеют 100-летнюю историю. Различные формулы, полученные экспериментальными, натурными и расчетными методами представлены в работах [26,27,30,92,130,170,195,210,219,234,235].

Наиболее приемлемыми формулами прочности целиков, основанными на экспериментальных данных, являются формулы Оберта-Дувэла/Ванга, Холланда-Гейди/Хаструлида-Свенсона и Бенявски:

$$S_p = S_1\,(0{,}78 + 0{,}22\,w/h), \tag{1.1}$$

$$S_p = S_1\,(w/h)^{0.5}, \tag{1.2}$$

$$S_p = S_1\,(0{,}64 + 0{,}36\,w/h), \tag{1.3}$$

где S_p – прочность целика; S_1 – прочность угля в массиве (in situ); w – ширина целика или наименьший размер в плане; h – высота целика.

В России формула Бенявски использована в действующем в настоящее время нормативно-методическом документе [201]. Каждая из этих формул

учитывает только геометрию целиков - отношение их ширины к высоте (*w/h*) и не учитывает данные о физико-механических свойствах, структуре угля и строении угольного пласта и боковых пород, следовательно, не дают достаточных оснований для определения прочности целиков. Прогнозы по этим формулам могут существенно различаться.

На рисунке 1.9 приведено сравнение пяти эмпирических формул, трех аналитических и результатов исследований на двух численных моделях.

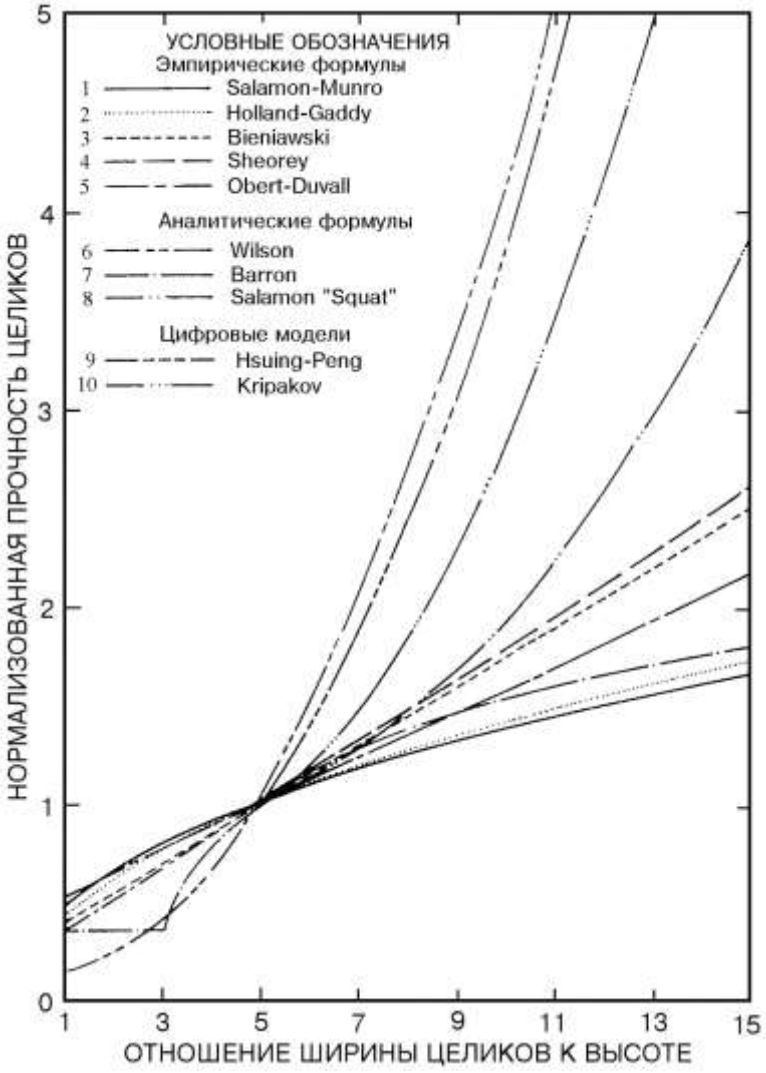


Рисунок 1.9 – Сравнение прочности целиков, рассчитанной по различным формулам

Формулы согласованы между собой таким образом, чтобы при одной и той же прочности они прогнозировали одинаковую податливость при отношении $w / h = 5$.

Из рисунка 1.9 следует:

1. Зависимости, представленные численными моделями 9 и 10 показывают экспоненциальное увеличение прочности целика по мере увеличения его ширины. Все эти теории предполагают быстрое возрастание напряжений внутри сжимаемых целиков до неопределенно больших величин.

2. Другая крайность представлена эмпирическими формулами 1.1-1.3, которые показывают, что прочность целика стремится к некоторому максимуму ограниченной величины.

3. Промежуточное направление, аппроксимируемое линейным возрастанием прочности, представлено эмпирическими моделями 3, 4, 5. Сходные зависимости представлены в [92].

Эти эмпирические методы подтверждены широкомасштабными исследованиями и достаточно эффективно применялись в течение многих лет. Они дают оценку средней прочности целика, которая считается равномерно распределенной по всей его площади. Их недостатками, кроме неучета свойств угля и пород кровли, являются заметные расхождения при больших размеров целиков $w/h >> 5–6$ и, главное, невнимание к неравномерности распределения сопротивления по площади целиков, о которой речь шла выше.

Для выхода из этого положения используется два подхода. Один подход к проектированию целиков основан на статистическом ретроспективном анализе предшествующего опыта эксплуатации шахтных целиков. В этом направлении необходимо отметить метод [226], применяемый в Южной Африке, и метод [228], где использован подобный подход в комбинации с широкими лабораторными и натурными исследованиями для угольных шахт Индии. Другой подход основан на изучении распределения напряжений при постепенной деформации целика [223, 219]. Среди них следует отметить работы Вильсона, который исходил из предположения, что уголь подчиняется линейному критерию разрушения Мора–Кулона.

Однако, несмотря на указанные недостатки, любая из приведенных формул из третьей группы (см. рисунок 1.9) может применяться для расчетов околоштрековых целиков, относительные размеры которых не выходят за пределы $w/h < 5–6$. Но при этом следует иметь в виду, что на нижнем пределе этого диапазона целики могут постепенно разрушаться в режиме заданных деформаций (см. рисунок 1.8), создавая постепенно нарастающие проблемы , связанные с креплением кровли и борьбой с пучением почвы. При размерах целиков, когда отношение w/h незначительно превосходит 5–6, процессы в целиках, взаимодействующих с массивом боковых пород в режиме заданных нагрузок, могут приводить к динамическим разрушениям кровли, почвы и краевых частей целиков в форме горных ударов.

Учитывая неопределенность свойств угля и пород кровли, их изменчивость по длине выработки и с течением времени, развитие событий часто бывает невозможно прогнозировать, но последствия ошибок могут быть уменьшены укреплением целиков штанговыми анкерами, а кровли – штанговым и канатными анкерами. Для контроля и своевременного принятия мер по усилению крепи выработок и упрочнения целиков необходим постоянный мониторинг геомеханических процессов.

При расчете околоштрековых целиков на основе концепции критической податливости под «критической» подразумеваются такая ширина ленточных околоштрековых целиков, при которой напряжения в зоне влияния опорного давления лавы не вызывают их разрушения в динамическом режиме, и сами целики сохраняют несущую способность. При этом понятие «податливый целик» предполагает наличие более или менее широкой полосы вдоль его контура, внутри которой частично разрушенный уголь деформируется за пределом упругости в режиме заданных деформаций.

В работе [227] было предложено применить метод проектирования выработок, первоначально разработанный для калийных рудников, в предположении, что существует промежуточное значение ширины между обычным размером, при котором целик не разрушается, и таким, при котором

происходит его полное разрушение. Очевидно, что данная концепция близка к российским методикам расчета минимальных размеров целиков в удароопасных условиях. В наглядной форме соотношение между проектными размерами «критического», податливого и опорного (жесткого) целиков представлено на рисунке 1.10.

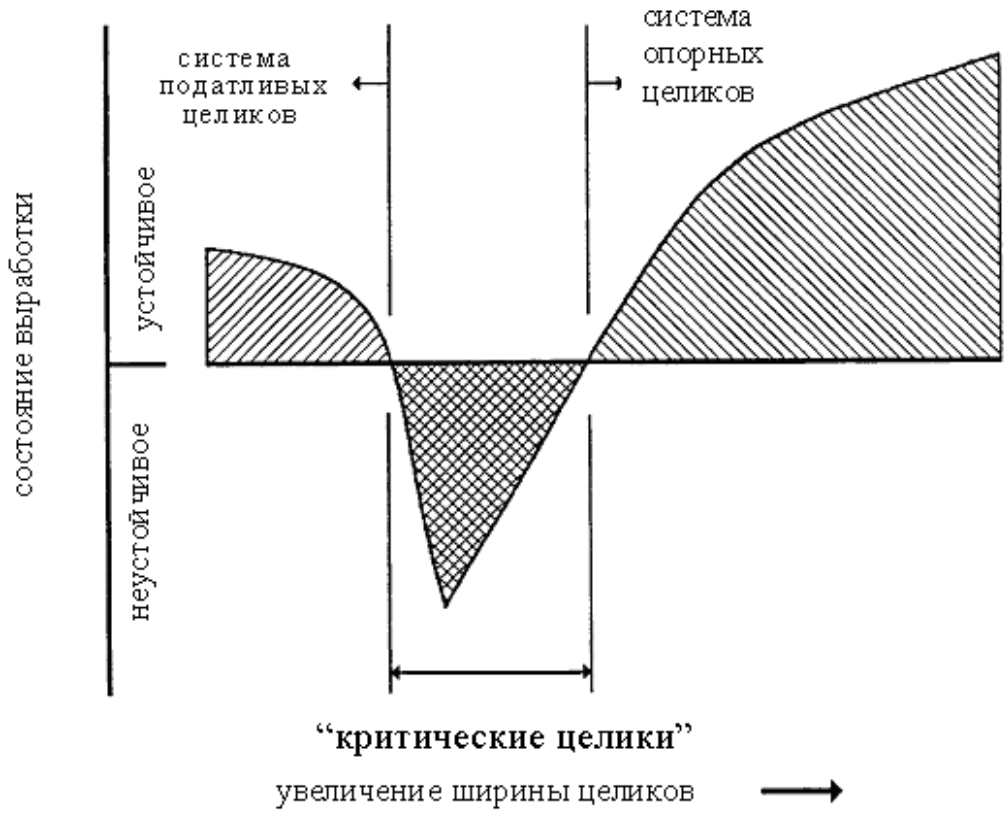


Рисунок 1.10 – Концептуальное соотношение между проектными размерами «критического», податливого и опорного целиков (для случая залегания в кровле прочных пород)

Важным аспектом этой концепции является порог, разделяющий устойчивые и неустойчивые целики. Усложнение проявлений горного давления является, в основном, следствием постепенного уменьшения размеров опорных целиков. О начале изменения напряженного состояния свидетельствуют пучение почвы, звуковые эффекты, слабые удары и нарастание проблем, связанных с поведением кровли [218].

Например, состояние главных штреков, охраняемых опорными целиками, может быстро ухудшиться при небольшом, на несколько метров уменьшении ширины целика; переход от вполне устойчивого состояния главных выработок к наихудшему, критическому, может быть внезапным.

Другая возможность перехода из устойчивого состояния в критическое связано с возрастанием нагрузок при прохождении забоя лавы. Например, когда «критические» целики применяются в сочетании с системой опорных целиков (при многоштрековой подготовке), проблемы управления горным давлением в первую очередь проявляются во вспомогательных штреках вблизи линии забоя. В этих участках, расположенных у ранее полностью отработанных панелей, целики подвергаются большим нагрузкам при выемке угля. Если размеры целиков уменьшаются настолько значительно, что пересекается граница диапазона изменения «критических» целиков (рисунок 1.10), или нагрузка возрастает до величин, превосходящих несущую способность целика, может произойти горный удар и (или) возникнуть пучение почвы на этом участке выемки угля. И наоборот, когда размеры податливых целиков приняты несоответствующими данным условиям, пластическое разрушение начинается на ранних стадиях очистных работ под воздействием передовой зоны опорного давления, сложные проблемы по управлению горным давлением в главных выработках будут возникать преимущественно непосредственно у линии забоя, а во вспомогательных выработках возможно постоянное наличие проблем в течение всего срока службы. В результате образуется небольшой неразрушенный целик, подвергающейся высоким опорным нагрузкам, часто сопровождающимися сильными горными ударами в целике непосредственно по линиям забоя или секций крепи. В таких ситуациях значительные повреждения наблюдались у перегружателя и у ленточного конвейера на сопряжении лавы со штреком [222].

Хотя данный подход и дает простое представление и наглядную графическую интерпретацию концепции «критического» целика, его трудно использовать для расчета целиков в конкретных условиях без больших коэффициентов запаса. Такие параметры, как мощность пласта, глубина от

поверхности, физико-механические свойства слоев кровли и почвы оказывают существенное влияние на поведение целика под нагрузкой. Например, конфигурация целика, который плавно и спокойно деформируется в условиях кровли средней прочности, может разрушаться в форме горного удара под воздействием дополнительной пригрузки со стороны прочных слоев кровли. Из этого примера следует, что податливые целики, успешно примененные в одной ситуации, могут оказаться в положении «критических» при таких же формах и размерах в другой. И, наоборот, опасный «критический целик» может сохранить упругое ядро и оказаться опорным при меньших нагрузках и более пластичных породах кровли.

Таким образом, базируясь на этих подходах, необходимо учитывать конкретные условия работы целика, включая свойства угля, пород кровли, мощность междупластья и т.д. При этом необходимо отработать методы как укрепления целиков, так и придания им податливости, что наиболее важно при малых размерах междупластья.

1.5 Анализ методов прогноза метанообильности и способов управления газовыделением на выемочных участках

Для повышения эффективности управления газовыделением, корректного выбора параметров вентиляции и дегазации необходимо повышение качества прогноза метановыделения на выемочном участке и допустимых нагрузок на очистной забой по газовому фактору.

Современная поземная разработка угольных месторождений в нашей стране и за рубежом характеризуется непрерывным увеличением глубины горных работ и переходом на отработку высокогазоносных угольных пластов. Все это ведет к росту газообильности выемочных участков – основному фактору, ограниченичивающему нагрузку на очистные забои. Уже в настоящее время нагрузки на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» достигают 30÷40 тыс. т/сут и в самом ближайшем будущем планируются еще выше. Предварительный прогноз

производительности, который дается на стадии геологоразведки, допускает существенные погрешности, что приводит к высоким экономическим рискам на стадии проектирования шахт. В современных условиях необходим также оперативный прогноз допустимых по газовому фактору нагрузок на стадии ведения горных работ с учетом возможностей предварительной и текущей дегазации углепородных массивов. Накопленные в фундаментальной науке знания позволяют решить эту прикладную задачу, базируясь на современных средствах компьютерного моделирования и средств измерений. Поставленная задача представляет большой практический интерес и является весьма актуальной.

Для достижения этих целей в диссертации разрабатываются методики экспериментального определения фильтрационных свойств и характеристик состояния углегазоносного массива на основе измерений параметров истечения газа из скважин и с поверхности очистных забоев; методики прогноза газообильности горных выработок и определения допустимой по газовому фактору нагрузки на очистной забой, а также технические решения и рекомендации по дегазации угольных пластов.

При интенсивной отработке газоносных угольных пластов важной задачей является обеспечение достоверного прогноза притоков метана в горные выработки, что необходимо для своевременного осуществления технологических мероприятий, обеспечивающих безопасность работ по газовому фактору. Наибольшее внимание исследователей направлено на прогнозирование притоков метана в очистной забой, от эффективной эксплуатации которого зависит себестоимость добычи угля и рентабельность угольной шахты. Повышение нагрузок на очистной забой в наибольшей мере отражается на снижении себестоимости, однако нормативные требования по эксплуатации угольных шахт ограничивают рост производительности в связи с опасностью появления взрывоопасных концентраций метано-воздушной смеси в очистном забое и горных выработках. Согласно [185], допустимая концентрация метана в атмосфере действующих горных выработок строго регламентирована. В

частности, в РФ на самом ответственном участке – лаве, допустимая концентрация по объему не может превышать 1%.

Для сравнения – максимальные значения, ниже которых разрешается проведение работ в шахте, составляют: в Австралии, Индии, Великобритании - 1,25%; Южной Африке - 1,4%. В Китае, Германии, США – верхний предел такой же, как в РФ, составляет 1% [223]. Отмечается, что «в конкретных горно-геологических условиях общее количество газа, выделившегося в процессе выемки угля, увеличивается пропорционально росту темпов добычи угля». При этом интенсивность и объем газовыделения зависят от газоносности пласта, мощности угольных пластов, прочности вмещающих пород, геометрической конфигурации горных выработок, показателей угледобычи и проницаемости угольного пласта [223].

В отечественных и зарубежных академических учреждениях и научно-исследовательских институтах разработаны различные теоретические модели потоков газовыделения в горные выработки [12,19,224,120,215,226].

Для практических целей на шахтах обычно используют эмпирические модели газовыделения, которые применяют в сочетании с накопленными на местах знаниями и практическим опытом [147]. Однако эмпирические модели не способны учитывать многообразие параметров и физических свойств, в частности, это относится к газоносности пласта, механическим свойствам породы и угольных пластов, геометрии горных выработок, а также темпам добычи угля.

В работе [88] показана связь тектонической структуры углепородного массива с газовыделением из угольных пластов. Отмечено, что пересечение тектонических разломов горными работами может привести к непрогнозируемому повышению газообильности выработок, что создаст предпосылки к возникновению аварийных ситуаций. В этих аномальных горно-геологических условиях прогноз газообильности имеет низкую достоверность, а основные технические решения завязаны на постоянный мониторинг притоков газа.

В работе [62] представлены результаты изучения особенности плотностной структуры угольных пластов Кузбасса по сейсмическим материалам томографической обработки. Указана определяющая роль геодинамики в формировании внутренней структуры угольных пластов, ее дискретный (мелкоячеистый) характер и выраженная зависимость от степени дислоцированности углевмещающей среды и метаморфизма угля. Получение сейсмических материалов расширяет информационный материал и способствует повышению достоверности прогнозов газообильности.

Управление газоносностью угольных пластов осуществляют путем извлечения метана из неразгруженных горными работами угольных пластов. В работе [44] показано, проблема массопереноса метана является проблемой управления сорбционными процессами в системе «уголь - метан - жидкость». В работе рассматриваются методы повышения газоотдачи и интенсификации этого процесса при заблаговременной дегазации, основанные на воздействии на угольный пласт. Приведены результаты и анализ наблюдений за этими процессами, накопленные в последние годы специалистами Казахстана. Отмечается, что сдерживающим фактором широкого внедрения технологий заблаговременной дегазации в Казахстане являются высокие материальные затраты и длительный срок возврата инвестиций.

В работе [90] рассмотрены вопросы взаимосвязи предварительной добычи метана угольных пластов и безопасности добычи угля из высокогазоносных угольных пластов на шахтах России. Обосновано применение одной из мер государственной поддержки добычи метана угольных пластов, которая заключается в освобождении от НДПИ на период до выхода газодобывающего предприятия на уровень безубыточной работы, но не более 10 лет. Такой экономический стимул открывает возможности для более широкого внедрения технологий дегазации, что позволит, наряду с увеличением энергетического потенциала, повысить безопасность разработки газоносных угольных пластов.

В работе [179] представлено развитие метода оценки газоносности угольных пластов в лабораторных условиях с использованием угольных кернов

для уточнения метаноносности. Рассмотрены средства и приборно-аналитическое обеспечение. Следует отметить, что в лабораториях угольных шахт непрерывно проводят исследования углей на предмет качества продукции для коммерческого распространения (зольность, теплота сгорания, влажность и др.). При этом возможности шахтных лабораторий используются все еще недостаточно, и этот фактор требует более детального внимания, особенно при решении задач метанобезопасности при разработке газоносных пластов.

Предложения о развитии лабораторных методов исследования углей описаны также в работе [55], где представлены исследования углей различной стадии метаморфизма с определением прочностных и фильтрационно-емкостных параметров при объемном напряженном состоянии. Также получены зависимости проницаемости углей от вида напряженного состояния с учетом анизотропии угля, что расширяет знания о физических свойствах углегазоносного массива.

Прогнозы притоков метана на существующих и новых угольных месторождениях зависят от горно-геологических условий, важная часть которых – наличие свободного и связанного метана в угольных пластах и вмещающих породах [97]. Выделение зон предполагаемого скопления метана осуществляют на основе геологической структурной модели участка месторождения, которая представлена в виде трехмерной геологической модели пластов, основных тектонических нарушений и результатов оценки напряженно деформированного состояния массива горных пород. Результаты предназначены для использования при разработке рекомендаций по выбору схем и параметров предварительной дегазации угольных пластов.

В работе [171] дана оценка газовой опасности шахт Кузбасса за последние 12 лет. Указаны основные причины крупнейших аварий, связанных с взрывами метана. В качестве необходимого условия исключения взрывов метановоздушной смеси указывается необходимость дегазации угольных пластов. Представлена методика определения основных параметров дегазации, а также указывается необходимость проведения активной обработки пластов для повышения газовой проницаемости массива и уменьшения количества дегазационных скважин, в

качестве основных способов которой прделагается (гидрорасчленение, гидроимпульсные воздействия, разгрузка в виде под - или надработки и др.).

Достижение высокой производительности забоев и обеспечение безопасности горных работ по газовому фактору при разработке высокогазоносных угольных пластов обеспечивается применением комплекса высокоэффективных способов дегазации источников метановыделения и проветривания горных выработок [14]. Для выбора и обоснования рациональных технологических решений при проектировании дегазации шахт разработан Промышленный регламент технологии извлечения и утилизации шахтного метана, апробированный при проектировании дегазации на шахтах им. С.М. Кирова и «Котинская» АО «СУЭК-Кузбасс». Реализованная технология утилизации шахтного метана на шахте им. С.М. Кирова является весьма перспективным техническим решением в области дегазации угольных пластов и энергетического использования метана.

В работе [201] отмечается, что заблаговременная дегазация угольных пластов является залогом обеспечения безопасной добычи угля и добычи метана в промышленных масштабах. Описан комплексный подход к схеме размещения геологоразведочных скважин на стадии составления проекта разведочных работ, что позволяет использовать геологоразведочные скважины для дальнейшей дегазации угольных пластов и добычи метана в промышленных масштабах.

В результате выполненных натурных наблюдений и математического моделирования метановыделения установлено, что увеличение скорости подвигания выемочного участка замедляет процессы десорбции метана и фильтрации его в атмосферу очистной выработки. Выявленные закономерности являются научной базой для определения допустимых по газовому фактору нагрузок на высокопроизводительные очистные забои [1].

В работах [9,96] описывается проблема извлечения угольного метана на действующих шахтах и приводятся характерные схемы дегазации угольных пластов, зависимости дебита дегазационных скважин от времени. Также рассмотрены теоретические уравнения, описывающие фильтрацию газа в

пористых средах, предложена методика учета влияния напряженно-деформированного состояния горных пород на их газодинамические параметры (пористость, проницаемость). Приведена методика расчета газодинамических параметров вмещающего массива, учитывающая изменение газопроницаемости пород в зависимости от их объемных деформаций, что представляет интерес для повышения достоверности прогнозов притоков метана в подземные выработки.

Трудно переоценить важность исследований в теории массопереноса метана в угольных пластах. В работе [120] представлены результаты численного моделирования фильтрации метана в окрестности дегазационной скважины, используемого для расчета дебита скважины и объема остаточного метана в ее окрестностях.

Аналогичная задача описана в работе [32], где представлена физико-математическая модель фильтрации метана в неразгруженном угольном пласте в окрестности дегазационной скважины. Представлены результаты расчета изменения удельного дебита скважины и изменения метаносодержания в угольном массиве в окрестности дегазационной скважины за время дегазации 3 года.

В работе [12] также представлена физико-математическая модель количественной оценки взаимосвязи параметров очистной выемки, процессов сдвижения горных пород, газовыделения и дегазации сближенных пластов, созданная в целях повышения уровня безопасности разработки газоносных угольных пластов.

В работах [61,71] предложены математические модели метановыдления из отбитого угля. В результате исследований представлено уравнение максимального метановыделения из сфер эквивалентного диаметра, которыми при моделировании заменялись куски угля. Результаты аналитических исследований позволили сделать вывод, что газовыделение из отбитого угля представляет собой процесс релаксации, обусловленный внешними возхдействиями на угольный пласт, которые приводят к увеличению площади газоотдающей поверхности. На наш взгляд, проблемным моментом при практическом использовании модели является отсутствие достоверных значений

о коэффициентах диффузии, что требует проведения трудоемких лабораторных исследований угольных образцов.

В работе [192] рассмотрены проблемы обеспечения безопасности подземной угледобычи в Кузбассе: высокая метанообильность и опасность по динамическим явлениям разрабатываемых пластов, наличие тектонически разгруженных зон и усиление сейсмической активности в Кузбассе. В качестве пути решения указанных проблем предложено использование комплексного подхода к обеспечению безопасности подземных горных работ, включающий многоуровневую защиту, многоуровневый анализ рисков, а также применение систем мониторинга. С учетом сложного блочного строения Кузбааса указывается необходимость первоначального проведения повторного геодинамического районирования.

В работе [72] рассмотрена динамика метанообильности высокопроизводительных выемочных участков как следствие геомеханических процессов. Полученные результаты предназначены для прогноза динамики метанообильности при интенсивной разработке газоносных угольных пластов, выбора и обоснования парметров управления газовыделением и оптимизации сети скважин.

В работе [124] описываются шахтные наблюдения за разгрузкой пласта (при отработке сбилженных пластов) и изменением газовыделения из скважин, в результате которой выявлена тесная взаимосвязь между максимальным газовыделением и максимальной разгрузкой. В качесиве основного фактора, определяющего величину зоны активной газоотдачи, автор выделяет шаг обрушения вмещающих пород, который определяется главным образом механическими свойствами в под- или надрабатываемом массиве. Так же автор отмечает отсутствие в известных моделях учета влияния скорости подвигания очистного забоя на формирование газового коллектора.

В работе [78] рассмотрен опыт различных типов дегазации разрабатываемого пласта, выработанного пространства и углевмещающего массива. Отмечается, что причиной низкой эффективности дегазации является

отсутствие достаточного количества дегазационного оборудования и ограниченное время их функционирования. Отмечается изменчивость концентрации метана в дегазационных трубопроводах в связи с перемещением очистного забоя.

В работе [135] обоснованы результаты работ ученых ИПКОН РАН, в создании эффективных современных средств непрерывного наблюдения за параметрами разрабатываемого угольного пласта. Отмечается, что влияние газового фактора следует рассматривать в тесной взаимосвязи с деформационными, реологическими, коллекторскими прочностными и физико-химическими свойствами углепородного массива.

В работе [127] показано, что основными компонентами газа угольных месторождений Кузбасса являются метан, азот и диоксид углерода. На основании проведенных исследований установлено, что в газе угольных месторождений Кузбасса присутствуют также тяжелые углеводороды, в ряде случаев внося существенный вклад в газоносность угольных пластов. Этими исследованиями подтверждается важность более детального мониторинга процессов дегазации для своевременного прогноза притоков газа и обеспечения безопасных условий работ.

В работе [74] отмечается, что установленный нижний предел метаноносности угольного пласта 13 $м^3$/т с.б.м. или 9-12 $м^3$/т, при котором по нормативным документам следует выполнять предварительную дегазацию угольного пласта подземными скважинами, соответствует частным случаям, так как не учитывает нагрузку на очистной забой, сечение лавы, горнотехнические условия, физико-механические свойства углей, в также петрографические - состав углей и остаточная газоносность.

В работе [46,189] рассмотрены расчёты необходимого количества воздуха для проветривания забоя при нагрузках до 30 тыс. т/сут при подготовке выемочных участков двумя и тремя штреками. Проведенные исследования показали, что подготовка выемочного участка спаренными выработками не позволит обеспечить для таких нагрузок нужное количество воздуха. Отмечается, что зарубежный опыт многоштрековых схем подготовки участков позволяет

наиболее полно использовать технические возможности оборудования и управление газовыделением.

В работе [197] рассмотрена задача прогноза метанобильности очистного забоя, в которой, зная предельно допустимую, по условию проветривания, скорость выделения метана из отбиваемого и транспортируемого угля в исходящей струе воздуха, определяется возможная скорость движения комбайна по предложенной расчётной формуле. В качестве замечания к такому решению задачи следует отметить, что входящие в расчетную формулу газоносность отбиваемой полосы угля за вычетом газоносности угля, выдаваемого за пределы выемочного участка, действительно играют решающую роль, однако авторы не описывают методику их определения. Экспериментальное определение этих показателей для решения производственных задач не имеет практического значения, поскольку знание газоносности должно предшествовать проектным значениям работы очистного забоя. В то же время теоретическое определение связано с необходимостью учета проницаемости угольного пласта в зоне опорного давления, гранулометрического состава отбитого угля, его проницаемости и параметров Ленгмюра, определяющих метаноотдачу отбитого угля и др. параметров.

В работе [213] описан способ определения коэффициента проницаемости угольного пласта. В работе рассмотрена проблема метановыделения из нагруженного угольного пласта при различных условиях отработки. Был изучен характер газопроницаемости нагруженного массива для различных значений горного и пластового давления. Установлена качественная и количественная взаимосвязь между величиной эффективного напряжения и проницаемостью нагруженного газоносного пласта с учетом адсорбционной деформации, степени сжатия газовых пор и изменения температуры. Результаты показывают, что проницаемость образцов угля уменьшается с ростом эффективного напряжения. На основе закона Дарси установлена корреляционная зависимость между эффективным напряжением и коэффициентом проницаемости угольного пласта. Результаты вычислений по корреляционной зависимости, полученной на

основании экспериментальных данных, соответствуют измеренному коэффициенту газопроницаемости угольного пласта. Данный метод является удобным и может быть использован для точного определения коэффициента газопроницаемости угольного пласта, а также для оценки проницаемости угольных пластов на больших глубинах. Однако на наш взгляд, в данной методике проявляется фактор гистерезиса или остаточных механических деформаций угольных кернов, которые никогда не возвращаются в первоначальное положение. Тем не менее, по результатам экспериментов все же можно рассчитывать на несколько завышенные значения проницаемости угольного пласта в месте его залегания.

В работе [220] рассмотрен фактор изменения проницаемости предварительно дегазированных угольных пластов при их разгрузке. Методом конечных элементов проведен анализ изменения 3-х мерного напряженного состояния вокруг дегазируемого пласта со временем. Выполнена оценка изменения проницаемости угольного пласта вдоль изолиний разгрузки. В соответствии с процессами, происходящими вокруг дегазируемого пласта, изучалось изменение проницаемости по изолиниям граничной разгрузки с заданным осевым смещением и изолиниям граничной разгрузки с заданным напряжением. На этапе нагружения до точки разгрузки, связь проницаемости и осевой деформацией описывается экспоненциальной зависимостью. Используя взаимосвязь между проницаемостью и осевой деформации, и учитывая деформационную усадку и разбухание дегазируемого пласта, были получены характеристики изменения проницаемости дегазируемого пласта. На основании изменения проницаемости дегазируемого пласта могут быть оптимизированы параметры дегазационных скважин.

На основании выполненного анализа научно-технической, нормативной и методической литературы можно сделать следующие выводы:

Прогноз газообильности горных выработок в условиях интенсивной отработки газоносных угольных пластов представляет актуальную научно-техническую задачу, решение которой обеспечивает оптимизацию использования

современных технологических ресурсов и безопасность добычных работ в условиях углубления очистных работ в газоносных углепородных массивах.

Дальнейшее совершенствование технологий разработки газоносных угольных пластов необходимо проводить в направлении увеличения проницаемости угольного пласта с целью повышения дебитов метана в зонах, наиболее опасных по проявлению геодинамических явлений.

При описании процесса массопереноса следует использовать фундаментальные уравнения математической физики в частных производных, решение которых на современном уровне развития вычислительных технологий позволяет прогнозировать газообильность горных выработок в прикладных производственных задачах.

Математические модели массопереноса должны совместно учитывать процессы диффузии и, особенно, фильтрации газа в угольном пласте и напряженно-деформированное состояние породного массива, существенно влияющее на газопроницаемость угля и вмещающих пород.

Математические модели прогноза газообильности горных выработок являются научной базой для определения допустимых по газовому фактору нагрузок на высокопроизводительные очистные забои.

Выше изложенное обосновывает необходимость в настоящей диссертации разработки и апробации методологии оценки предельно допустимого уровня интенсификации подземной угледобычи по газовому фактору для объективного выбора способа дегазационной подготовки угольного пласта, а также оценки точности прогноза ожидаемых нагрузок на очистные забои на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс».

Также целесообразно выполнить на этой основе обоснование методологических подходов к выбору технологии дегазационной подготовки угольных пластов, дать технико-экономическую оценку реализации рекомендаций по эффективной комплексной дегазации газоносных угольных пластов.

1.6 Выводы по главе

1. Несмотря на то, что мировое потребление угля для производства энергии в последнее время сокращается из-за стремления ряда стран к снижению выбросов парниковых газов, отраженного в основных документах ООН по устойчивому развитию, уголь останется незаменимым источником энергии и ценным видом сырья для углехимической отрасли на длительную перспективу. Это, в свою очередь, способствует сохранению устойчивых тенденций развития угольной отрасли во всем мире.

2. К основным направлениям развития технологий подземной угледобычи, соответствующим требованиям устойчивого развития, относятся: дальнейшее повышение уровня концентрации горных работ, реализация концепции «Умная шахта» (Intelligent Mine), комплексное освоение ресурсов угольных месторождений с применением экологически чистых технологий (Green Mining) и в дальнейшем переход к структуре «Невидимая шахта» (Invisible Mine).

3. В отношении горно-геологических условий перспективы подземной угледобычи связаны с отработкой свит пологих газоносных пластов средней мощности и мощных, где возможно достижение наивысших показателей производительности очистных забоев. Наиболее распространенными и наиболее перспективными в условиях увеличения глубины ведения горных работ являются системы разработки длинными забоями при многоштрековой подготовке выемочных участков.

4. Рост технико-экономических показателей работы КМЗ является необходимым условием обеспечения конкурентоспособности угледобычи в условиях неблагоприятной рыночной конъюнктуры, особенно для энергетических углей. Достигнутые на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» рекордные для угольной отрасли России технико-экономические показатели соответствуют мировому уровню, но повторение достигнутых результатов на регулярной плановой основе при углублении горных работ требует дополнительных исследований газо- и геодинамических процессов при интенсивной отработке угольных пластов.

5. Сложность горно-геологических условий, в которых ведется разработка угольных месторождений на территории России, а также несоответствие применяемых способов управления состоянием горного массива и газовыделением существующим и всё возрастающим нагрузкам на забой неоднократно приводили к крупным авариям с большим числом человеческих жертв. Для своевременного принятия эффективных и системных мер, позволяющих компенсировать влияние опасных факторов, необходимо на каждой шахте как на стадии проектирования, так и на стадии эксплуатации идентифицировать и оценить имеющие место опасности.

6. Для повышения эффективности управления газовыделением, корректного выбора параметров дегазационной подготовки угольных пластов к эффективной разработке, вентиляции и изолированного отвода метановоздушной смеси необходимо повышение качества прогноза метановыделения на выемочном участке и допустимых нагрузок на очистной забой по газовому фактору. Необходимо также на базе объективной и достоверной методики прогноза газообильности очистного забоя разработать методологию выбора технологий комплексной дегазационной подготовки высокогазоносных низкопроницаемых угольных пластов, не разгруженных от горного давления.

7. Потенциал современного оборудования КМЗ используется, как правило, не более чем на 30%, что является основным ресурсом для повышения произвоительности очистных забоев. Для полного использования технических возможностей высокопроизводительного очистного оборудования, необходимо снятие ограничений нагрузок на забои по газовому фактору, обеспечение устойчивого состояния горных выработок и целиков, минимизация геодинамических рисков, максимальное сокращение простоев оборудования.

Таким образом, эффективность и безопасность подземной угледобычи в современных условиях может быть обеспечена за счет повышения качества проектов отработки пластов на основе использования результатов исследований геодинамических и газодинамических процессов в угленосной толще для минимизации геодинамических рисков и эффективного управления

газовыделением; применения технологических схем, обеспечивающих полное использование потенциала современного горного оборудования; мониторинга и контроля газо- и геодинамических процессов при ведении горных работ.

Обзор мирового опыта эффективной и безопасной отработки угольных пластов, а также состояния современной нормативной и научно-технической базы по выбору параметров технологических схем, прогнозу газо- и геодинамических условий ведения горных работ, управления газовыделением и состоянием массива на выемочных участках, мониторингу и контролю этих процессов при ведении горных работ позволили сформулировать следующие задачи исследований:

- обоснование и выбор способа подготовки выемочных участков и параметров технологических схем интенсивной отработки пологих газоносных угольных пластов;
- исследование геодинамического состояния массива Кузбасса, выделение геодинамически опасных зон и разработка методов снижения их влияния на технико-экономические показатели при интенсивной отработке угольных пластов;
- разработка и апробация методологии оценки предельно допустимого уровня интенсификации подземной угледобычи по газовому фактору для объективного выбора способа дегазационной подготовки угольного пласта, оценка точности прогноза ожидаемых нагрузок на очистные забои на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»;
- обоснование и реализация методологических подходов к выбору технологии дегазационной подготовки угольных пластов, технико-экономическая оценка реализации рекомендаций по эффективной комплексной дегазации газоносных угольных пластов;
- обоснование методологии создания на основе современных информационных технологий системы регионального и локального мониторинга геодинамического состояния массива в рамках единого диспетчерско-аналитического центра при интенсивной отработке угольных пластов.

ГЛАВА 2 ВЫДЕЛЕНИЕ ГЕОДИНАМИЧЕСКИ ОПАСНЫХ ЗОН ПРИ ИНТЕНСИВНОЙ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА ШАХТАХ АО «СУЭК-КУЗБАСС»

2.1 Общие положения

В результате проведённой в России реструктуризации угольной промышленности были закрыты опасные и неэффективные шахты, построен ряд шахт и разрезов современного технологического уровня. Однако, в настоящее время обеспечение безопасности на угольных шахтах продолжает оставаться одним из актуальных вопросов. При подземной добыче угля главными видами рисков являются процессы, протекающие в горном массиве в результате ведения горных работ. Негативной формой проявления данных процессов являются обрушения кровли выработок, горные удары, газовыделения, внезапные выбросы угля, породы и газа, подземные пожары, прорывы воды, приводящие в ряде случаев к взрывам метана и угольной пыли при наличии источника воспламенения.

Для повышения эффективности и снижения себестоимости добычи угля необходимо осуществлять своевременный и максимально точный прогноз негативных явлений, возникающих при эксплуатации угольных месторождений.

До недавнего времени считалось, что подавляющее большинство аварий и размер ущерба от них обусловлены в основном технологическими причинами. Но практика строительства, эксплуатации и консервации промышленных объектов и производств, связанных с освоением и использованием недр и земной поверхности, показала, что эффективность и безопасность их функционирования может быть обеспечена только при предварительном выявлении и оценке геодинамических процессов, происходящих в геологической среде, а также оценке природно-техногенных рисков, включая экологическую экспертизу и осуществление мониторинга геодинамических процессов.

Необходимость учета геодинамических процессов обуславливается их значительным влиянием, как на технико-экономические показатели, так и на

безопасность ведения горных работ и подтверждается результатами анализа простоев и нагрузок на очистные забои.

В качестве примера влияния процессов, протекающих в горном массиве, могут быть рассмотрены горнотехнические ситуации, связанные с разработкой мощных угольных пластов на шахтах «Талдинская-Западная-2», «Талдинская-Западная-1» и «им.В.Д. Ялевского».

На рисунке 2.1 представлена выкопировка из плана горных работ по пласту 70 с указанием зон длительных простоев высокопроизводительного очистного оборудования. Следует отметить, что выделенные зоны характеризуются наиболее длительными простоями оборудования, однако за их пределами нагрузки на очистные забои, как правило, также существенно отстают от средних по выемочным полям.

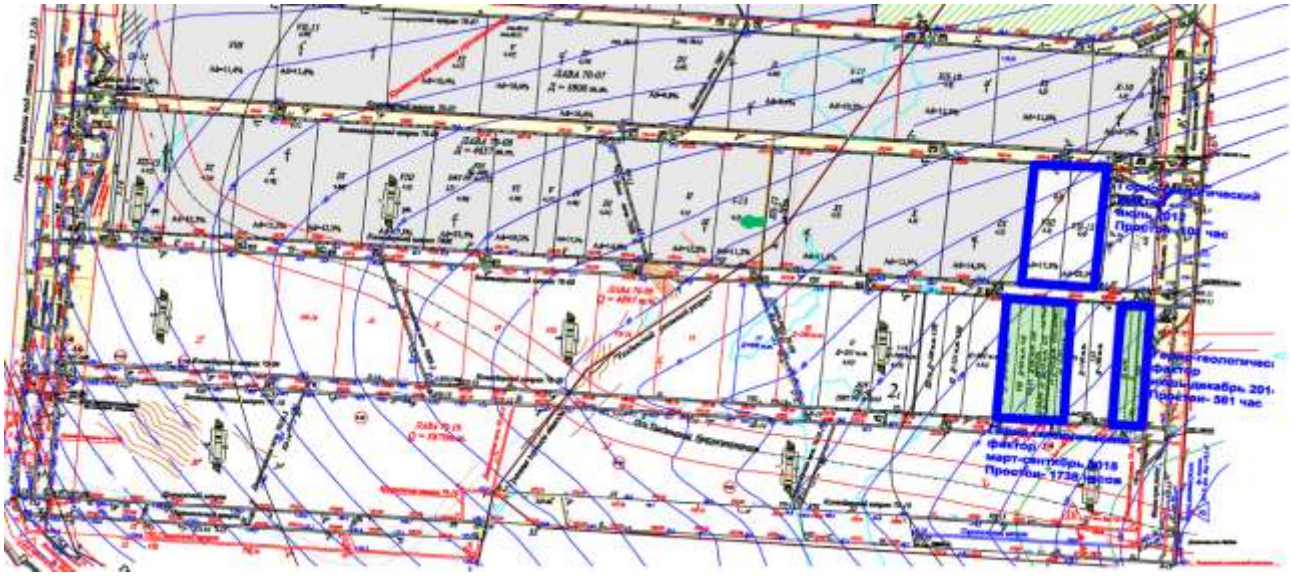


Рисунок 2.1 – Выкопировка из плана горных работ по пласту 70

В качестве наглядного примера, иллюстрирующего изменение нагрузок на очистной забой в указанных зонах на рисунке 2.2 представлен график динамики месячной нагрузки при отработке выемочного участка 7009. Из рисунка 2.2 видно, что в зонах, характеризуемых длительными простоями оборудования, фактическая нагрузка на очистной забой на порядок отставала от плановой. Таким образом, в результате простоев оборудования сроки отработки запасов

выемочного участка 7009 возросли более чем в 2 раза, а ущерб от потери прибыли превысил 1 млрд руб.

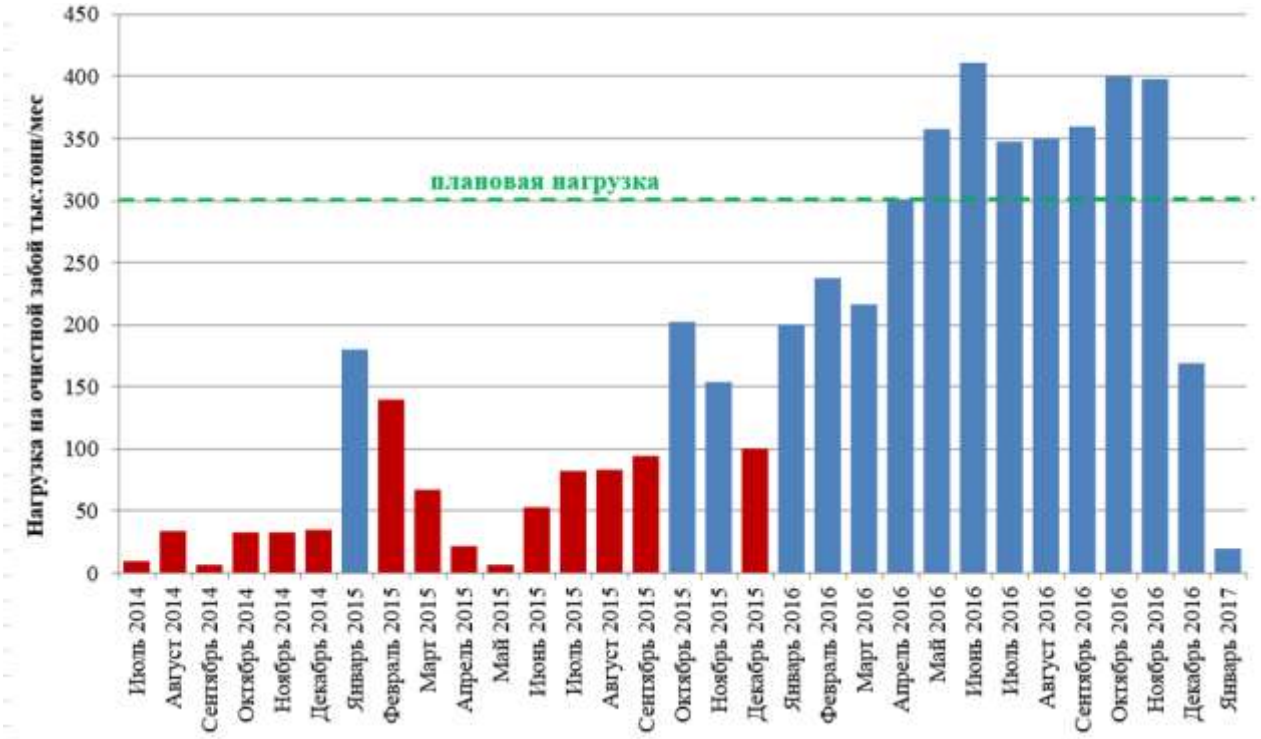


Рисунок 2.2 – Динамика месячной нагрузки на очистной забой при отработке запасов выемочного столба 7009

Аналогичные ситуации, связанные с наличием зон, характеризуемых значительным изменением геомеханических условий ведения горных работ, возникают и на других шахтах АО «СУЭК-Кузбасс». Так на шахте «Талдинская-Западная-1» при отработке запасов выемочного участка 6710 (рисунок 2.3), выделялись зоны, нагрузка, в пределах которых, более чем в 10 раз была ниже плановой (рисунок 2.4). Простои оборудования в указанных зонах также имели серьезные экономические последствия, а ущерб оценивался в десятки миллионов рублей ежемесячно.

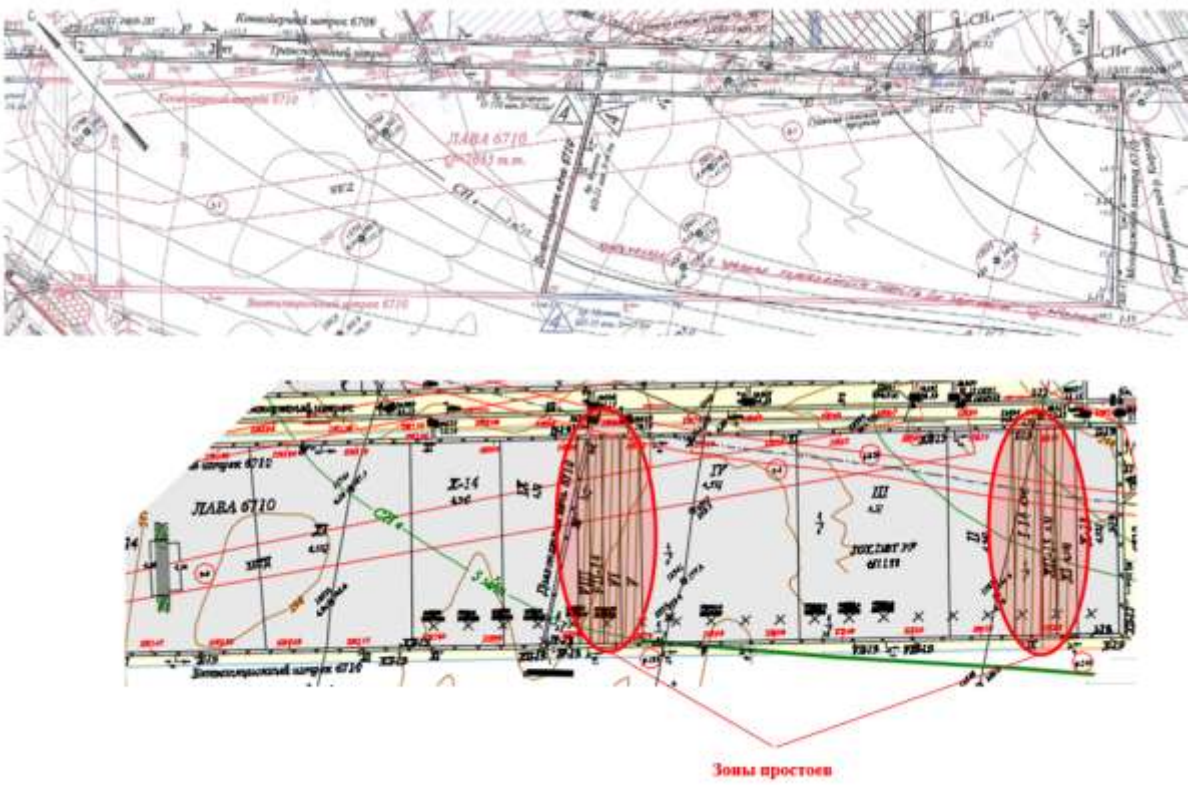


Рисунок 2.3 - Выкопировка из плана горных работ по пласту 67 (выемочный участок 6710) шахты «Талдинская-Западная-2»

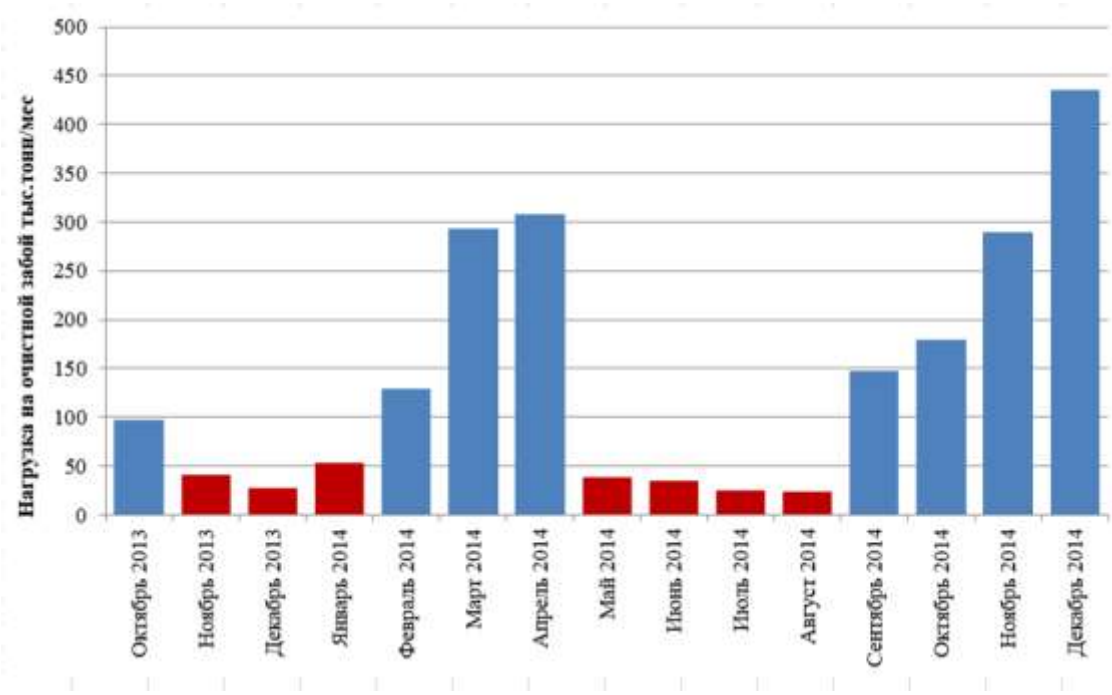


Рисунок 2.4 – Динамика месячной нагрузки на очистной забой 6710

Относительно меньшим масштабом ущерба характеризуется отработка запасов в отдельных зонах на шахте «им. В.Д. Ялевского». На рисунках 2.5 и 2.6 представлены соответственно выкопировка из плана горных работ по пласту и динамика нагрузок на выемочный участок.

Рисунок 2.5 - Выкопировка из плана горных работ по пласту 52 (выемочный участок 5209) шахты «им. В.Д. Ялевсвкого»

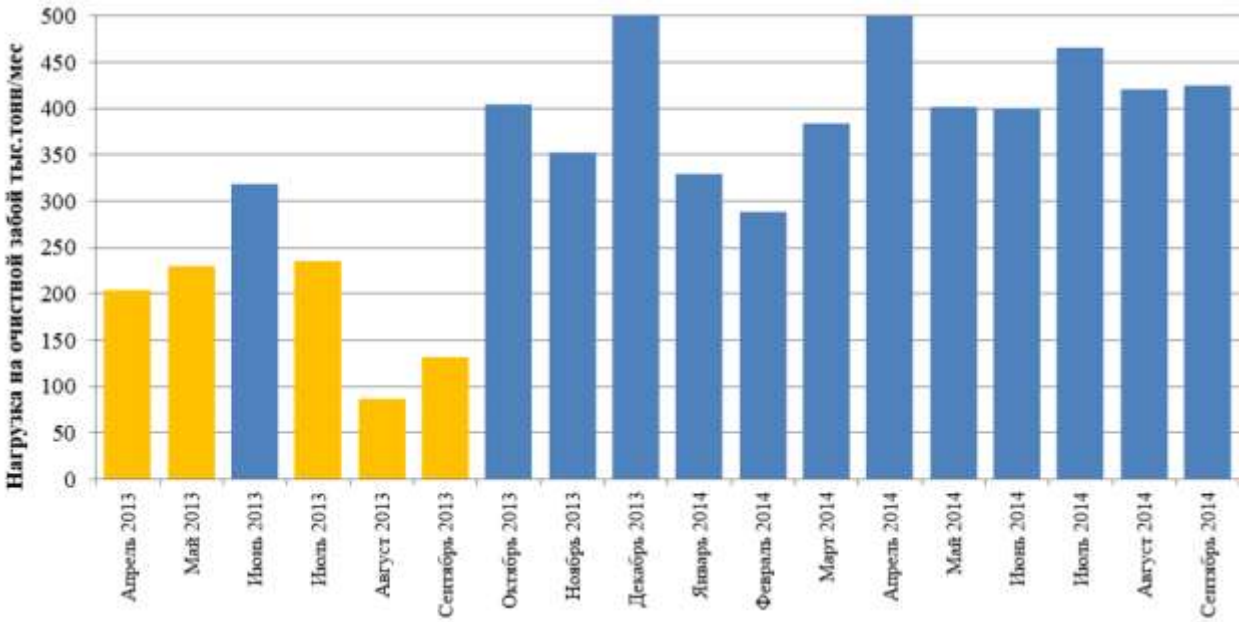


Рисунок 2.6 – Динамика нагрузки на очистной забой 5209 (шахта «им. В.Д. Ялевского»)

Однако, недостаточно только фиксировать проявления тех или иных геодинамических процессов (что, как правило, происходит при регистрации аварий на шахтах в настоящее время), а следует переходить к анализу всех условий и факторов, ответственных за их развитие, а также к оценке их динамики в пространстве и времени.

Необходимо, по аналогии с требованиями составления Карт опасности природных и техноприродных процессов и Карт риска от природных и техноприродных процессов, приведённых в СП 47.13330.2012 для строительства, составлять карты геодинамической опасности и геодинамического риска [174].

2.2 Геодинамическое районирование

Прогноз и оценка опасных геодинамических процессов выполняются на основе метода геодинамического районирования. Геодинамическое районирование – это метод изучения блочного строения, напряженного и газогидродинамического состояния массива горных пород, выявления, оценки и контроля активных в настоящее время разрывных тектонических смещений – активных разломов, геодинамических зон и связанных с ними зон риска в целях повышения геодинамической и экологической безопасности промышленных и гражданских объектов при освоении недр и земной поверхности [175].

Современная тектоника рассматривает четыре основных типа главных геодинамических режимов. Их выделение опирается на базисные понятия тектоники плит и связано с вариациями движений плит. Различают режимы преобладания напряжений горизонтального сжатия, горизонтального растяжения, сдвига и, наконец, преобладания вертикальных напряжений сжатия или растяжения [84].

Вышеперечисленные геодинамические режимы, действующие в пределах месторождений в целом и шахт в отдельности, определяют склонность разрабатываемых территорий к возникновению аварийных ситуаций различного характера.

Соотношение тех или иных типов аварий к определенному геодинамическому режиму, а также дальнейший прогноз их возникновения в зависимости от действующих геодинамических условий в пределах шахтного поля лежит в основе риск-анализа геодинамических опасностей угольных шахт.

Анализ геодинамической безопасности включает в себя процесс идентификации геодинамических опасностей, оценку частоты (или вероятности) их

возникновения и эффективности (адекватности) применяемых профилактических мероприятий по управлению (минимизации) геодинамическим риском.

Оценка геодинамического состояния участков массива горных пород производится в пределах горного отвода угольного месторождения и завершается выделением перечня опасных явлений, для которых необходимо провести риск-анализ геодинамических опасностей.

Далее производится идентификация видов геодинамических опасностей. Данная мера призвана установить факт наличия либо отсутствия геодинамическая опасность на шахте. Приводится описание всех видов геодинамических опасностей, проявившихся на рассматриваемой угольной шахте. Приводится перечень возможных видов геодинамических опасностей, которые могут иметь место при эксплуатации угольной шахты. В зависимости от характеристики источника возникновения геодинамической опасности (напряженные породы, давление газа, сейсмические волны, деформации сотрясения, давление воды и т.п.) устанавливаются причинно-следственные связи возникновения аварийных ситуаций.

Опасное геодинамическое явление – событие природного или техногенного происхождения, или результат действия природных, техногенных и техногенно-индуцированных геодинамических процессов, которые могут вызвать чрезвычайную ситуацию в техноприродной системе [84].

Для каждого вида геодинамической опасности дается характеристика горно-геологических и горнотехнических условий (их сочетаний), при которых они проявляются.

Определение параметров зоны влияния разрывных нарушений

При разработке месторождений угля подземным способом ведение горных работ при подходе к зонам разломов регламентируется различными инструкциями и указаниями. За отнесение участков к опасным зонам у геологических нарушений, расчет и построение границ этой зоны несет ответственность геолого-маркшейдерская служба шахты. Опасная зона устанавливается у любого типа разрывного нарушения и используется при принятии решения о возможности «перехода» нарушения комплексом (в этом

случае в границах такой зоны планируются мероприятия по обеспечению безопасного ведения горных работ), либо оставления целика или списания запасов. Границы опасных зон у разрывных нарушений определяются шириной зон повышенной трещиноватости и пониженной крепости угля.

В зоне повышенной трещиноватости снижается устойчивость боковых пород, что вызывает появление заколов, вывалов, высыпания породы и требует принятия дополнительных мер по поддержанию горных выработок. В зоне пониженной крепости угля условия поддержания кровли резко ухудшаются: происходит куполение кровли, обрушение ее непосредственно вслед за выемкой угля.

Зона влияния геологического нарушения – локальный участок углепородного массива, примыкающий к геологическому нарушению, в пределах которого изменены свойства угля и пород и его напряженно-деформированное состояние [55] (рис. 2.7).

Зона динамического влияния разлома (ЗДВР) - часть окружающего разлом во всех трех измерениях пространства, на котором проявляются остаточные (пластические или разрывные) и упругие следы деформаций, вызванные формированием разлома и подвижками по нему, а областью активного динамического влияния разлома считается часть окружающего разлом в трех измерениях пространства, на котором проявляются остаточные деформации [196].

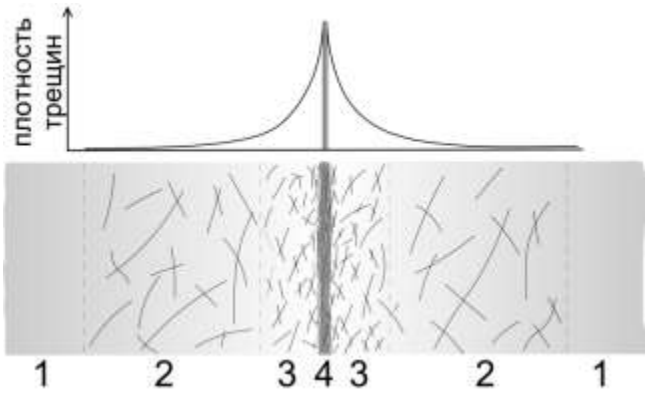


Рисунок 2.7 – Структура разломной зоны в плоскости поперек разлома (не масштабировано)

1 – вмещающие ненарушенные породы; 2 – зона влияния разлома; 3 – центральная часть разлома; 4 – магистральный сместитель

Из основ механики деформируемого твёрдого тела следует, что аномальные деформации затухают на расстоянии в 2-3 размера (ширины) зоны механических неоднородностей (разломов). При пересечении нескольких разломов радиус влияния увеличивается в соответствии с принципом линейного суммирования локальных полей напряжённо-деформированного состояния [47].

Границей зоны влияния разрывного нарушения (разлома) в горной выработке считается точка, начиная с которой прослеживается появление новой системы трещин [196].

Многолетние исследования, проведенные в Кузбассе, позволили установить зависимости размеров зон повышенной трещиноватости и пониженной крепости угля от нормальной и вертикальной амплитуды разрыва (N и Z соответственно). Результаты исследований отражены в методических документах [47, 55, 117, 196].

На основе этих документов разработаны действующие в настоящее время нормативные документы, регламентирующие ширину опасных зон (предохранительных целиков) у разрывных нарушений (таблица 2.1) [115].

Возможные формулы расчета ширины опасной зоны для различных типов разрывов, выявленные в указанных выше литературных источниках, приведены в таблица 2.2.

При построении границ опасной зоны у разломов на пластах, склонных к горным ударам, согласно [117], ее ширина увеличивается на часть зоны опорного давления l: (b+0,5l) или (b+0,7l) (при отработанном вышележащем горизонте).

Таблица 2.1 – Рекомендуемые размеры опасной зоны у разрывных нарушений

Методический документ (год издания)	Размер опасной зоны, определяемый		Нормативный документ (год издания)
	пониженной крепостью угля	повышенной трещиноватостью угля	
[3] (1971)	1,4Z + 3,0	-	[9] (2001)
[4] (1972)	2 $\sqrt{N}$	-	[8] (1991)
[5] (1973)	6 $\sqrt{N}$	10N	-
[6] (1979)	$1{,}2N^{0,6}$, 2$\sqrt{}$ N	10N	[2] (1993), [11] (2000)
[7] (1982)	N/sinV	10N/sinV	[1] (1994), [9] (2001)

Таблица 2.2 – Размер опасных зон в зависимости от типа нарушения

Тип разрыва и его амплитуда N	Формула расчета ширины опасной зоны b, м	Диапазон изменения опасной зоны, м
Очень малое и малое 0÷10 м	b=N / sinV	10÷115
	$b_в$ 2,2 в = + N/ cosδ ($b_л$ = 0,4 N/ cosδ + 0,8)	3,2÷12,2 (1,2÷4,8)
	$b = 1,2N^{0,6}$	1,2÷4,8
Среднее 10÷60 м	$b_в$ 2,2 в = + N/ cosδ ($b_л$ = 0,4 N/ cosδ + 0,8)	17÷62 (7÷25)
Среднее и крупное > 60 м	$b = 2\sqrt{N}$	15÷20

Рекомендации по построению опасной зоны у осей синклинальных и антиклинальных складок изложены во «Временном руководстве по определению размеров тектонического влияния разрывов и в замках складок». Ширина опасной зоны определяется в зависимости от величины внутреннего угла складки β, измеренного в радианах, для синклинальной (b_c) и антиклинальной (b_a) складок:

$$b_c = 126 - 41\beta \quad (2.1)$$

$$b_a = 92 - 30\beta \quad (2.2)$$

При ведении горных работ на удароопасных пластах Кузнецкого бассейна ширину опасной зоны в каждом крыле замка синклинальной (b_c) или антиклинальной (b_a) складки рекомендуется определять по формулам [76]:

$$b_c = 75 - 30\beta \quad (2.3)$$

$$b_a = 50 - 20\beta \quad (2.4)$$

Данные практики, приведённые в работе [52], показывают, что размеры зон, устанавливаемые на предприятии для малоамплитудных нарушений, в большинстве случае меньше расчетных, а для среднеамплитудных – больше расчетных. (таблица 2.3).

Таблица 2.3 – Данные о размерах опасных зон у геологических нарушений по шахтам Кузбасса

Шахта	Нормальная амплитуда N, м	Размер опасной зоны, м	
		По данным шахты	По расчёту
Абашевская	256	363	69
Осинниковская	150	196	56
Красноярская	50	43	21
Ульяновская	7	50	23
Грамотеинская	2	23	45
Осинниковская	1,5	30	58
Ульяновская	0,25	19	33

Геодинамический риск. Существуют различные формулировки понятия «риск». Так Кузьмин Ю.О. определяет риск, как математическое ожидание ущерба. Противоположно понятию "риск" является термин "безопасность" - такое состояние объекта, при котором риск для него или от него не превышает некоторого приемлемого уровня [47].

Риск природный - вероятностная мера соответствующей природной опасности (совокупности опасностей), установленная для определенного объекта в виде возможных потерь за определенное время.

В связи с человеческой деятельностью преимущественно выделяются две наиболее общие тенденции в управлении риском:

- риск может быть снижен путем введения систем защиты, но не сведен к нулю;

- риск нарастает по мере продолжения деятельности так, что со временем величина потерь становится больше величины выгод от эксплуатации конкретного объекта [47].

Сами геодинамические зоны не несут в себе геодинамической и экологической опасности. Опасность возникает только в том случае, если потенциально экологически опасные промышленные объекты или горные предприятия оказываются в зоне влияния такой зоны - геодинамически опасной зоны – зоны риска.

Несвоевременное выявление геодинамически опасной зоны может привести к возникновению чрезвычайной ситуации в техно-природной системе.

Согласно РБ-019-01 «Оценка сейсмической опасности участков размещения ядерно- и радиационно опасных объектов на основании геодинамических данных», в пределах геодинамически опасных зон особое внимание следует уделять поиску признаков сейсмичности (например, палеосейсмодислокаций) и оценке параметров геодинамических зон (длина и ширина, амплитуда движений, период активизации тектонических движений в зоне), с учетом которых прогнозируют расположение ГОЗ и оценивают максимальные магнитуды.

Под геодинамическими рисками обычно понимают опасности инженерно-технического, социально-экономического и медико-биологического характера, исходящие от геологической составляющей окружающей среды [94].

Таким образом, можно сформулировать понятие геодинамический риск – это вероятностная мера техноприродной опасности (совокупности опасностей) при разработке месторождений полезных ископаемых, установленная для определенного объекта в виде возможных потерь за определенное время.

Зоны низкого уровня геодинамического риска – это зоны, не находящиеся под влиянием соседних активных разломов, либо зоны с пассивными (неактивными) разломами.

Зоны приемлемого геодинамического риска – это разломные зоны, которые периодически активизируются, но не достигают предельных (пороговых) величин деформации.

Геодинамически опасные зоны (ГОЗ) т.е. зоны повышенного геодинамического риска – это зоны активных разломов, расположенных в пределах разрабатываемых месторождений, начиная с глубины отнесения угольных пластов к угрожаемым по горным ударам либо с глубин, указанных на основании материалов районирования организацией - исполнителем, подверженные постоянной техногенной нагрузке и представляющие наиболее опасные участки.

Нормативно-правовые документы, которые регламентируют строительство особо ответственных и экологически опасных объектов (СП 11-104-97, СНиП 2.01.09-91, СНиП 2.02.01-83 и др.) определяют для относительных деформаций (просадок или наклонов) пороговый уровень в 10^{-4} -10^{-3}. Опасными считаются все превышения этого уровня [47].

Геодинамический риск оценивается по формуле:

$$R_{гд} = P \cdot V, \qquad (2.5)$$

где P – вероятность наступления негативного геодинамического события, V – уязвимость инженерного объекта при наступлении негативного геодинамического события.

Уязвимость инженерного объекта можно определить по формуле:

$$V = U / S, \quad (2.6)$$

где U – потенциальный ущерб от наступления негативного геодинамического события, S – полная стоимость инженерного объекта [22].

Уровень геодинамического риска варьируется в широких пределах и им необходимо управлять, как и всеми рисками во всех жизненных ситуациях. Управление геодинамическими рисками в шахтах аналогично управлению любыми рисками и сводится к прогнозу критической ситуации или к определению уровня геодинамической опасности (вероятности реализации динамического явления), к оценке возможного ущерба от этого явления и применению соответствующих профилактических мероприятий. Прогноз критических состояний основан на анализе геологии и тектоники района ведения горных работ, предварительной оценке соответствующими расчетными методами размеров энергонасыщенных (высоконапряженных) зон в геологической среде и организации геодинамического мониторинга этих зон.

Основной методологический принцип геодинамического районирования базируется на системном подходе – комплексности, преемственности и соподчинении масштабов работ от общего к частному. Районирование территорий по риску возникновения ЧС на региональном, районном и локальном уровне является единым, независимо от масштаба работ.

В настоящее время морфометрический анализ базисных, вершинных, остаточных, разностных и гониобазисных поверхностей различных порядков, получаемых по топографическим картам разных масштабов, с последующим их сопоставлением с данными всего комплекса имеющихся геологических, геофизических, геохимических и геодинамических данных, позволяет выявлять тектонические разломы и структуры различных порядков и их движения как в платформенных, так и в складчатых областях.

Однако было установлено, что в пределах шахтных полей при разведке и отработке угольных месторождений, а также при проведении наблюдений для решения различных задач, в частности, при определении основных величин

процесса деформации земной поверхности в результате проходки подземных горных выработок и прогноза зон зарождающихся в шахтах обвалов и осыпей, могут быть выявлены линейные по характеру локализации эманации на участках (зонах), где по данным геологических и разведочных работ нет тектонических разрывов. Причем, характер эманаций был аналогичным аномалиям над тектоническими разрывами.

Такие зоны имеют самостоятельный генезис, не связанный с тектоническими нарушениями, и могут проявляться на земной поверхности в виде геодинамических зон, формирующих самостоятельные структуры. В таких геодинамических зонах происходят значительные изменения величин современных полей напряжений, которые, в ряде случаев, сопровождаются высокодифференцированными движениями в горном массиве и на дневной поверхности.

Эти геодинамические зоны связаны с процессами в покровных отложениях, происходящими в результате их современных деформаций. Поля напряжений обусловливают изменения в магнитных, электромагнитных, атмохимических, физико-механических и многих других свойствах геологической среды.

Верхние горизонты грунтового массива до глубины 10-15 м испытывают возвратно-поступательные движения по трем пространственным осям.

Амплитуда вертикальных движений земной поверхности в зависимости от плотности грунтов колеблется в пределах 10-30 мм, а относительное смещение по горизонтали двух довольно близких точек земной поверхности достигает 70 мм.

При этом максимальные подвижки наблюдаются в пределах геологических дискретностей – разрывных нарушений, складок, трещинных зон, трещин.

Как оказалось, величина главных нормальных напряжений в пределах этих структур может измениться на 0,3 МПа в течение небольшого отрезка времени.

Эмпирическим путем установлено, что геологическая среда дискретна и, следовательно, в основе расчетов должна лежать механика дискретной среды. Это связано с тем, что поля напряжений распределяются неравномерно в объеме геологической среды вследствие ее дискретности и могут достигать в узких

локальных зонах, называемых геодинамическими, критических значений и приводить к деформациям инженерных объектов. Причем, концентрацию напряжений в таких зонах периодически усиливают:

– приливные явления, вызванные солнечно-лунными процессами и неравномерностью вращения Земли;

– волновые процессы, генерируемые крупными разломами и складками;

– циклонические нагрузки от резких колебаний атмосферного давления;

– техногенные воздействия от взрывов, горных работ, вибраций оборудования, закачка или забор углеводородного сырья из месторождений или хранилищ.

Причиной появления активных геодинамических зон, не связанных с разломами, в пределах шахтных полей являются особенности залегания горных пород – зоны трещин, скрытый остаточный рельеф, несогласное залегание пород, либо техногенные процессы, связанные с эксплуатацией горнотехнических объектов.

Глубинное строение массива горных пород характеризуется наличием скрытого остаточного рельефа, который не выражается на топографических картах, а выявляется в результате вычитания базисной поверхности из гипсометрической, а также наличием участков несогласного залегания пород [187].

Грунтовые массивы, располагающиеся над положительными формами погребенного рельефа, подвергаются деформациям растяжения.

В тоже время, грунты, расположенные над отрицательными формами погребённого рельефа, испытывают деформации сжатия.

Газовые выбросы чаще всего происходят в пределах тектонических и геодинамических зон типа сжатия, сдвига – сжатия или их пересечений, которые могут картироваться газовой сейсмотомографией с дневной поверхности.

В результате на поверхности земли формируются геодинамические зоны, обусловленные влиянием геоморфологических особенностей. Такие зоны выявляются по топографическим картам методами структурной морфометрии.

Изучаемая территория Ерунаковского угленосного района характеризуется всхолмленным рельефом и относится в основном к лесостепной ландшафтной зоне.

Территория пересекается долинами реками: Кольчигиз, Верхняя Тыхта, Нижняя Тыхта, Талда, Кыргай, Челя, Кривой Ускат, Ускат и другими низших порядков, впадающими в синклинальную долину более высокого порядка. Такое явление характерно в областях с господством прямого рельефа.

Разломы, выделенные по результатам морфоструктурного анализа, ограничивают синклинали и простираются в основном в северо-западном направлении и соответствуют известным нарушениям: Воробьёвскому, Иганинскому, Соколовскому взбросам и другим разломам (рисунок 2.8).

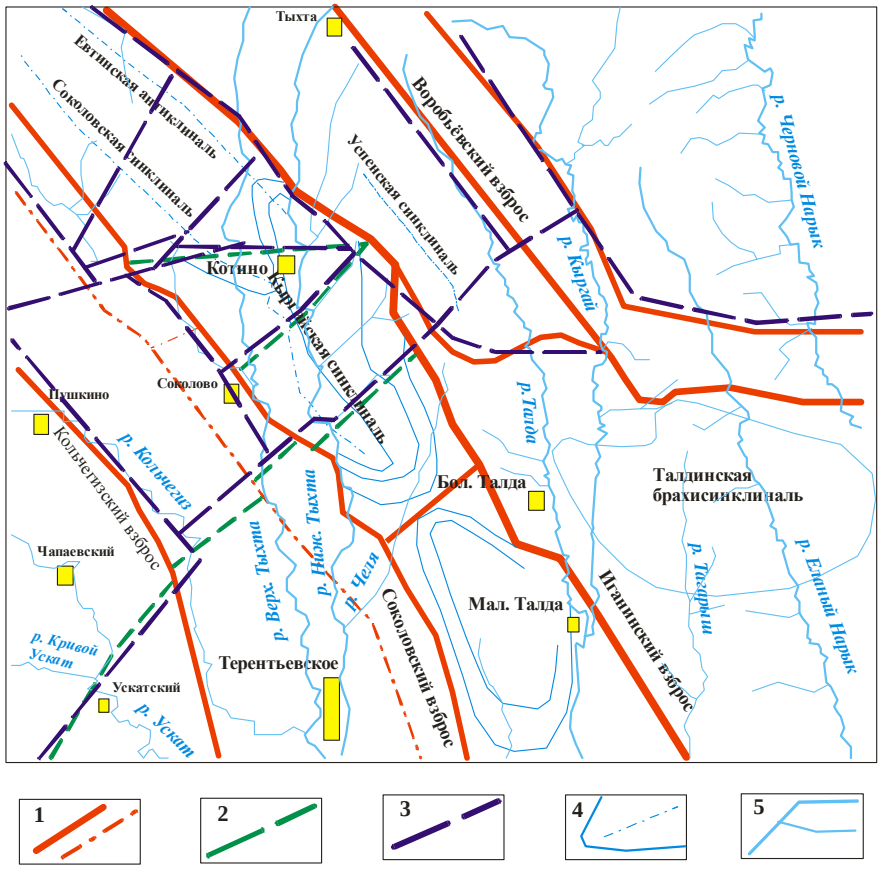


Рисунок 2.8 – Схема геодинамического районирования

1 – разломы и предполагаемые нарушения, полученные по результатам морфоструктурного анализа; 2 – предполагаемые сдвиги; 3 - линеаменты, выделенные по КС; 4 – структуры (синклинали и антиклинали); 5 – реки.

При наличии параллельно расположенных долин рек Верхняя Тыхта и Нижняя Тыхта с односторонне выраженной асимметрией склонов можно предполагать, что долины расположены диагонально к падению слоёв.

По результатам морфоструктурного анализа выделяется зона, (обозначенная на схеме зелёным цветом), простирающаяся в северо-восточном направлении. По этой зоне предположительно происходили и происходят деформации сдвигового характера, возможно без нарушения сплошности пород. Эта же зона выделена и по результатам дешифрирования космоснимков. В основном результаты дешифрирования космоснимков и морфоструктурного анализа совпадают за некоторым исключением.

Обращает на себя внимание наличие зон аномальных падений рек на рассматриваемой территории. Аномальным должен считаться участок профиля, имеющий большее падение, по сравнению с участком, расположенным выше по течению. Теоретически наличие таких участков (возникновение переломов продольного профиля реки) может быть обусловлено следующими основными группами факторов: неоднородностью литолого-петрографического состава ложа реки, местными изменениями гидрологического режима, современными тектоническими движениями. Однако, по данным исследований на разных территориях, чаще всего в одних случаях такие зоны приурочены к краевым частям поднятий, в других – полностью захватывают поднятия.

Такие участки выявлены на реке Верхняя Тыхта и ее притоке, а также на нескольких притоках реки Нижняя Тыхта. Это локальные участки «переходного» рельефа, на что указывает также величина заложения изобазит. Участки «переходного» рельефа отражают «несогласное» с общим склоном залегание пород на глубине, а, следовательно, в этих зонах возможно возникновение дополнительных тектонических напряжений.

Участки «переходного» рельефа пересекают синклинальные структуры диагонально и образуют интерференционные узлы и высокоградиентные зоны структурных азимутальных несогласий.

Сами зоны разломов и особенно узлы пересечения разломов и линеаментов друг с другом а также с предполагаемой зоной сдвиговых деформаций представляют собой наиболее опасные тектонически напряженные зоны. Карта тектонически напряженных зон представлена на рисунке 2.9.

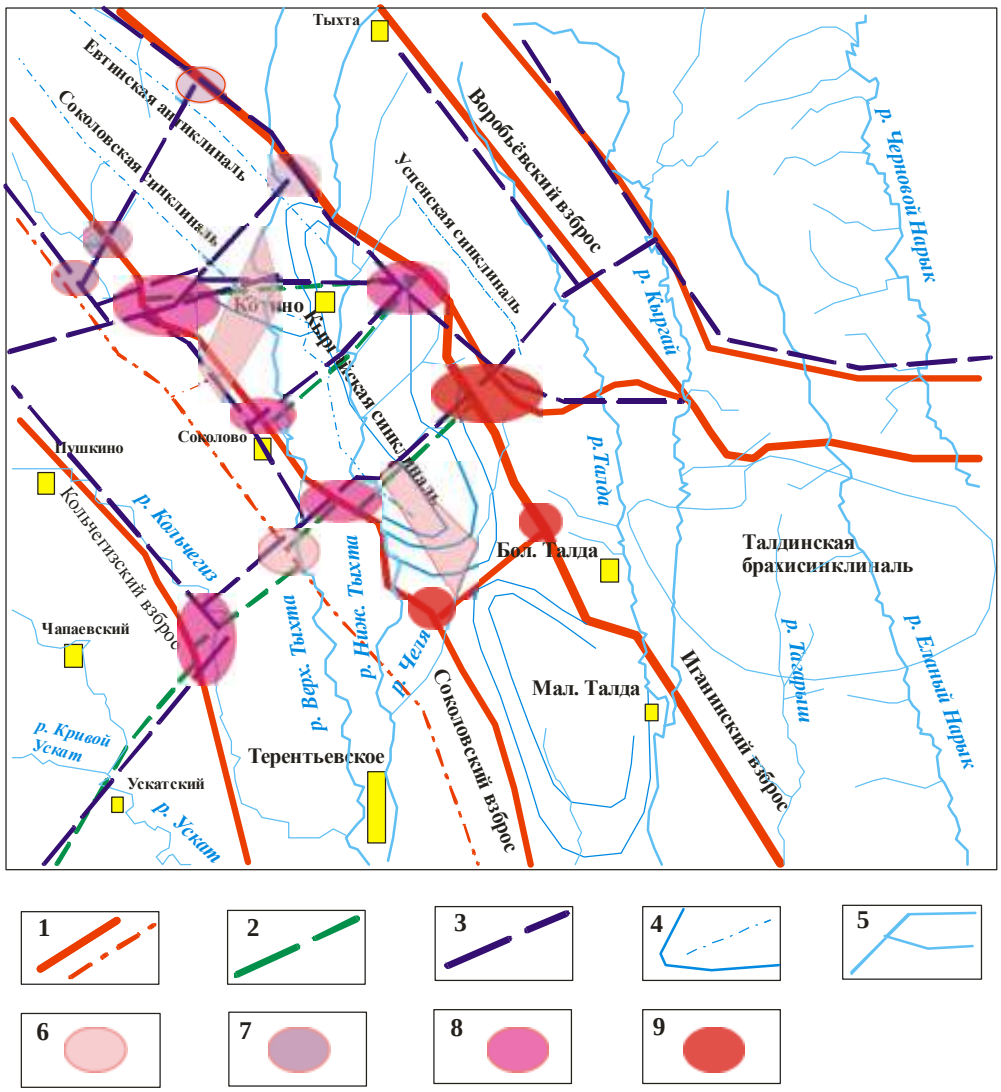


Рисунок 2.9 - Схема геодинамически опасных зон, выделяемых на прошлых стадиях исследования

1 – разломы и предполагаемые нарушения, полученные по результатам морфоструктурного анализа; 2 – предполагаемые сдвиги; 3 - линеаменты, выделенные по КС; 4 – структуры (синклинали и антиклинали); 5 – реки; геодинамически опасные зоны: 6 – «переходного» рельефа; узлы пересечения предполагаемого сдвига с предполагаемым разломом; 7 – узлы пересечения линеамента с разломом; 8 – узлы пересечения линеаментов, предполагаемых сдвигов и разломов; 9 – узлы пересечения разломов

По степени опасности тектонически напряженные зоны были дифференцированы следующим образом:

1. Зоны «переходного» рельефа; узлы пересечения предполагаемого сдвига с предполагаемым разломом.

2. Узлы пересечения линеамента с разломом.

3. Узлы пересечения линеаментов, предполагаемых сдвигов и разломов.

4. Узлы пересечения разломов.

На таких участках возможны аномальные изменения свойств массива: максимальная расслоенность кровли и почвы выработок, повышенная трещиноватость, пониженная прочность угля, изменения в начальной скорости газовыделения, вариации давления метана и т.п. Во вскрывающих подготовительных и очистных выработках аномальные свойства массива проявляются в виде обрушений кровли и бортов выработок, пучения почвы, повышенного отжима и горного давления, неожиданных прорывов воды и газа, деформации крепей.

Морфоструктурный анализ земной поверхности позволяет не только выявлять границы блоков, разломы и локальные структуры (антиклинали, синклинали, купола), но и определять области скрытого остаточного рельефа, несогласного залегания пород, «переходного рельефа» или «перегибов» в пределах одного блока, образующихся при неравномерном движении блока.

При подземной разработке угольных пластов такие зоны (области скрытого остаточного рельефа, несогласного залегания пород, «переходного рельефа») обусловлены (рисунок 2.10):

- неровностью ложа торфяников;
- изменением мощности пласта;
- размывом;
- внедрением в угольный пласт песчаников;
- внедрением изверженных пород в угленосную толщу в виде пластовых интрузий и даек;
- выгоранием пластов;
- расщеплением и выклиниванием угольного пласта (рисунок 2.11).

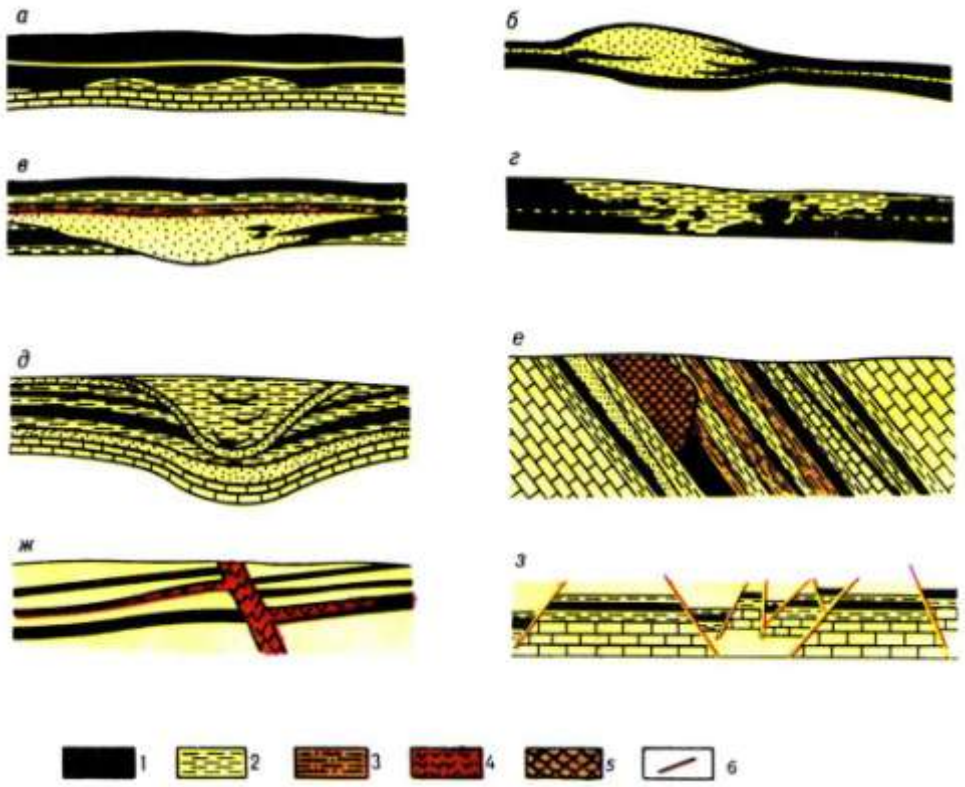


Рисунок 2.10 – Осложнения морфологии и залегания угольных пластов

а - неровности ложа торфяника; б - внедрение в уголь песчаников; в, г - размывов (Кузбасс); д - карстовых просадок в подстилающих угленосные отложения породах; е - выгорания угля с образованием т.н. "горельников" (Кузбасс); ж - внедрение магматических тел; з - мелкоамплитудной тектонической нарушенности;

1 - уголь, 2 - глина, 3 - алевролит, 4 - магматические породы, 5 - "горельники", 6 - разрывные нарушения.

Рисунок 2.11 – Расщепления угольных пластов.

В дальнейшем проводится обобщение геолого-геофизических данных территории её тектонического строения и результатов линеаментного и морфоструктурного анализа, что позволяет в дальнейшем на основе материалов топографических карт масштаба 1:2500000, 1:1000000, 1:200000, 1:100000, 1:50000, 1:25000 и разномасштабных космических снимков установить иерархию блоков земной коры и разделяющих их зон разломов.

Пример результатов морфоструктурного анализа территории представлен в виде схемы разломов V ранга, зон влияния активных разломов III-IV ранга, установленных по результатам морфоструктурного анализа по топооснове масштаба 1:2000, и линеаментов («Поле шахты Котинская», «Шахта № 7», «Котинский Западный», «Нижние горизонты шахты «Котинская») (рисунок 2.12).

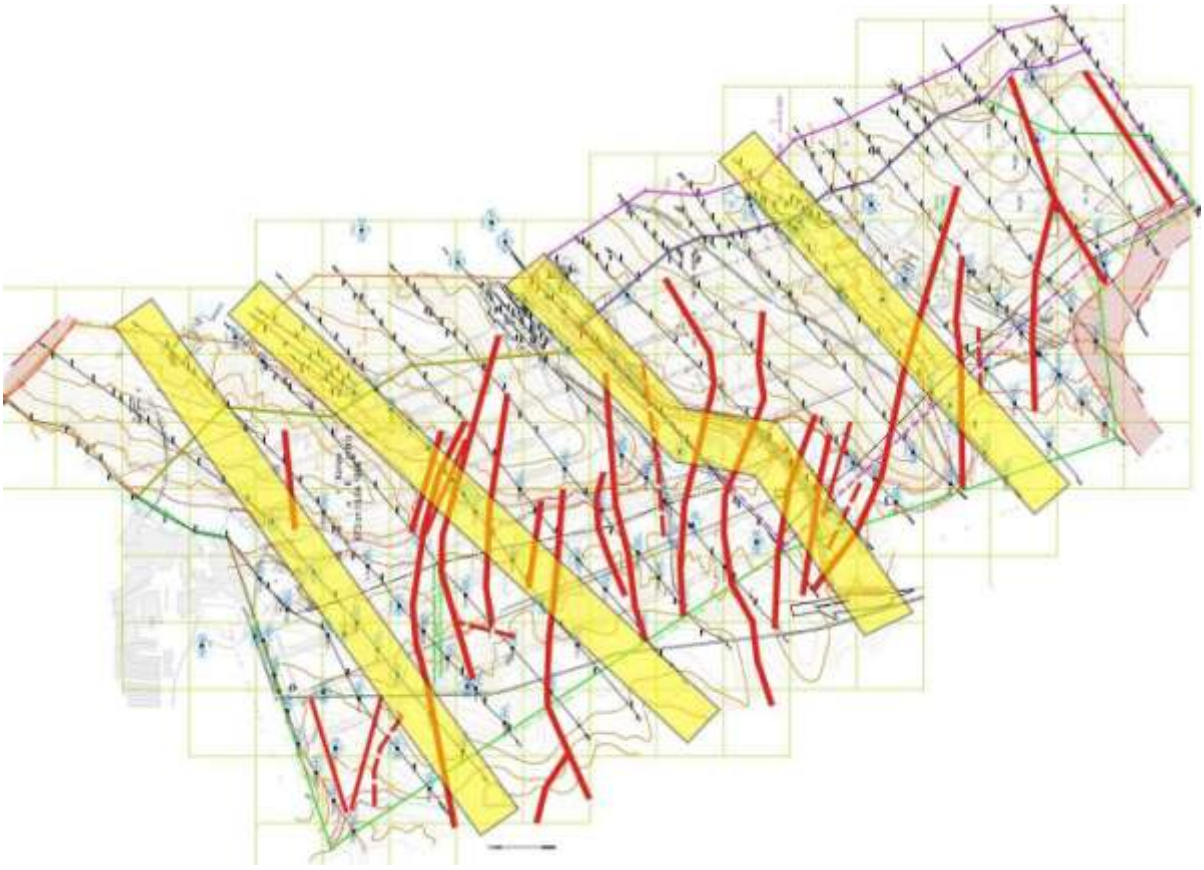


Рисунок 2.12 – Схема разломов V ранга, зон влияния активных разломов III-IV ранга установленных по результатам морфоструктурного анализа по топооснове масштаба 1:2000 и линеаментов («Поле шахты Котинская», «Шахта № 7», «Котинский Западный», «Нижние горизонты шахты «Котинская»)

Красным цветом показаны разломы. Жёлтым цветом – зоны влияния активных разломов III-IV ранга и линеаментов.

Общая схема геодинамического районирования шахтного поля шахты «им. В.Д. Ялевского» представлена на рисунке 2.13.

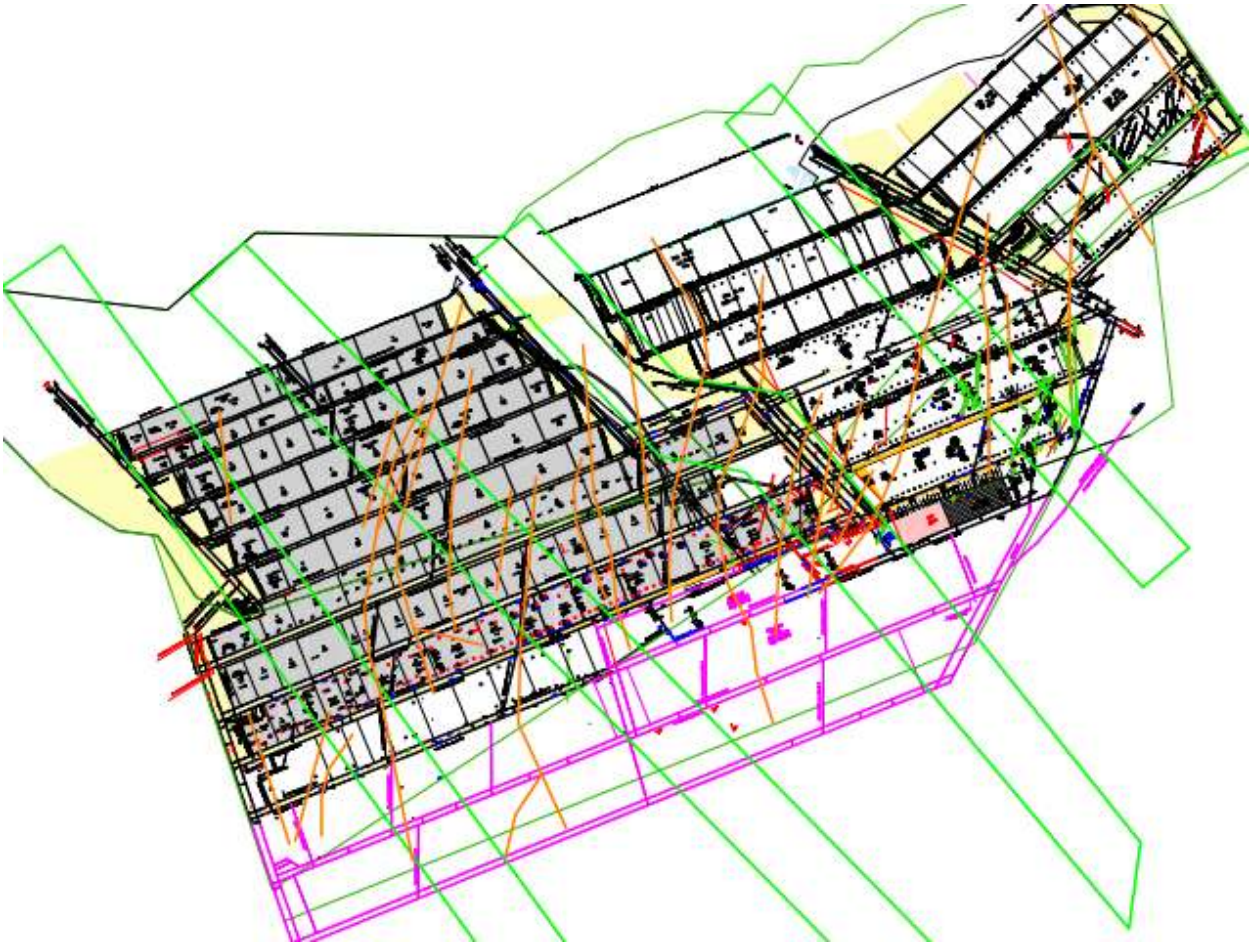


Рисунок 2.13 – Схема геодинамического районирования шахтного поля

Фиолетовым показаны проектные горные выработки по пласту 52, оранжевым - разломы V ранга, зелеными контурами - зоны влияния активных разломов III-IV ранга установленных по результатам морфоструктурного анализа

Интенсивные ТНЗ связаны не только с единичными разрывами, но и с системами разрывов. Выявлены наиболее опасные структуры, формирующие интенсивные ТНЗ. К их числу в первую очередь относятся кулисообразные системы разрывов, сближения разрывов, разветвления под острыми углами (10°-15°), клиновидные структуры.

Локальные ТНЗ формируются также в местах пережимов и раздувов пластов и любых значимых изменений их гипсометрии.

Таким образом, тектонически напряженные зоны (ТНЗ), главным образом, приурочены к разрывам блочного горного массива; их потенциальная опасность определяется неотектонической активностью, морфологией и строением сместителя разрыва, а также направлением деформации пород при смещении крыльев. Существуют два основных типа ТНЗ, связанных с разрывами, различающихся по геологическим признакам и естественному напряженному состоянию.

Зоны I типа примыкают к тем участкам разрывов, на которых сместитель представляет собой плотно сомкнутую трещину, окруженную областью с малым количеством приразрывных трещин; характеризуются высоким уровнем тектонических напряжений, малыми пористостью и влажностью, увеличенными значениями прочностных характеристик и модулей деформации пород, а также высоким уровнем электромагнитной эмиссии.

Зоны 2 типа отделены от сместителя нарушенным и разгруженным участком; для них характерны существенно меньшие напряжения и изменения состояния и свойств пород, чем в зонах I типа [191].

Особенностью методики геодинамического районирования является выявление не отдельных, независимых и хаотично распределённых линеаментов и разломов, а свойственных изучаемому региону (району) закономерно упорядоченных и ранжированных систем разломов, отражающих генетически единое и иерархически организованное распределение полей напряжений и отображающихся в деформациях фундамента и горизонтов осадочного чехла.

2.3 Трехмерное структурно-геологическое моделирование шахтных полей

Выполнено трехмерное геолого-структурное моделирование шахтного поля шахты «им. В.Д. Ялевского». По результатам полученной каркасной модели производилась корректировка гидрогеологической модели с учетом увеличения

площади шахты за счет прирезки участка шахты «№ 7» и нижних горизонтов шахты «Котинская».

Выполнено сопоставление результатов геодинамического районирования с результатами моделирования. В процессе выполнения этих работ обнаруживались и подтверждались структуры, выделенные в ходе районирования. Производился анализ с целью выявления форм проявления линеаментных структур III – V ранга в морфологии угольных пластов, изменения их мощности. Эти данные легли в основу дальнейших работ по выделению зон риска, вскрываемых в процессе разработки запасов месторождения.

Первоначально, в процессе построения модели шахтного поля осуществлялся ряд операций, необходимых для детальной подготовки исходных данных, положенных в основу моделирования.

В построении геолого-структурной модели месторождения была задействована вся геологическая информация, имеющаяся на сегодняшний день – геологические разрезы, геологические карты, тектонические схемы, данные кернового бурения, геофизических исследований, зарисовки горных выработок.

В рамках создания модели выполнялся комплекс работ по формированию единой базы данных геологоразведочных скважин, пробуренных в переделах горного отвода шахтных полей. В каждой литологической разности, встреченной в ходе бурения, присвоен уникальный код, единый для всей площади.

Как и говорилось ранее, основой для построения блочной модели явилась база данных, включающая в себя корректные исходные данные. Опираясь на основы трехмерного моделирования, база составлена по результатам геологоразведочного бурения и описания керна, данных замеров инклинометрии скважин – угол и азимут падения, точного геодезической координатной привязки устьев скважин (рисунок 2.14 – 2.15).

	A	B	C	D	E	F	G
1		BHID	FROM	TO	LENGTH	LITH	ROCK
2	1	463	0	7,62	7,62	глина и суглинки	CL
3	2	463	7,62	12	4,38	пласт 57	P_57
4	3	463	12	17,33	5,33	алевролит мелкозернистый	AL_M
5	4	463	17,33	23,88	6,55	алевролиты среднезернистые	AL_S
6	5	463	23,88	24,89	1,01	алевролит мелкозернистый	AL_M
7	6	463	24,89	26	1,11	пласт 56	P_56
8	7	464	0	12,99	12,99	глина и суглинки	CL
9	8	464	12,99	15,03	2,04	алевролит мелкозернистый	AL_M
10	9	464	15,03	16,5	1,47	пласт 56	P_56
11	10	464	16,5	25,5	9	алевролиты среднезернистые	AL_S
12	11	2282	0	7	7	глина и суглинки	CL
13	12	2282	7	9	2	алевролит мелкозернистый	AL_M
14	13	2282	9	20,6	11,6	песчаники мелкозернистые	PS
15	14	2282	20,6	41,3	20,7	алевролит мелкозернистый	AL_M
16	15	2282	41,3	57,7	16,4	алевролиты среднезернистые	AL_S
17	16	2282	57,7	65,4	7,7	песчаники мелкозернистые	PS
18	17	2282	65,4	69,1	3,7	аргиллит	ARG
19	18	2282	69,1	72,4	3,3	песчаники мелкозернистые	PS
20	19	2282	72,4	75,9	3,5	алевролит мелкозернистый	AL_M
21	20	2282	75,9	76,5	0,6	песчаники мелкозернистые	PS
22	21	2282	76,5	91,9	15,4	аргиллит	ARG
23	22	2282	91,9	95,4	3,5	Аргиллит углистый	AR_U
24	23	2282	95,4	100,8	5,4	переслаивание алевролитов	AL_AL
25	24	2282	100,8	103,35	2,55	алевролит мелкозернистый	AL_M
26	25	2282	103,35	104,55	1,2	пласт 53	P_53
27	26	2282	104,55	111,95	7,4	алевролит мелкозернистый	AL_M
28	27	2282	111,95	131,95	20	песчаники мелкозернистые	PS
29	28	2282	131,95	137,75	5,8	переслаивание песчаников и алевролитов	PS_AL
30	29	2282	137,75	139,86	2,11	алевролит мелкозернистый	AL_M
31	30	2282	139,86	145,05	5,19	пласт 52	P_52

Рисунок 2.14 – Результат обработки и систематизации геологической документации керна скважин

	A	B	C	D	E	F	G
1	BHID	YCOLLAR	XCOLLAR	ZCOLLAR	LENGTH	BRG	DIP
2	463	6010969,57	15496537,29	298,2	26	0	90
3	464	6011013,48	15496585,59	297,7	25,5	0	90
4	2282	6012954,34	15495679,64	261,14	301,2	0	90
5	2287	6013400,39	15495938,89	261,14	327	0	90
6	2292	6013590,62	15496106,37	265,02	320	0	90
7	2293	6013761,5	15496265,42	266,92	297,5	0	90
8	2295	6013905,95	15496456,43	272,36	304,5	0	90
9	2296	6014176,75	15496512,48	276,98	242,6	0	90
10	2300	6014386,02	15496693,47	281,53	302	0	90
11	2302	6013833,23	15496363,94	269,89	286,2	0	90
12	2303	6013662,28	15496210,39	266,3	301,1	0	90
13	2307	6013178,59	15495795,51	261,75	286,1	0	90
14	2308	6012714,89	15495637,61	260,12	263	0	90
15	2310	6012406,13	15495253,92	284,13	337,4	0	90
16	2311	6011997,88	15494955,3	297,9	303,5	0	90
17	8485	6010433,74	15497574,11	261,6	602	0	90

Рисунок 2.15 – Фрагмент базы данных, содержащий информацию о координатах устьев скважин, глубине и их искривлении

Построение и калибровка модели производились в несколько этапов. Первым был этап создания базы данных скважин, который позволяет собрать всю информацию в одном среде: координаты устьев скважин, инклинометрию, геологическое описание. Этот шаг позволяет систематизировать геологическую информацию в пределах шахтного поля и обеспечить беспрепятственный доступ к ней. Итогом этого этапа является визуализация траекторий скважин с вынесением отметок нужных пород на оси скважин.

Построение и калибровка модели производились в несколько этапов. Первым был этап создания базы данных скважин, который позволяет собрать всю информацию в одном среде: координаты устьев скважин, инклинометрию, геологическое описание. Этот шаг позволяет систематизировать геологическую информацию в пределах шахтного поля и обеспечить беспрепятственный доступ к ней. Итогом этого этапа является визуализация траекторий скважин с вынесением отметок нужных пород на оси скважин.

Построение блочной модели в стратиграфическом модуле осуществлялось на втором этапе. Процесс условного моделирования основывается на извлечении маркирующего пласта, наиболее часто встречаемого в пределах шахтного поля, опираясь на который отстраивается весь массив пород. Здесь в первую очередь для корректного построения формируется файл стратиграфической иерархии, в котором систематизируются все слои пород, встречаемые на месторождении в последовательности от поверхности до конечной глубины, т.е. максимальной глубины бурения скважин. На данном этапе очень важно задать правильную последовательность для корректного построения блочной модели месторождения, и пока не будет правильно сформирован данный файл, запустить процесс построения будет невозможным.

Этап включает детальный анализ всей предоставленной информации, определение основных элементов модели, корректировку результатов документации, систематизацию иерархического списка и прочие операции, позволяющие максимально корректно сформировать стратиграфический перечень, необходимый для создания модели.

Ниже представлена часть сформированной стратиграфической иерархии, принятой за основу создания модели шахтного поля (рисунок 2.16).

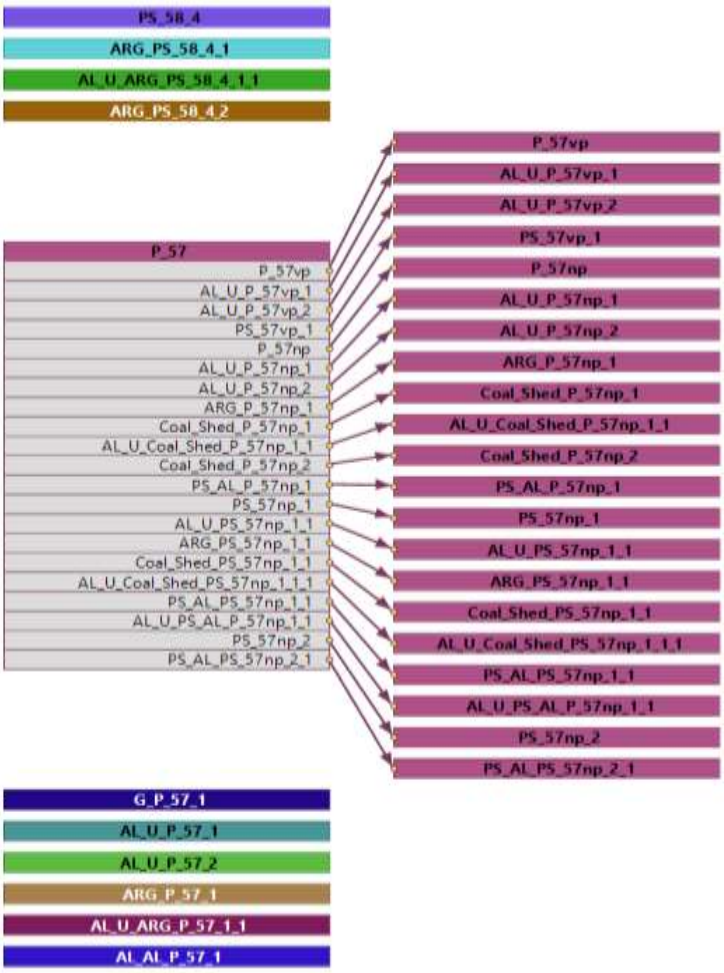


Рисунок 2.16 - Пример стратиграфической иерархии месторождения

На рисунке 2.17 представлены все геологоразведочные скважины, задействованные в процессе моделирования, а также каркасные модели разрывных нарушений, отстроенные по данным разведочного бурения.

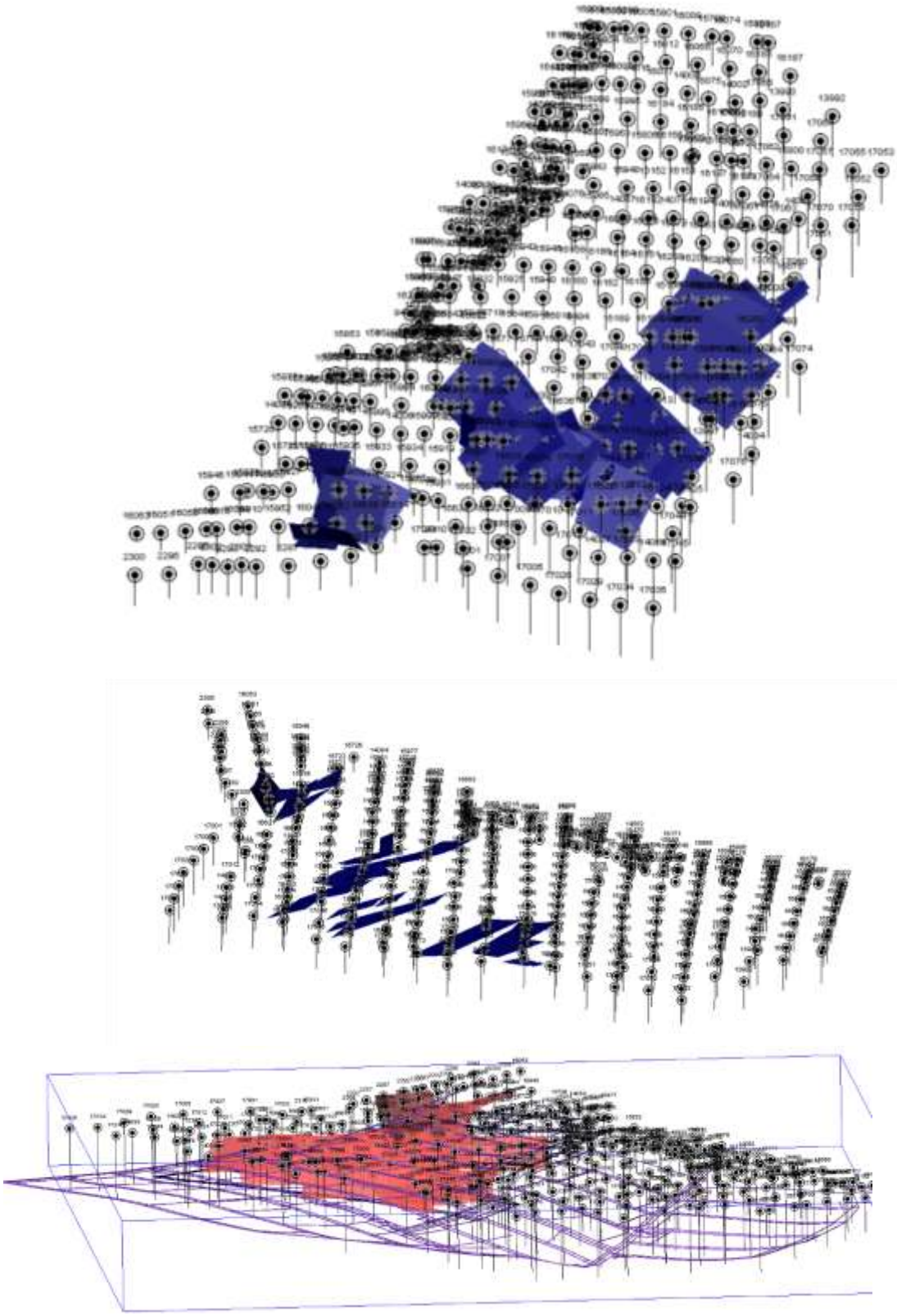


Рисунок 2.17 – Визуализированные траектории геологоразведочных скважин и каркасные модели разрывных нарушений в пределах шахтного поля

На основании подготовленной базы геологоразведочных скважин, в процессе осуществления условного моделирования производилось создание условной блочной модели, когда в соответствии с принятой иерархией пластов, поле моделирования заполнялось блоками заданных площадных размеров, мощностью, соответствующей вскрытой в процессе бурения. Далее на основании полученной блочной модели создавались каркасы угольных пластов, вмещающих пород и разрывных нарушений.

Каркасные модели угольных пластов, созданные с использованием возможностей условного моделирования, представлены на рисунке 2.18.

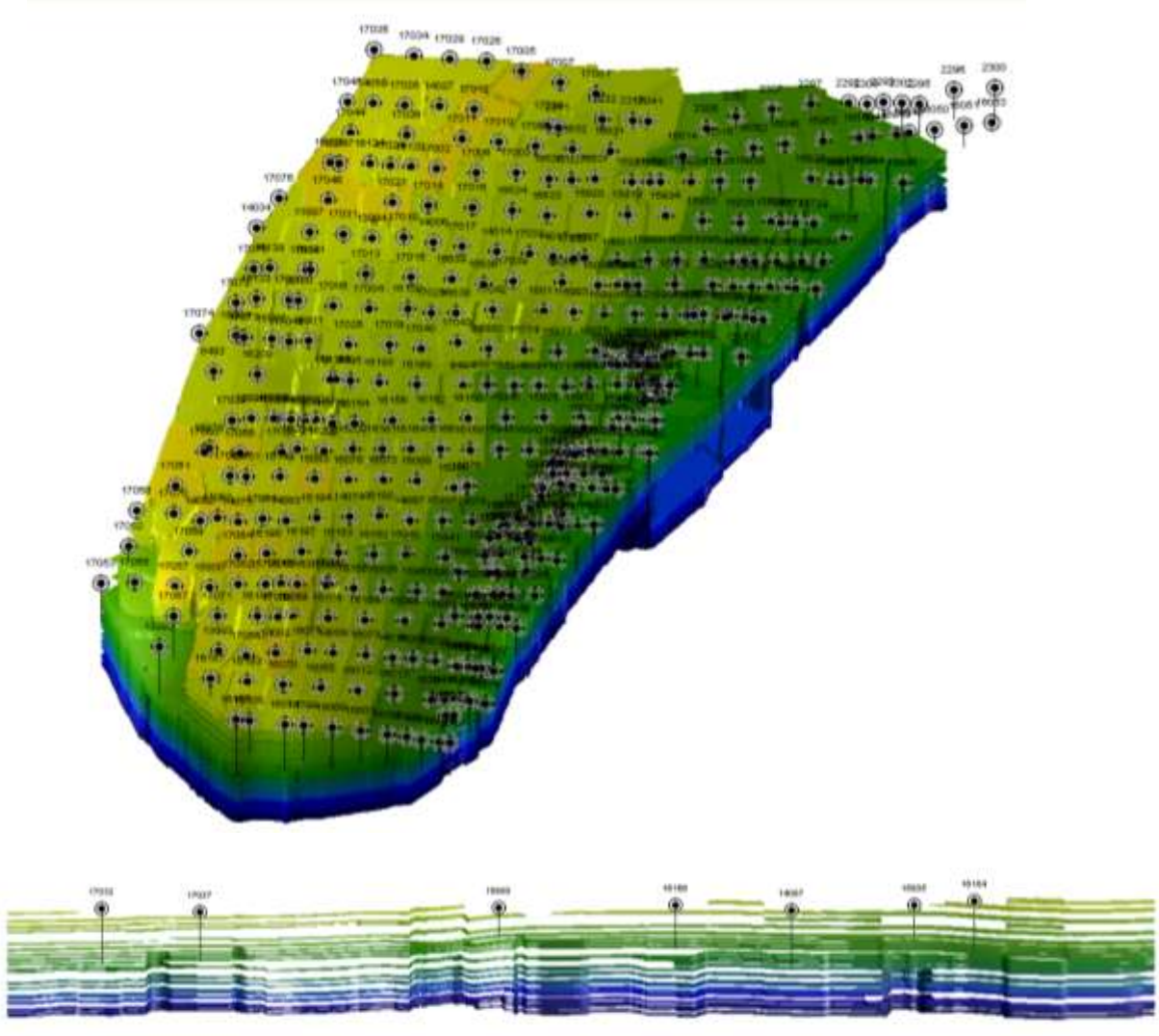


Рисунок 2.18 – Каркасные модели угольных пластов в пределах шахтного поля

Созданная каркасная модель шахты послужила основой для корректировки гидрогеологической модели шахтного поля.

2.4 Гидрогеологическая модель шахтного поля

Специфика гидрогеологической структуры полностью определяет условия формирования притоков подземных и атмосферных вод в угольные шахты при отработке пластов системами с управлением кровлей полным ее обрушением. При ведении горных работ на малых глубинах водопритоки в лавы формируются за счет активного дренирования приповерхностного горизонта, и их интенсивность определяются в основном проводимостью приповерхностного горизонта, наличием на шахтном поле водотоков или водоемов и расстоянием от них до выемочных участков. Ведение горных работ на глубинах, превышающих высоту зоны водопроводящих трещин, характеризуются водопритоками, формирующимися за счет перетекания через пачки слабопроницаемых отложений, залегающих между верхней границей зоны водопроводящих трещин и подошвой приповерхностного водоносного горизонта (нижней границей приповерхностной зоны повышенной трещиноватости). Максимальные притоки подземных вод формируются по этой схеме при ведении очистных работ под долинами рек – при выемке пластов на глубинах, незначительно превышающих безопасные глубины, соизмеримые с высотой зоны водопроводящих трещин над выработанным пространством [190].

Интенсивность водопритоков в лавы на больших глубинах определяется мощностью пачек слабопроницаемых отложений ненарушенной структуры, а суммарный водоприток зависит от площади выработанных пространств на этих участках.

В условиях Кузнецкого угольного бассейна при ведении очистных работ на глубинах, не превышающих 300–500 м, водопритоки в различные шахты определяются, как правило, сочетанием двух указанных схем.

В таблице 2.4 представлены данные о максимальных притоках в шахты Кузбасса.

Таблица 2.4 – Фактические водопритоки в шахты [69]

Шахта	Максимальная глубина горных работ, м	Максимальный водоприток в шахту, $м^3$/час
им. Калинина	385	500
Западная	300	400
им. Волкова	275	500
Центральная	385	400
Анжерская	580	330
Нагорная	365	280
им. Димитрова	210	250
Судженская	500	200
Бунгурская	210	200
Ноградская	375	200
им. Вахрушева	230	200

Представленные в таблице 2.4 данные свидетельствуют о сравнительно небольших притоках (не превышающих 500 $м^3$/час) в шахты Кузбасса.

Вместе с тем, при ведении очистных работ на некоторых шахтах в Кузбассе водопритоки существенно превышали 500 $м^3$/час. В частности, при выемке угольных пластов под долиной реки Ольжерасс притоки в отдельные лавы шахты «Распадская» достигали 800–1000 $м^3$/час за счет вскрытия на локальных участках тектонических нарушений.

В условиях шахты «им. В.Д. Ялевского» средние водопритоки в очистной забой при отработке пласта 52 составляли от 200 до 900 $м^3$/ч. При этом ведение горных работ на глубине до 200 м характеризовалось притоками порядка 200–400 $м^3$/час, а на глубинах свыше 200 м – величина водопритока резко повышалась до 800–900 $м^3$/час при отработке пласта под долиной реки Нижняя Тыхта на глубинах, незначительно превышающих безопасные.

Гидрогеологические условия ведения очистных работ на шахтах, вскрывающих комплексы метаморфизованных угленосных отложений, классифицируются как сложные, если общий водоприток в шахту превышает 500 $м^3$/час. Столь значительные водопритоки в условиях шахты «им. В.Д. Ялевского» в значительной степени определяют эффективность ведения очистных работ и требуют надежного прогноза и учета при принятии пространственно-планировочных и технологических решений. Недостаточный учет и низкая эффективность прогноза повышенных водопритоков в очистные

забои в условиях шахты «им. В.Д. Ялевского» приводили на протяжении всего периода отработки запасов пласта 52 к длительным простоям очистных забоев, связанным, в первую очередь, с затоплением оборудования конвейерного штрека.

Характеристика условий ведения горных работ и водопритоков в очистной забой в различные периоды отработки запасов на шахте «им. В.Д. Ялевского» представлена в таблице 2.5.

Таблица 2.5 – Характеристика выемочных участков [190]

Показатель	5205	5204	5203	5202	5207	5208
Период работы	01-03 2007 г.	04-12 2007 г.	01–09 2008 г.	10.2008 г. –8.2009 г.	08.2009 г. -09.2010 г.	12. 2010 г. –12.2012 г.
Глубина ведения работ, м	220	230	233	16 - 126	310	310
Вынимаемая мощность пласта, м	4,5	4,5	4,26	4,5	4,3	4,3
Средства механизации очистных работ	Очистной механизированный комплекс DBT производства Германии, комбайн «Eickhoff» SL – 500					
Средняя добыча в месяц, тыс. т	333000	378027	385542	272530	361793	242718
Средний водоприток в очистной забой за время отработки, $м^3/ч$	502	550	623	454	676	703
Максимальная добыча в месяц, тыс. т	403137	552219	635072	551051	707190	504943
Минимальная добыча в месяц, тыс. т	207190	18839	15036	40734	20751	10109
Средний водоприток, $м^3/ч$	502	550	622	453	676	703
Длина лавы, м	230	230	230	200	160/230	275
Длина столба, м	2425	2425	2425	2200	3700	3975
Природная газоносность	8,2	10	8,8	8,8	8,8	9

Основной проблемой прогноза ожидаемых водопритоков в шахту является сложность и изменчивость геологического строения породных массивов, вмещающих угольный пласт, а также существенное влияние, оказываемое существующими горными выработками и выработанными пространствами, что обуславливает необходимость содания и использования трехмерных моделей шахтного поля включающих горные выработки и участки массива с различными фильтрационными характеристиками.

Настоящий каркас геофильтрационной модели создан в программе Visual Modflow (программный продукт канадской компании Schlumberger Water Services) для базового вычислительного модуля MODFLOW – программы Геологической службы США. Visual Modflow имеет большие возможности визуализации и дискретного ввода данных по сравнению со свободно распространяемой программой Processing Modflow. Используемый программный продукт широко апробирован в России и по всему миру, хорошо зарекомендовал себя в гидрогеологических расчётах.

Моделируемый участок шахтного поля охватывает территорию площадью 66,5 км^2 (рисунок 2.19 а). в плане модель представлена прямоугольными элементами, минимальный размер которых 25×25 м, максимальный – 50×50 м (рисунок 2.19 б). Такая дискретизация модели позволяет с допустимой погрешностью задавать существующие горные выработки, зоны фильтрационной неоднородности, а также области питания и разгрузки подземных вод, обеспечивая при этом точность расчетных процедур. Непосредственно участок отработки угольных пластов интегрировался в модель из программы Micromine, что обеспечивает высокую точность задания геологических границ.

Гидродинамические границы области фильтрации на модели, как правило, привязываются к реальным подземным водоразделам, линиям тока (границы II рода) или водоемам и водотокам (границы I и III родов). Протекающие на моделируемой территории реки предварительно заданы с граничным условием I рода (постоянный напор), учитывалось инфильтрационное питание первого от поверхности водоносного горизонта в виде условия II рода (постоянный расход на кровле горизонта).

Основной поверхностный водоток – р. Каракчата (на западе) задана на модели границей первого рода (постоянный напор) модулем «Constant Head». Модулем «River» (граница третьего рода) заданы р. Верхняя Тыхта, р. Нижняя Тыхта, р. Верхняя Саланда, р. Средняя Саланда, руч. Саландушка в виду ожидаемой их затруднённой гидравлической связи с грунтовым водоносным горизонтом. Плановые гидродинамические границы модели иллюстрируются рисунком 2.20.

а) б)

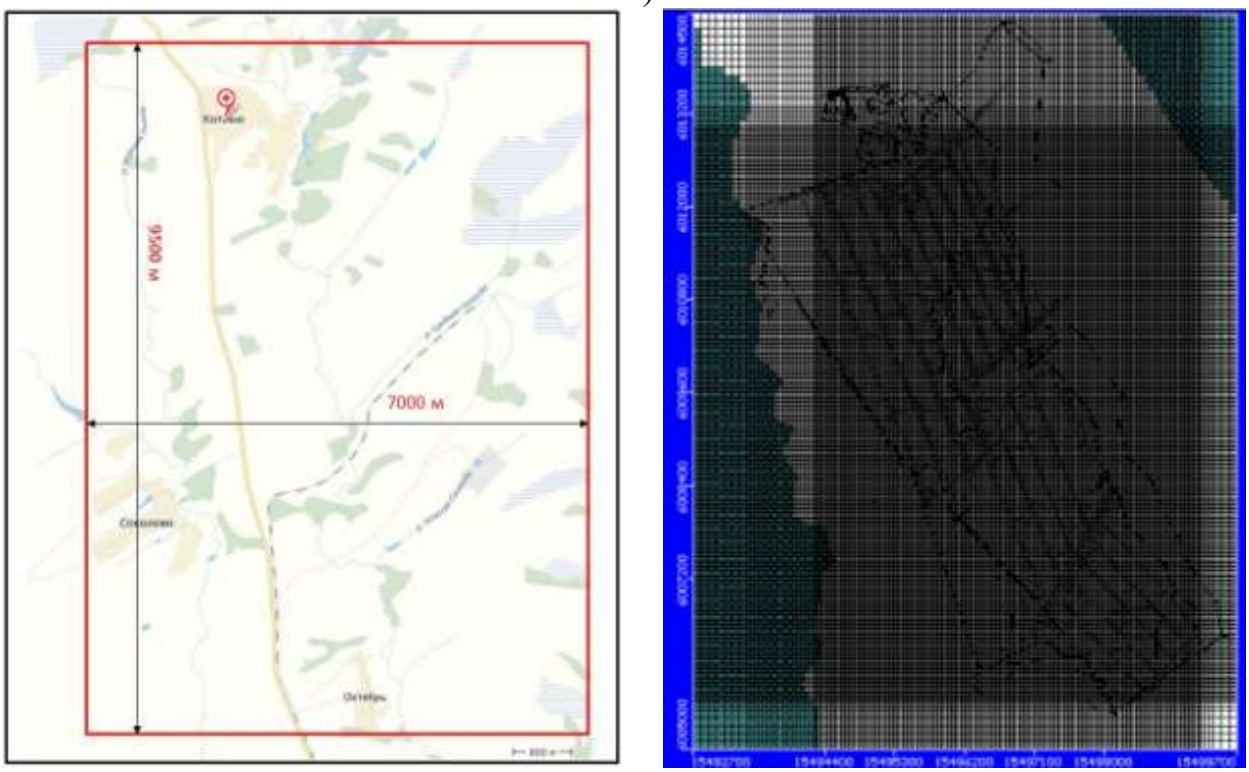


Рисунок 2.19 – Граница и схема площадной дискретизации моделируемой области

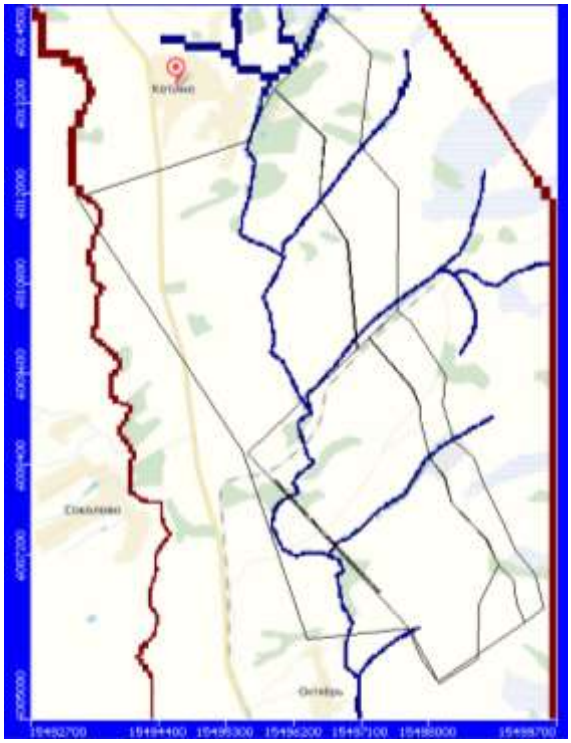


Рисунок 2.20 – Схема расположения гидродинамических границ на моделируемой площади

При построении численной модели одну из главных ролей играет типизация гидрогеологических условий шахтного поля. Гидрогеологическая структура поля шахты «им.В.Д. Ялевского» является типичной для угольных месторождений Кузбасса. Условия формирования водопритоков в горные выработки определяются наличием приповерхностного водоносного комплекса, приуроченного к зоне повышенной трещиноватости угленосной толщи и к покровным четвертичным отложениям. Средняя мощность наиболее проницаемых трещиноватых пород около 70 м. Залегающие ниже зоны повышенной трещиноватости угленосные отложения характеризуются резким снижением их проницаемости при постепенном снижении значений коэффициентов фильтрации породного массива от 10^{-2} м/сутки до 10^{-3} м/сутки. Питание приповерхностного водоносного комплекса осуществляется за счет инфильтрации атмосферных осадков. Разгрузка подземных вод в естественных условиях происходит в долинах рек.

При выемке угольных пластов системами с управлением кровлей полным ее обрушением существенно нарушается структура подработанных массивов. Максимальные нарушения структуры метаморфизованных угленосных отложений фиксируется непосредственно над выработанным пространством, где формируется зона дезинтеграции породного массива, высота которой составляет (3-5) m (m – мощность вынимаемого пласта). Над зоной дезинтегрированных пород в результате прогиба слоев в них образуются трещины, нормальные напластованию водоносных и относительно водоупорных пластов. Водопроводящие трещины гидравлически активно связаны с выработанным пространством, заполненным дезинтегрированными породами. Высота зоны водопроводящих трещин над выработанным пространством зависит от физико-механических свойств подработанного массива, которые определяются литологическим составом угленосных отложений. Эмпирически установлена практически прямая зависимость между мощностью вынимаемого пласта (m) при $m \leq 4$ м и высотой зоны водопроводящих трещин в подработанных массивах, характеризующихся различным процентным содержанием глинистых пород

(аргиллитов, алевролитов). На поле ш. Котинская при отработке пласта 52, мощность ЗВТ будет составлять 40-50 мощностей вынимаемого пласта, то есть (40 – 50)·4,5 = 180-230 м. При мощности зоны активного водообмена равной 80-130 м, ЗВТ достигает подошвы водоносного комплекса зоны активного водообмена. При отработке пласта на глубине 200-360 м, водоприток в горную выработку формируется не только из водоносного комплекса нижнего горизонта, но и емкостных запасов верхних слоев угольной толщи. Резюмируя вышеизложенное, следует, что гидрогеологическую модель поля шахты характеризуется тремя основными разностями:

1) приповерхностный водоносный комплекс, мощностью порядка 70 м;

2) зона относительного водоупора, изменяющейся мощности и увеличивающейся с глубиной отработки угольных пластов;

3) зона водопроводящих трещин, образованных после выемки угля, мощностью порядка 40 мощностей вынимаемого пласта.

В разрезе модель представлена шестью расчетными слоями. Первый слой относится к приповерхностному водоносному комплексу и объединяет четвертичные отложение и верхнюю трещиноватую часть коренных пород. Мощность слоя составляет порядка 70 м. Второй слой характеризуется относительным водоупором и носит локальный характер, распространен в донной части месторождения, в части залегания пласта 52 на глубинах более 260-300 м. Третий слой представлен техногенным водоносным комплексом, сформированным при посадке лав пласта 52 и отражающий зону водопроводящих трещин. Мощность данного слоя составляет 40 мощностей вынимаемого пласта, так, для пласта 52 – 180-230 м. Четвертый слой представлен пластом 50 и характеризуется теми же параметрами, что и третий слой, пятый слой – пласт 49, идентичен предыдущим двум слоям. Шестой слой – подстилающий относительный водоупор, является системным слоем. В целом при отработке всех пластов третий, четвертый и пятый слои сформируют единый водоносный техногенный комплекс. Схематично разрез представлен на рисунке 2.21.

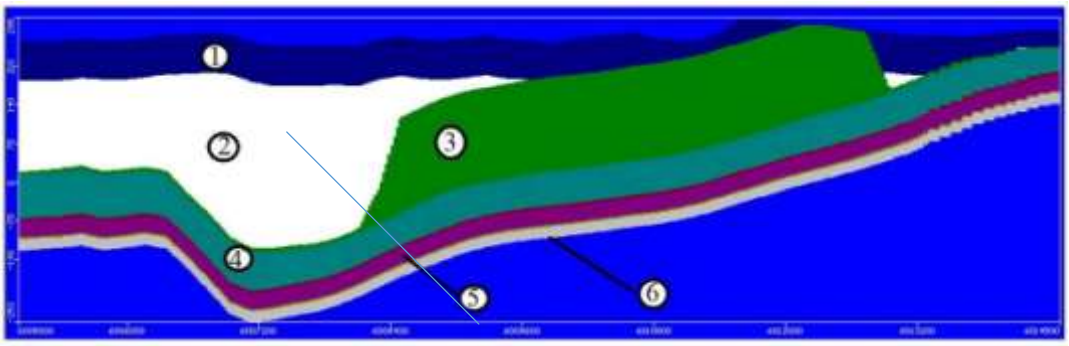


Рисунок 2.21 – Схематичный разрез

1 – приповерхностный водоносный комплекс; 2 – относительный водоупор; 3 – ЗВТ от пласта 52; 4 – ЗВТ от пласта 50; 5 – ЗВТ от пласта 49; 6 – подстилающий относительный водоупор (системный слой)

На рисунке 2.22 представлен общий вид каркаса гидрогеологической модели.

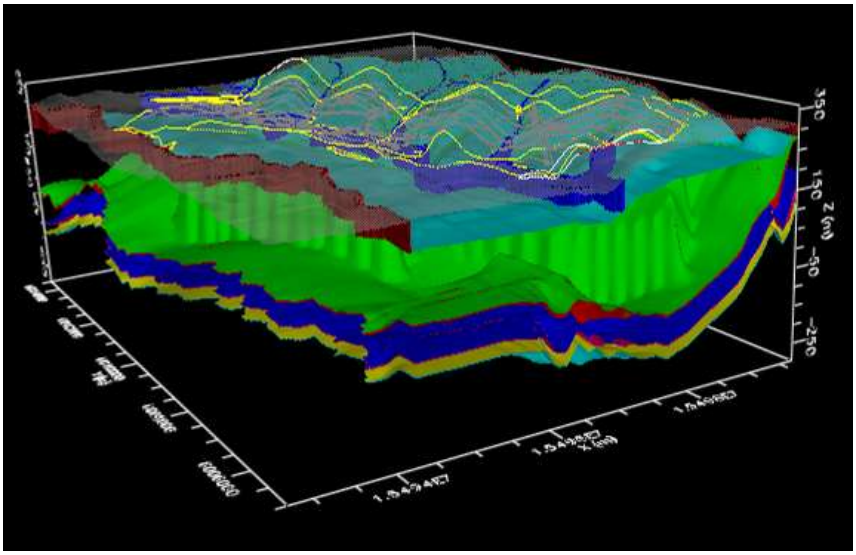


Рисунок 2.22 – Каркас численной геофильтрационной модели

Для дальнейшего выявления опасных по водопритокам зон на месторождении, а также прогноза водопритоков в горные выработки при расширении фронта горных работ необходимо совершенствовать созданный каркас, дополнять данными геологической модели, а также фильтрационными параметрами представленных геологических разностей.

2.5 Структурно-геологическая 3D модель шахтного поля

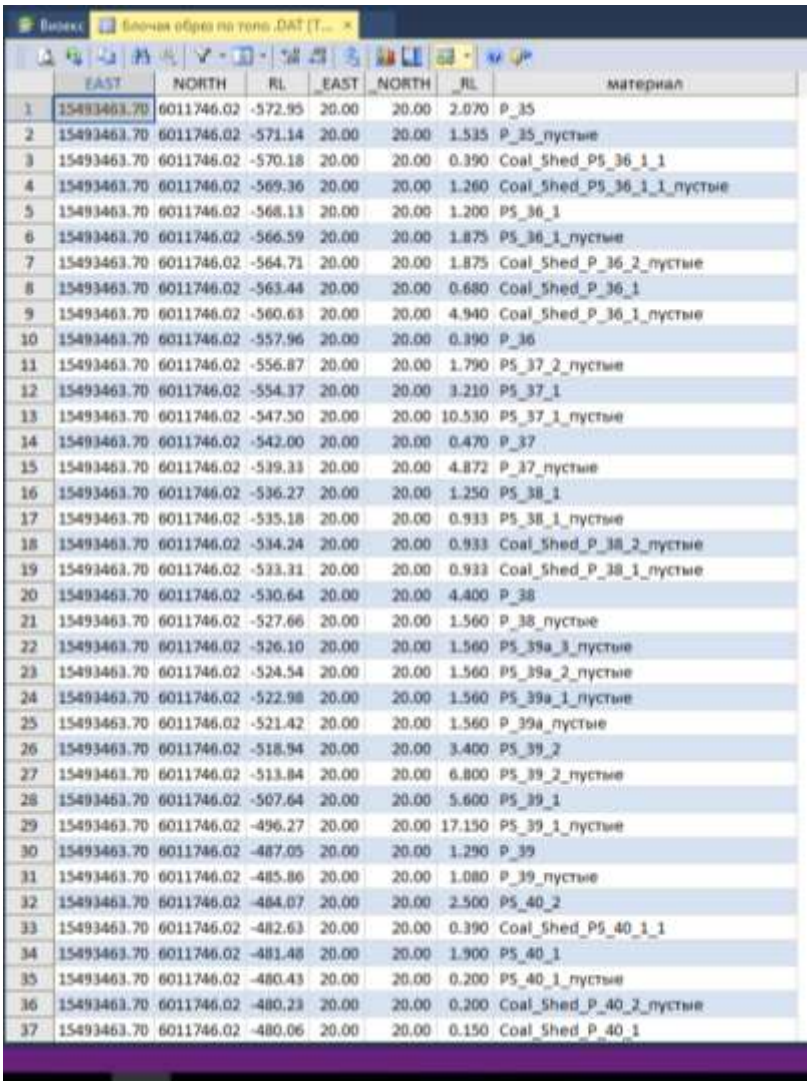
По завершению сбора и систематизации геологоразведочных данных в единую базу, выполнялась ее обработки в соответствии с принятой иерархией. Осуществлялось интерполирование имеющихся данных на всю моделируемую область. Для корректного построения модели в межскважинном пространстве применялся метод интерполяции, а для отстройки пластов во фланговых частях шахтного поля, где нет данных по сети скважин разведочного бурения, используется метод экстраполяции. Для учета всех имеющихся данных и удовлетворения программных требований среды Micromine, параметр поискового эллипса для интерполяции и экстраполяции данных принимался соответственно 5 и 2,5 км. Учитывая среднее расстояние между скважинами 500 метров, можно говорить о том, что при создании модели в каждой точке учитывалось «влияние» как минимум пяти соседних скважин.

Далее следовало создание и построение сетки маркирующего пласта, где задавались размеры блоков для будущей модели, от чего зависела точность построения модели – чем мельче размер блока, тем точнее будет построена блочная модель. Основной трудностью на данном этапе является подбор оптимального размера элементарного блока, так как при малых размерах блока расчет может занимать несколько суток.

Основными параметрами, помимо размеров поискового объема при условном моделировании, является площадной размер блока, который в дальнейшем характеризует морфологию отстроенных пластов. Вертикальный параметр блока задается на основании мощностей отстраиваемых пластов. Учитывая достаточно спокойное залегания угольных пластов в пределах шахтного поля, отсутствия резких перегибов и пережимов пластов, а также опираясь на крайне значительные объемы создаваемой модели, превышающие 7×2 км, произведена корректировка ранее принятого решения. В модели площадной размер блока принят равным 20×20 м. Такая точность оказалась необходимой и достаточной, для получения достоверного результата, что подтвердилось гипсометрией пластов отработанной части шахтного поля.

На выходе мы получаем сеть (изогипсы) почвы маркирующего пласта, далее задается зона построения по граничным скважинам нашей сети, а затем прописываются параметры макроса для построения сетки мощности пластов (для всех, в том числе и угольных, если позволяет это сделать собранная база данных). В качестве метода построения сетки использовался метод «сплайн тонкие пластины», он позволяет получить более реалистичный вид залегания пород.

Далее создавался контрольный файл, который позволяет задавать и просматривать последовательность, в которой будут отстраиваться пласты. И только после этого мы задаем параметры построения блочной модели, итоговый файл состоит из координат центра блоков и их размеров (рисунок 2.23).



	EAST	NORTH	RL	_EAST	_NORTH	_RL	материал
1	15493463.70	6011746.02	-572.95	20.00	20.00	2.070	P_35
2	15493463.70	6011746.02	-571.14	20.00	20.00	1.535	P_35_пустые
3	15493463.70	6011746.02	-570.18	20.00	20.00	0.390	Coal_Shed_P5_36_1_1
4	15493463.70	6011746.02	-569.36	20.00	20.00	1.260	Coal_Shed_P5_36_1_1_пустые
5	15493463.70	6011746.02	-568.13	20.00	20.00	1.200	P5_36_1
6	15493463.70	6011746.02	-566.59	20.00	20.00	1.875	P5_36_1_пустые
7	15493463.70	6011746.02	-564.71	20.00	20.00	1.875	Coal_Shed_P_36_2_пустые
8	15493463.70	6011746.02	-563.44	20.00	20.00	0.680	Coal_Shed_P_36_1
9	15493463.70	6011746.02	-560.63	20.00	20.00	4.940	Coal_Shed_P_36_1_пустые
10	15493463.70	6011746.02	-557.96	20.00	20.00	0.390	P_36
11	15493463.70	6011746.02	-556.87	20.00	20.00	1.790	P5_37_2_пустые
12	15493463.70	6011746.02	-554.37	20.00	20.00	3.210	P5_37_1
13	15493463.70	6011746.02	-547.50	20.00	20.00	10.530	P5_37_1_пустые
14	15493463.70	6011746.02	-542.00	20.00	20.00	0.470	P_37
15	15493463.70	6011746.02	-539.33	20.00	20.00	4.872	P_37_пустые
16	15493463.70	6011746.02	-536.27	20.00	20.00	1.250	P5_38_1
17	15493463.70	6011746.02	-535.18	20.00	20.00	0.933	P5_38_1_пустые
18	15493463.70	6011746.02	-534.24	20.00	20.00	0.933	Coal_Shed_P_38_2_пустые
19	15493463.70	6011746.02	-533.31	20.00	20.00	0.933	Coal_Shed_P_38_1_пустые
20	15493463.70	6011746.02	-530.64	20.00	20.00	4.400	P_38
21	15493463.70	6011746.02	-527.66	20.00	20.00	1.560	P_38_пустые
22	15493463.70	6011746.02	-526.10	20.00	20.00	1.560	P5_39a_3_пустые
23	15493463.70	6011746.02	-524.54	20.00	20.00	1.560	P5_39a_2_пустые
24	15493463.70	6011746.02	-522.98	20.00	20.00	1.560	P5_39a_1_пустые
25	15493463.70	6011746.02	-521.42	20.00	20.00	1.560	P_39a_пустые
26	15493463.70	6011746.02	-518.94	20.00	20.00	3.400	P5_39_2
27	15493463.70	6011746.02	-513.84	20.00	20.00	6.800	P5_39_2_пустые
28	15493463.70	6011746.02	-507.64	20.00	20.00	5.600	P5_39_1
29	15493463.70	6011746.02	-496.27	20.00	20.00	17.150	P5_39_1_пустые
30	15493463.70	6011746.02	-487.05	20.00	20.00	1.290	P_39
31	15493463.70	6011746.02	-485.86	20.00	20.00	1.080	P_39_пустые
32	15493463.70	6011746.02	-484.07	20.00	20.00	2.500	P5_40_2
33	15493463.70	6011746.02	-482.63	20.00	20.00	0.390	Coal_Shed_P5_40_1_1
34	15493463.70	6011746.02	-481.48	20.00	20.00	1.900	P5_40_1
35	15493463.70	6011746.02	-480.43	20.00	20.00	0.200	P5_40_1_пустые
36	15493463.70	6011746.02	-480.23	20.00	20.00	0.200	Coal_Shed_P_40_2_пустые
37	15493463.70	6011746.02	-480.06	20.00	20.00	0.150	Coal_Shed_P_40_1

Рисунок 2.23 – Табличный вид файла блочной модели

Результаты моделирования представлены на рисунках 2.24 – 2.26.

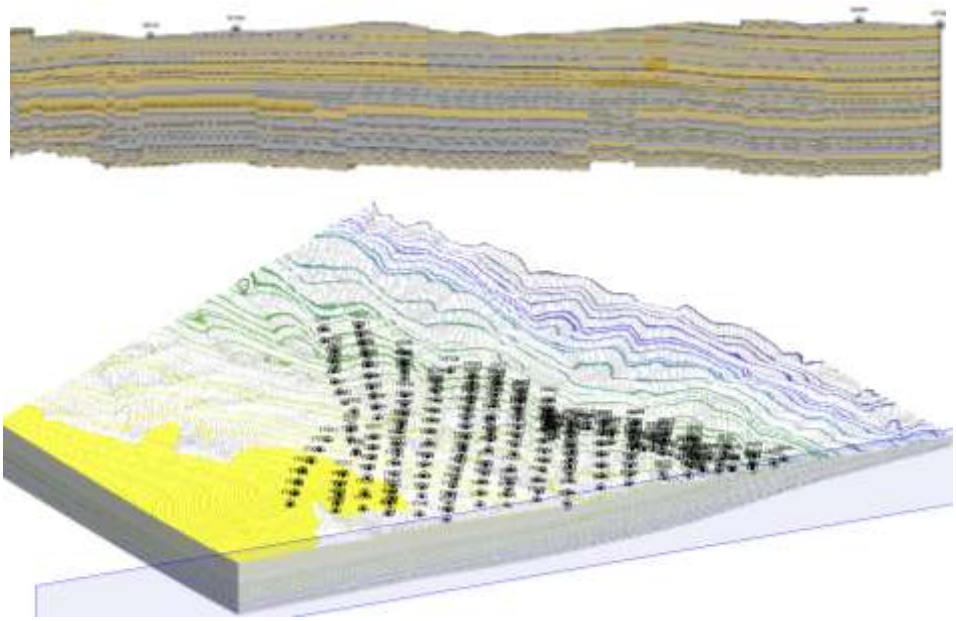


Рисунок 2.24 – Общий вид блочной модели

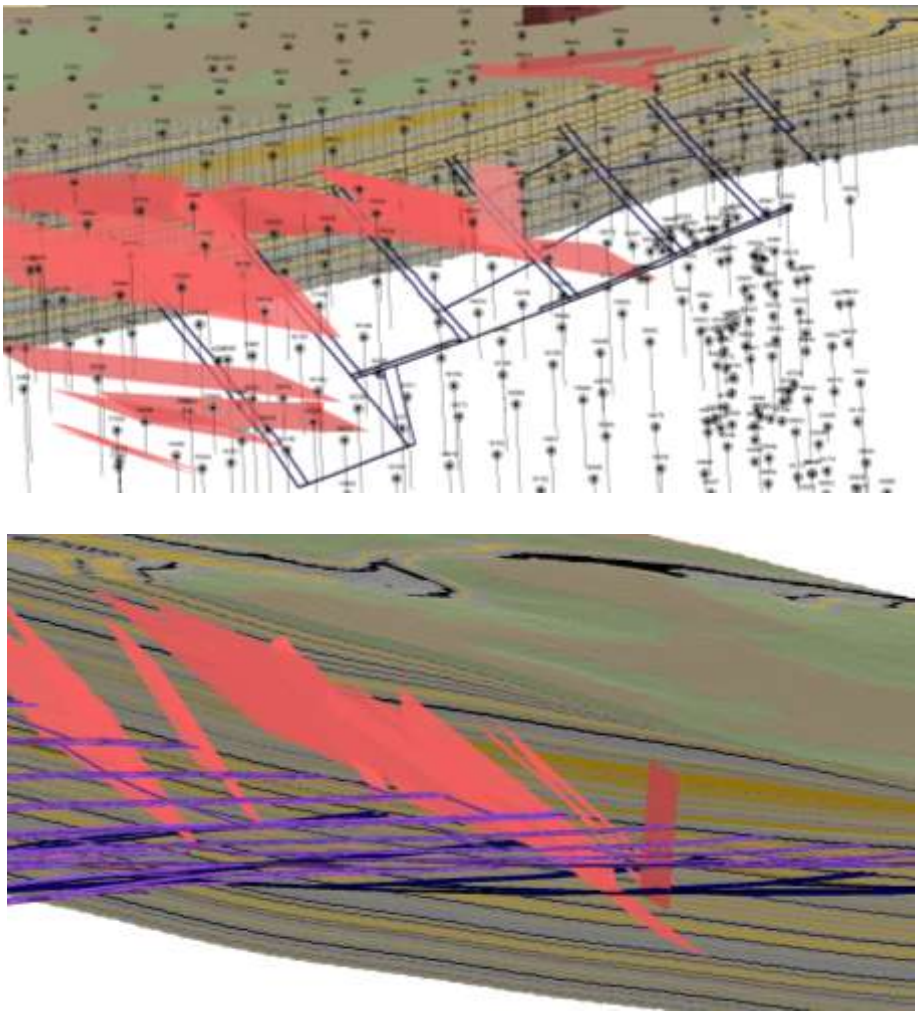


Рисунок 2.25 – Блочная модель шахтного поля с разрывными нарушениями и горными выработками пласта 52 и 50

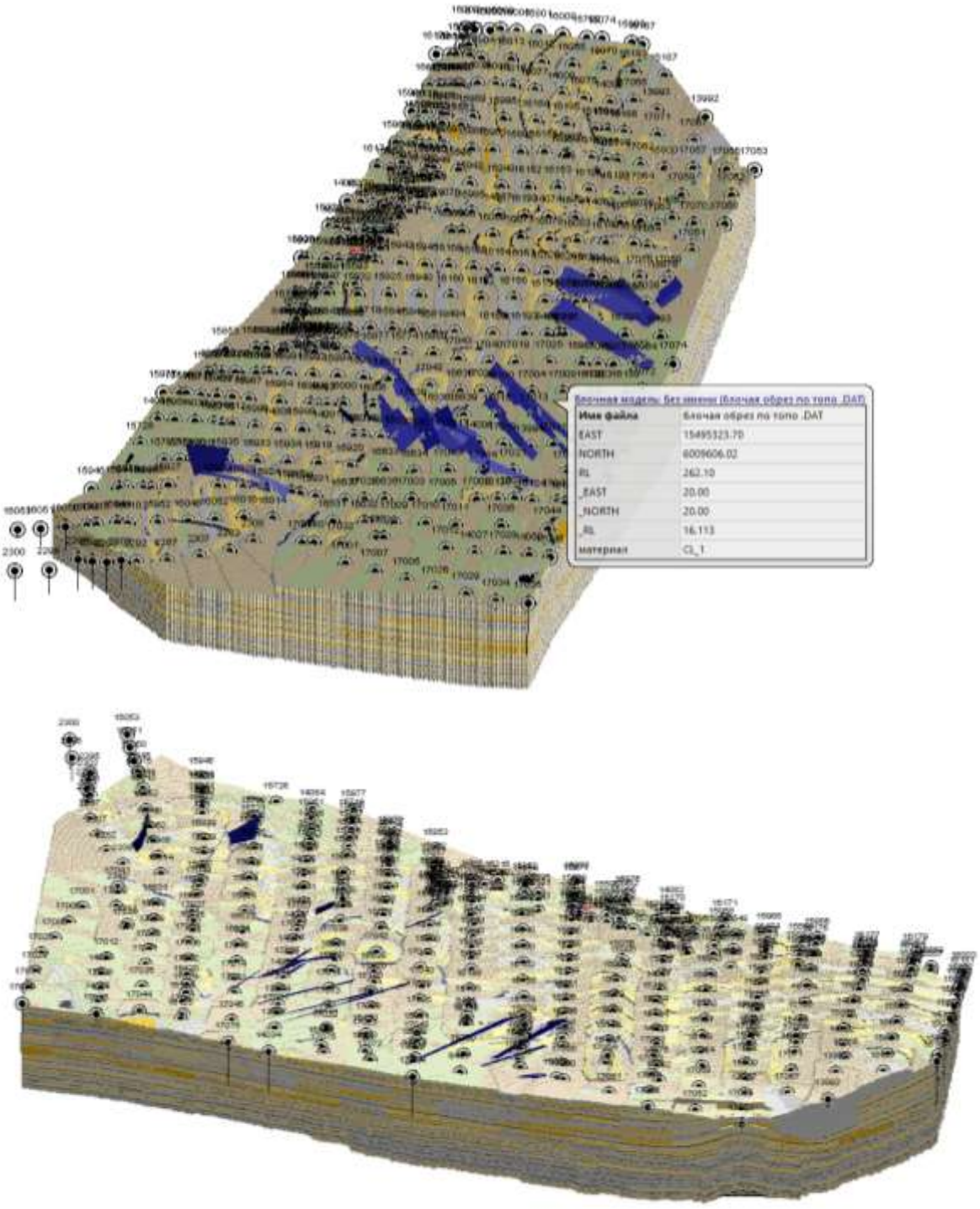


Рисунок 2.26 – Общий вид блочной модели

Также стоит отметить, что в процессе создания трехмерных моделей сместителей разрывных нарушений в пределах шахтного поля производилась увязка результатов геодинамического районирования на поверхности со вскрытыми разрывными нарушениями в кровле и подошве угольных пластов.

Здесь стоит отметить, что все нарушения, выделяемые в современном рельефе и получившие подтверждение в ходе геодинамического районирования, вскрываются в угленосной толще (рисунок 2.27). На рисунке 2.27 синим цветом обозначены нарушения выявленные в ходе районирования, зеленые контуры соответствуют зонам влияния активных разломов, красным – нарушения, получившие подтверждение при разработке и разведки месторождения, практически полностью выдерживаются азимуты и углы падений разрывной тектоники и зон нарушений. Данный факт в последующем будет использован при выделении ТНЗ, ТРЗ и ГОЗ.

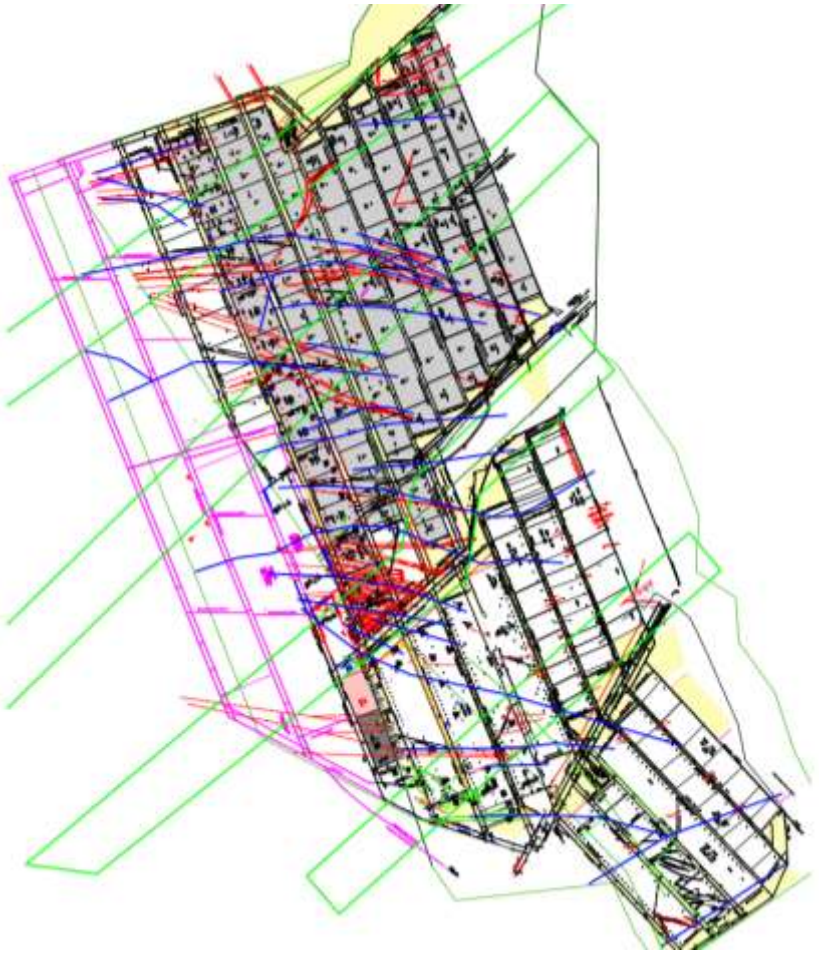


Рисунок 2.27 – Подтверждение выявленных в ходе районирования и моделирования разрывных нарушений в ходе создания модели шахтного поля

В результате выполнения работ, создана трехмерная геолого-структурная модель угольных пластов и угленосной толщи в пределах шахтного поля шахты им. В.Д. Ялевского. Данная работа, позволяет в дальнейшем более точно

проектировать раскройку угольных пластов, потому что одной из особенностей блочной модели является возможность вносить различные атрибуты параметров массива, например, зольность угля, пределы прочности пород, значения напряженно-деформированного состояния массива и т.д. Так же данная модель позволяет произвести автоматическое построение зон повышенного горного давления с применением определенного макроса и т.д. Функционал ГГИС позволяет оценивать блочную модель с разных сторон, что дает предприятию надежного и эффективного помощника в работе.

2.6 Геодинамическая модель шахтного поля

Анализ физико-механических свойств породного массива

Прочностные и деформационные характеристики горных пород (условно в образцах) по результатам акустического каротажа приведены в таблице 2.6.

Таблица 2.6 – Физико-механические свойства горных пород (условно в образцах) по данным акустического каротажа

Литологическая разность	Прочность образца, σ, МПа	Модуль упругости, Е, МПа	Коэффициент Пуассона, ν	Плотность, ρ, кг/м^3
Песчаник мелкозернистый	45,93	35 700	0,25	2560
Песчаник среднезернистый	67,15	36 500	0,25	2560
Переслаивание алевролитов	26,47	29 200	0,22	2490
Алевролит мелкозернистый	27,76	26 300	0,2	2460
Переслаивание алевролитов с песчаниками	35,7	31 600	0,23	2490
Аргиллит	33,28	16 700	0,12	2220
Углистый алевролит	10,58	13 100	0,12	1760
Алевролит крупнозернистый	33,21	31 300	0,23	2490
Минерализованные образования	60,82	34 100	0,23	2640
Разломы, тектонические нарушения (с заполнителем)*	-	940	0,2	-
Уголь (усредненные показатели по пластам)	7,51	8 300	0,09	1320
Статистические показатели (за исключением угля):				
Простое среднее, МПа	37,88	28278	0,206	2408
Стандартное отклонение, МПа	17,58	8261	0,05	269
Коэффициент вариации, %	46	29	25	11

* Модуль упругости для разломов и тектонических нарушений принят исходя из опыта численного моделирования угольных пластов, а также ряда научных работ

Из анализа статистических показателей таблицы 2.6 хорошо заметны схожие деформационные показатели для вмещающих пород массива, коэффициент вариации менее 30 %.

По этой причине, для разработки региональной численной модели шахты «им. В.Д. Ялевского» принято решение объединить все вмещающие породы месторождения, за исключением угольных пластов, а также разломов и тектонических нарушений, в один литологический тип.

Переход от деформационных свойств образцов к деформационным свойствам породного массива с учетом структурного ослабления выполнен при помощи рейтингового показателя RMR_{89} Бенявского [210]:

$$E_M = E \cdot e^{\frac{RMR-100}{36}}, \tag{2.7}$$

где E – модуль упругости пород в образце, МПа; RMR – рейтинговый показатель Бенявского.

Коэффициент Пуассона с учетом структурного ослабления можно определить следующим образом [84]:

$$\nu_M = 0{,}5 - 0{,}2 \cdot \frac{RMR}{RMR + 0{,}2(100 - RMR)} \tag{2.8}$$

В классификации RMR Бенявского используются 6 параметров, учитывающих прочность на одноосное сжатие; показатель качества пород RQD; расстояние между трещинами; условия трещиноватости; условия подземных вод; направление трещин (формула 1.1).

Параметры, входящие в формулу расчета рейтинга RMR Бенявского, определяются по результатам лабораторных исследованиям прочности образцов массива, а также комплексного картирования трещиноватости приконтурного массива по методике ISRM или экспертной оценки, на основании исходных данных.

$$RMR = J_{A1} + J_{A2} + J_{A3} + J_{A4} + J_{A5} + J_B \tag{2.9}$$

где J_{A1} – рейтинг по пределу прочности; J_{A2} – рейтинг по показателю качества пород RQD; J_{A3} – рейтинг по расстоянию между трещинами; J_{A4} – рейтинг по характеру трещиноватости; J_{A5} – рейтинг по условиям подземных вод; J_B – рейтинг по ориентации трещин.

Оценка достаточности исходных данных для разработки региональной численной конечно-элементной модели Соколовского месторождения.

Метод оценки исходного напряженного состояния породного массива при помощи конечно-элементного численного моделирования является комплексным и включает следующие основные этапы:

1. Выполнение геолого-структурного моделирования месторождения;
2. Оценка прочностных и деформационных свойств образцов горной породы, слагающей горный массив;
3. Анализ структурных особенностей массива, включая существующие гидрогеологические условия на месторождении;
4. Разработка численной конечно-элементной модели региона месторождения с заданным числом анализируемых параметров.

Качественные и тщательно подготовленные исходные данные для моделирования являются необходимым условием обеспечения требуемой достоверности результатов расчетов.

В таблице 2.7 приведены принятые рейтинговые показатели RMR_{89} по выделенным ранее литологическим типам пород, а также прочностные и деформационные свойства горных пород (в массиве), которые будут задействованы при разработке численной конечно-элементной модели Соколовского месторождения.

Таблица 2.7 – Прочностные и деформационные свойства горных пород (в массиве)

Литологическая разность	RMR	Степень устойчивости массива горных пород	Модуль упругост, $E_м$, МПа	Коэффициент Пуассона, $\nu_м$	Плотность, ρ, кг/м^3
Порода	45	«Средней устойчивости» ближе к «Неустойчивому»	6 137	0,34	2560
Уголь	25	«Неустойчивый» ближе к «Весьма неустойчивому»	1 033	0,38	2560
Разрывы, тектонические нарушения	-		205	0,38	2490

Разработка региональной численной модели и выполнение расчетов НДС породного массива для шахты им. В.Д. Ялевского

Трехмерная численная конечно-элементная модель разработана в ПО «Simulia Abaqus» на основании данных геолого-структурной модели Соколовского месторождения в ПО «Micromine».

Геометрическая схема численной модели, включающая в себя существующую топографическую поверхность региона месторождения, разрабатываемые угольные пласты № 50 и № 52, два крупных разлома, а также тектонические нарушения более низкого ранга представлена на рисунке 2.28.

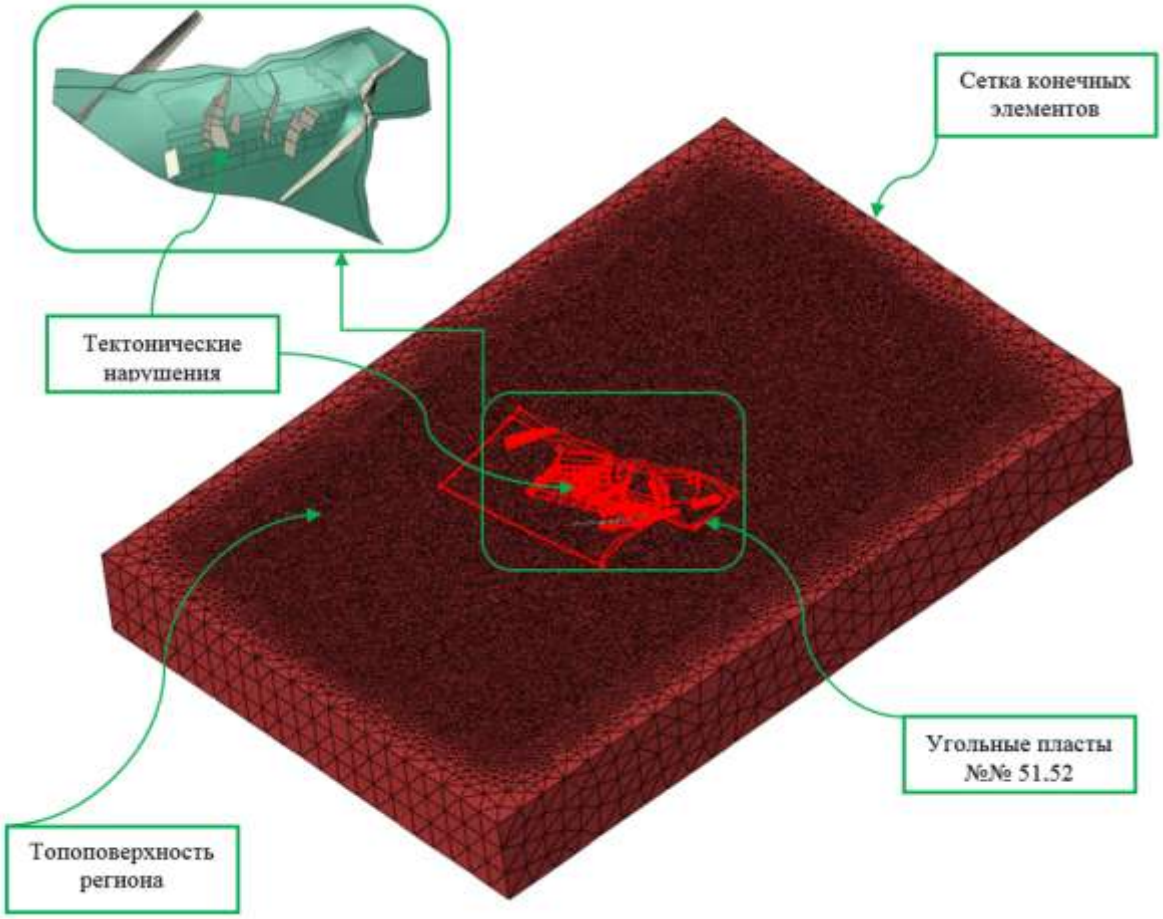


Рисунок 2.28 – Геометрическая схема численной конечно-элементной модели шахты «им. В.Д. Ялевского»

При разработке численной модели была учтена существующая топография региона. Местность в районе шахты «им. В.Д Ялевского» имеет ландшафт близкий к равнинному, при отсутствии значительного перепада высот. Однако,

учитывая относительно небольшую глубину залегания разрабатываемых угольных пластов, даже незначительный перепад высотных отметок земной поверхности (до 100 метров) оказывает влияние на природное напряженное состояние массива горных пород. Поэтому идеализация земной поверхности и приближение ее к плоскости может весьма существенно упростить численную модель, но при этом привести к искажению результатов моделирования.

Постановка задачи выполнена следующим образом. Боковым граням модели запрещены смещения в направлении оси *X*, нижней грани модели запрещены смещения в направлении оси *Z*, торцевым граням модели запрещены смещения в направлении оси *Y*. Верхняя грань модели оставлена свободно деформируемой. Поле естественных напряжений в модели формируется под действием собственного веса геологических разностей, представленных в модели, в вертикальном направлении под действием гравитационной составляющей поля естественных напряжений.

Геометрия модели была разбита на 1.012.000 пространственных твердотельных элементов тетраэдрической формы первого порядка. Сетка конечных элементов создавалась с дифференциацией по размерам – она сгущалась вблизи рудных тел и разрежалась вблизи граней модели. Линейные размеры граней элементов изменялись от 50 м в зоне сгущения до 1200 м на внешнем контуре модели.

Поведение горных пород вмещающего массива, угольных пластов и тектонических нарушений было определено при помощи линейно-деформируемой модели твердого тела, деформационные характеристики которого ранее были приведены в таблице 2.7.

Линейные размеры трехмерной численной конечно-элементной модели выбирались исходя из необходимости отсутствия влияния граничных условий, описанных выше на конечные результаты расчетов в пределах расчетной области модели. Полные размеры модели составили 42.300 × 23.900 × 5.000 м (длина × ширина × высота).

В геометрической схеме численной модели отстроены угольные пласты № 50, № 52, которые находятся в зоне влияния крупных тектонических нарушений, представленных Соколовским (Журинским) взбросом на юго-западе и Иганинским (Виноградовским) взбросом на северо-западе лицензионного участка.

Помимо крупных разломов в численной модели отстроены относительно небольшие тектонические нарушения более низкого ранга. По причине существующих ограничений вычислительной мощности, реальная геометрия тектонических нарушений заменялась кусочно-линейными элементами, которые максимально повторяли реально существующую геометрию нарушений.

На рисунке 2.29 представлена геометрическая схема построенных угольных пластов и тектонических нарушений с обозначенными границами отработки угольного пласта №52 вплоть до 2019 г. в соответствии с горными планами.

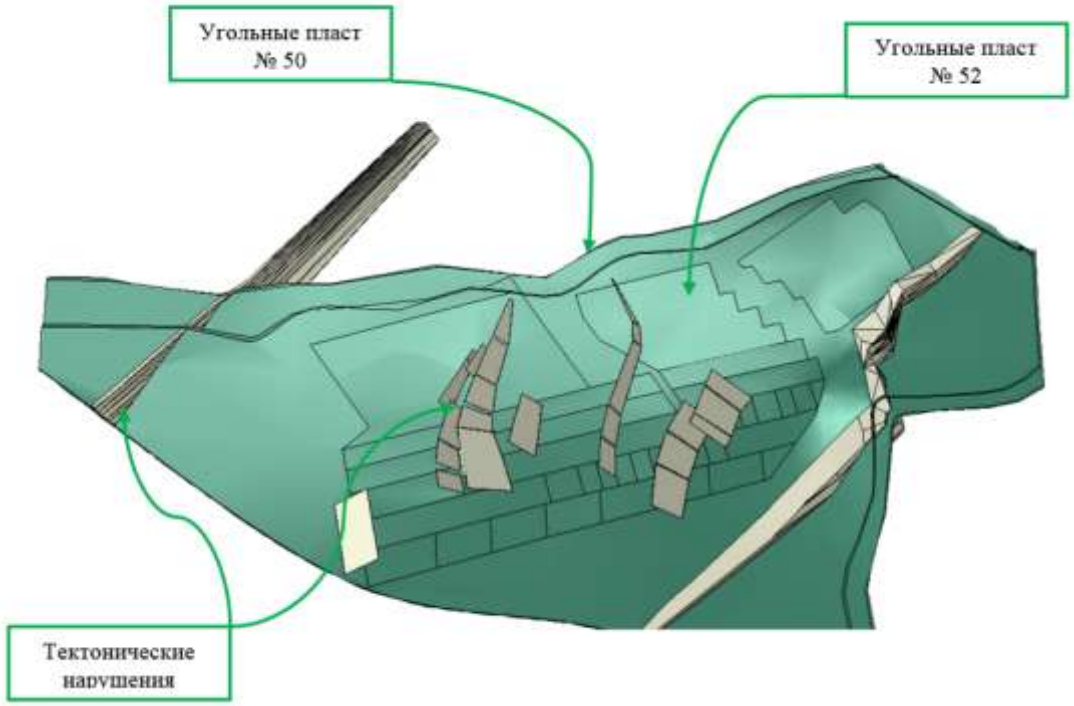


Рисунок 2.29 – Геометрическая схема угольных пластов № 50,52 и тектонических нарушений

Настройки решателя в ПО «Simulia Abaqus» заданы таким образом, что начальное поле напряжений в породном массиве и угольных пластах до начала отработки формируется только под действием гравитационного фактора.

Результаты оценки начального поля напряжений в породном массиве

В качестве примера полученных результатов численного моделирования на рисунках 2.30 и 2.31 представлены изохромы распределения максимальных главных напряжений в породном массиве с учетом естественных геологических и тектонических особенностей участка, сформированные до начала ведения горных работ.

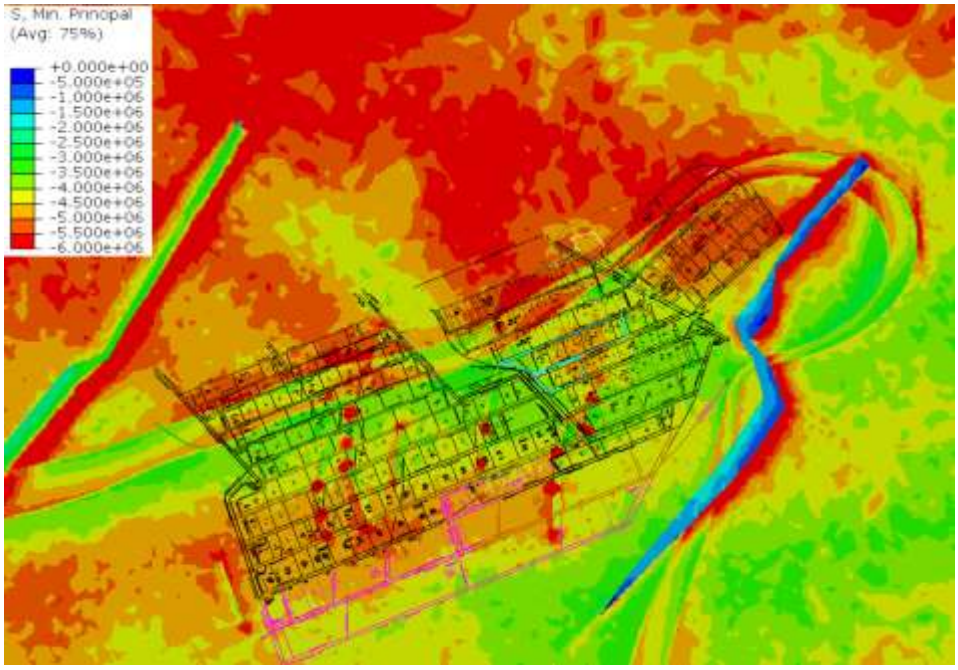


Рисунок 2.30 – Изохромы распределения максимальных главных напряжений на глубине 200 метров (пласт №52)

Для прогноза наиболее опасных с точки зрения начального природного напряженного состояния участков массива на изохромы напряжений нанесены планы горных работ шахты им. В.Д. Ялевского по угольному пласту №50 и №52.

Помимо этого, на рисунке 2.32 представлены изохромы распределения максимальных главных напряжений непосредственно по угольному пласту №50 и №52 без привязки к планам горных работ.

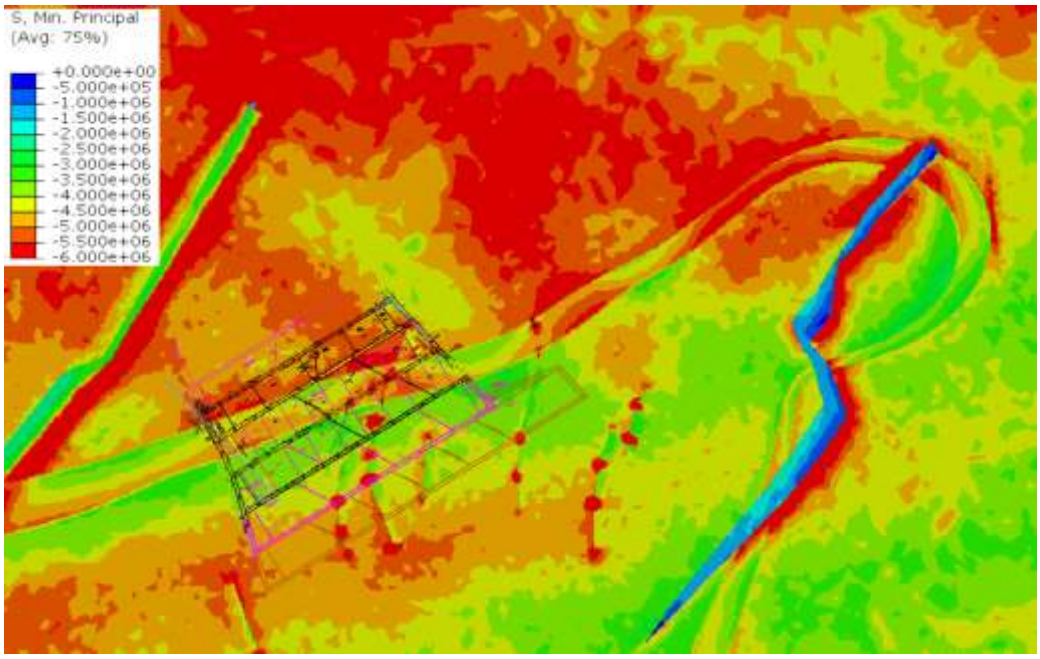


Рисунок 2.31 – Изохромы распределения максимальных главных напряжений на глубине 200 метров (пласт №50)

а) б)

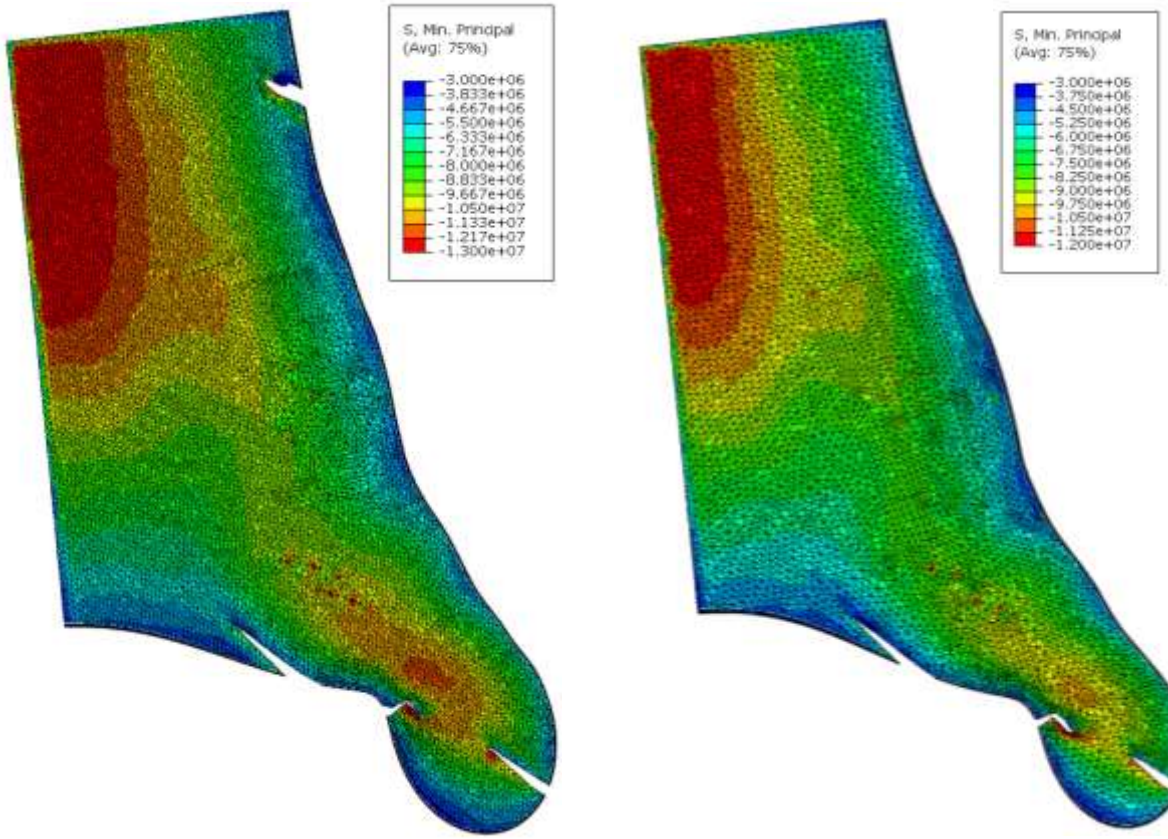


Рисунок 2.32 – Изохромы распределения максимальных главных напряжений в угольных пластах: а) Пласт № 50; б) Пласт №52

Таким образом, результаты численного моделирования и представленные изохромы распределения максимальных главных напряжений природного напряженного состояния массива, с учетом сформированных геолого-структурных особенностей месторождения, позволяют предварительно обозначить основные особенности региона:

1. Крупные тектонические нарушения, представленные Соколовским (Журинским) взбросом на юго-западе и Иганинским (Виноградовским) взбросом на северо-западе лицензионного участка, оказывают значительное влияния на распределение главных напряжений в породном массиве. На рисунках хорошо видно, что область массива, расположенная внутри разломов более разгружена от напряжений, чем внешняя область массива.

2. Наличие крупных тектонических нарушений в непосредственной близости от шахтного поля свидетельствует, в контексте п.1, об относительно благоприятном прогнозе состояния выработок и целиков с точки рения устойчивости.

3. Морфологические особенности угольных пластов непосредственно влияют на их напряженное состояние. На рисунке 2.33 явно выражена область повышенных сжимающих напряжений, достигающих 9-10 МПа, проходящая по выделенным при геодинамическом районировании синклиналям.

4. Краевые участки контактного взаимодействия угольных пластов с вмещающими породами также имеют тенденцию к снижению сжимающих напряжений. Подобные результаты обусловлены резким изменением прочностных и деформационных свойств массива при переходе от угля к вмещающим породам.

5. Размеры зон влияния разломов вдоль их залегания имеют непостоянный характер и изменяются от нескольких десятков до сотен метров, в зависимости от их морфологических особенностей.

Оценка и анализ НДС массива на подготавливаемом участке шахтного поля

Прогноз напряженно-деформированного состояния массива на подготавливаемых к очистной выемки участках шахтного поля по угольному пласту №52 и №50 выполнен при помощи разработанной и представленной ранее численной модели.

При локальном прогнозе НДС массива на ограниченных участках шахтного поля наибольшее влияние оказывают нарушения более высокого ранга.

Оценка и анализ исходного (природного) состояния породного массива с учетом выявленных при геодинамическом районировании тектонических нарушений выполнен для следующих участков шахты им. В.Д. Ялевского:

1. Пласт №52:

– Лава 52-13, предполагаемые сроки очистной выемки с I-18 по VII-18 (в соответствии с планом горных работ);

– Лава 52-14, I Блок, предполагаемые сроки очистной выемки с IX-18 по XII-18 и далее на 2019 г. (в соответствии с планом горных работ);

– Лава 52-15, предполагаемые сроки очистной в ПГР не указаны.

2. Пласт №50:

– Лава 5004, предполагаемые сроки очистной выемки с IV-18 по XII -18 (в соответствии с планом горных работ);

– Лава 5005, предполагаемые сроки очистной выемки назначены на 2019 г. (в соответствии с планом горных работ);

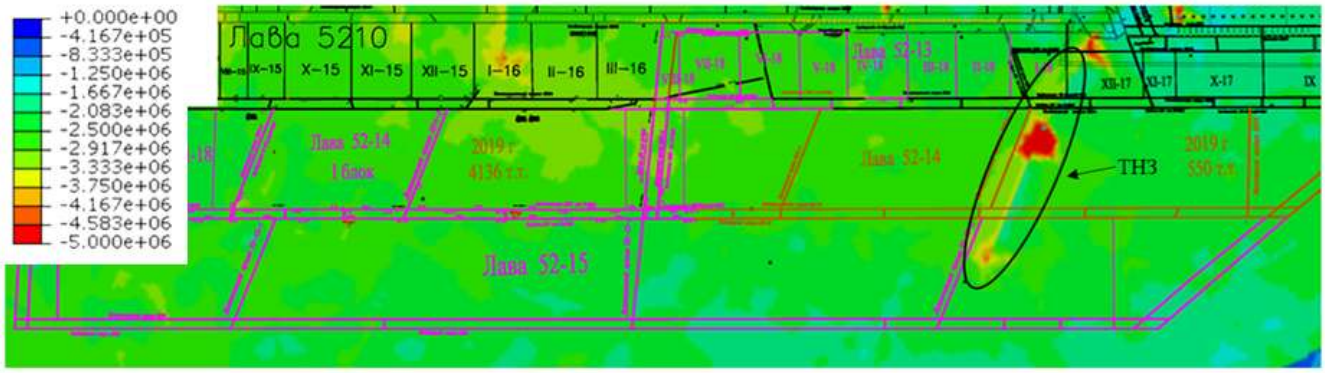
– Лава 5006, предполагаемые сроки очистной в ПГР не указаны.

Полученные по результатам расчета изохромы исходного поля напряжений в массиве горных пород для пласта № 52 и № 50 приведены на рисунке 2.33.

Выделенные при геодинамическом районировании шахтного поля тектонические нарушения оказывают значительное влияние на перераспределение главных максимальных напряжений в массиве.

Природное поле напряжений на месторождении относится к гравитационному типу. Однако, по изохромам на рисунке 2.33 видны участки, на которых имеют всплески напряжений и разгруженные зоны.

а)



б)

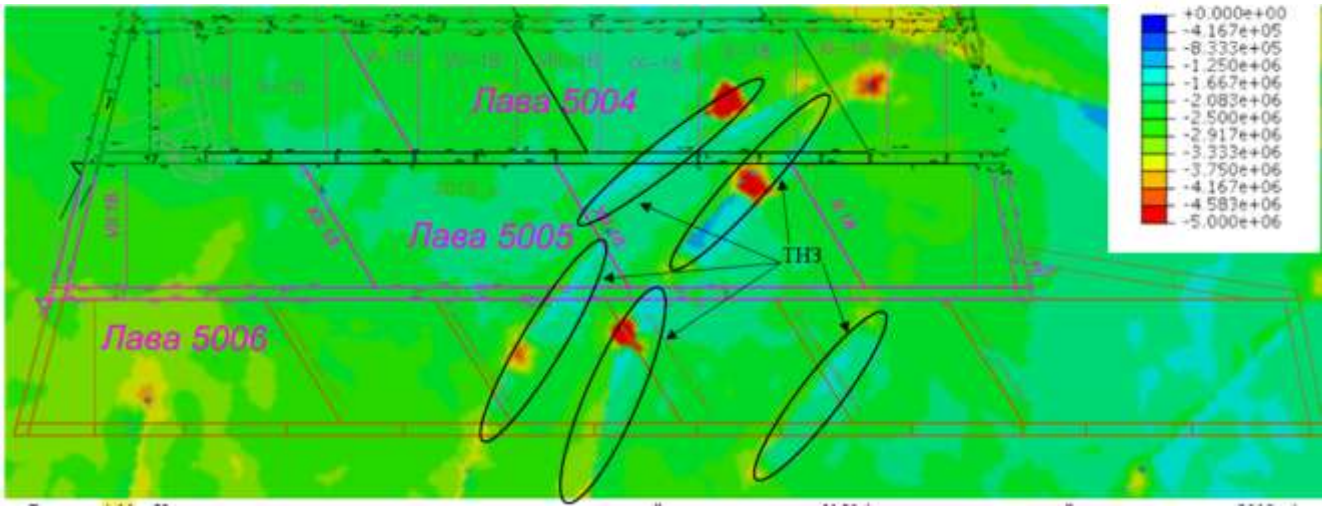


Рисунок 2.33 – Изохромы распределения максимальных главных напряжений в угольных пластах шахты «им. В.Д. Ялевского» (планируемые к очистной выемке участки до 2019 г.): а) пласт № 52; б) пласт № 50

Количественный анализ напряженного состояния породного массива шахты «им. В.Д. Ялевского» свидетельствует о том, что средняя величина главных сжимающих напряжений, за пределами зон влияния тектонических нарушений, на планируемых к очистной выемки участках не превышает 3,0-3,5 МПа.

2.7 Выделение тектонически разгруженных и нагруженных зон и прогноз геодинамической и геомеханической ситуации

Прогноз геодинамической и геомеханической ситуации на перспективных для отработки участках шахтного поля осуществляется на основании комплексного анализа рисков возникновения опасных геодинамических явлений в

зависимости от распределения и ранга опасных зон в пределах оцениваемого участка.

Вопрос о классификации, ранжировании и критериях выделения геодинамических опасных зон является одним из наиболее сложных.

Нарушению первоначального напряженно-деформированного состояния земной коры на обширных территориях способствуют длительные сроки эксплуатации месторождений, большие объемы перемещаемых пород, концентрация добычи на ограниченных территориях.

В качестве факторов техногенного воздействия человека на земную кору выступают либо перемещения огромных масс горных пород - выемка из карьеров и подземных разработок и складирование вскрышных пород и отходов обогащения в отвалы, либо нарушение гидрогеологического режима в связи с откачкой подземных вод.

В результате техногенной деятельности человека наряду с естественными геомеханическими процессами, такими как тектонические подвижки по структурным блокам, естественные землетрясения возникают так называемые наведенные геомеханические процессы. Такие процессы по силе их проявления сопоставимы с естественными, а их опасность усугубляется тем, что они происходят в областях концентрации экономической деятельности человека. Каждая из форм проявления наведенных геомеханических процессов способна произвести серьезные нарушения жилых и промышленных объектов, в том числе экологически опасных (атомные и тепловые электростанции, химические предприятия).

Источником формирования наведенных геомеханических процессов является нарушение первоначального равновесия в напряженном состоянии верхней части земной коры в результате добычи полезного ископаемого.

Количественные характеристики различных видов деформаций земной поверхности от влияния подземных горных работ являются исходными данными для объективного определения:

– допустимых деформаций несущих конструкций зданий и коммуникаций;

– необходимости введения конструктивных мер защиты или применения горных мер для проектируемых и эксплуатируемых промышленных объектов;

– характера и степени повреждения конструкций, а, следовательно, и причиненного ущерба от раздельного и совместного влияния подземных горных выработок и геодинамических процессов.

В зонах влияния геодинамически опасных зон (ГОЗ) могут проявляться отдельные виды геодинамических опасностей (факторов), а также может иметь место различное сочетание этих явлений.

Особенно опасными для ведения горных работ являются узлы пересечения двух и более ГОЗ.

Оценка степени потенциальной опасности выделенных геодинамически опасных зон на разных этапах отработки запасов и ранжирование их по степени активности и опасности выполняется в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий конкретного шахтного поля. Более детально оценивают те факторы и явления (их сочетания), которые осложняют ведение горных работ.

Ранжирование геодинамически опасных зон шахтного поля

При разработке угольных пластов, залегающих в свитах, рациональное планирование порядка отработки каждого пласта должно соотноситься с границами горных работ смежных пластов. Исходя из закономерностей геомеханических процессов в под- и надрабатываемых массивах горных пород в технологических схемах вводятся определенные требования по параметрам опережения очистных и подготовительных работ. Особую важность эти требования приобретает для горногеологических условий залегания сближенных газоносных пластов, склонных к горным ударам и разрабатываемых с оставлением угольных целиков. По геомеханическим условиям сближенными

считаются угольные пласты, разработка одного из которых осложняет разработку смежного пласта с позиции сохранения устойчивости горных выработок и формирования опасных зон.

Шахта им. В.Д. Ялевского разрабатывает пласты 50 и 52. Средняя вынимаемая мощность пласта 50 составляет m=3,8 м и пласта 52 – m=4,2 м. Мощность междупластья h=65-70 м. Первым разрабатывается верхний пласт 52. Система разработки – длинные столбы по простиранию с оставлением в выработанном пространстве междулавных целиков. Пласт 50 отнесен к угрожаемым по горным ударам с глубины 220 м и пласт 52 – с глубины 180 м.

Негативное влияние надработки при нисходящем порядке разработки угольных пластов 52 и 50 связано в основном с оставленными на первом разрабатываемом пласте 52 целиками и формированием на надработанных пластах 51 и 50 зон повышенного горного давления (зон ПГД).

Дополнительными осложняющими факторами в формировании опасных геодинамических зон являются геологические нарушения и передовые выработки.

Условия формирования ГОЗ при ведении горных работ в ТНЗ от геологических нарушений.

Геологическим нарушением угольного пласта считается аномалия его залегания или строения вследствие тектонических, физических, химических процессов, протекающих в недрах. К зонам геологических нарушений, опасным для ведения горных работ, относятся участки угольного пласта, на которых наблюдаются снижение прочности и устойчивости угля и боковых пород, увеличение их трещиноватости, обводненности и газовыделения, генетически связанные с разрывными или морфологическими нарушениями.

Известно, что разрывные нарушения влияют на напряженное состояние угольных пластов, усиливают опасность проявления горных ударов и выбросов [93]. По геологическим признакам различают опасное и неопасное разрывное нарушение (рисунок 2.34).

Напряженное состояние массива неоднородно даже в пределах одного и того же нарушения и может значительно изменяться и по простиранию, и по глубине. При этом сохраняется приуроченность признаков опасных и неопасных тектонических нарушений к напряженным и разгруженным участкам одного и того же разрыва. На разгруженных участках в процессе подвижек пласта и пород параллельно сместителю могут появиться зияющие трещины как по самому сместителю, так и на некотором расстоянии от него.

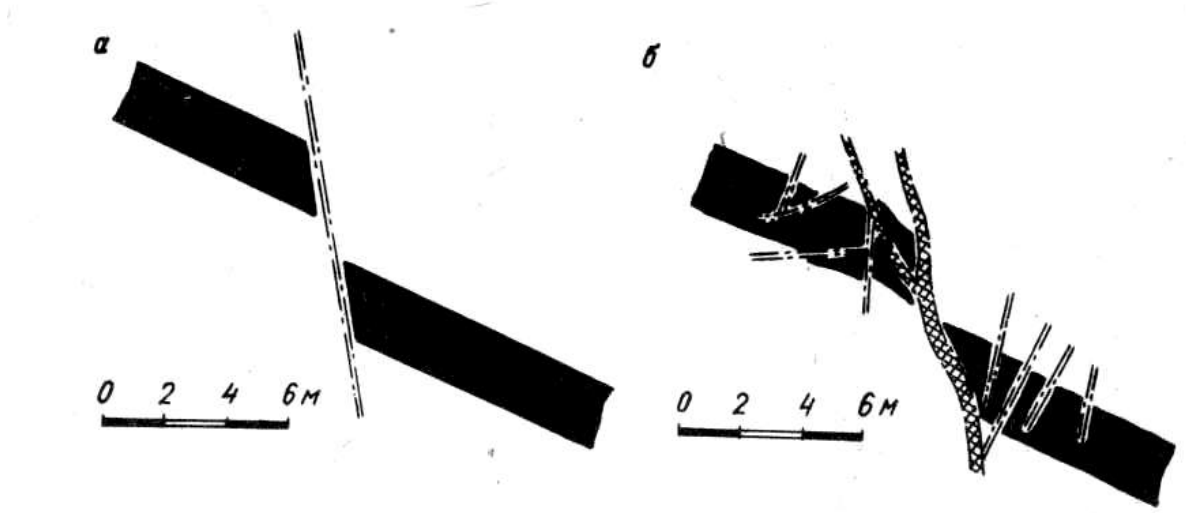


Рисунок 2.34 – Геологические зарисовки опасного (а) и неопасного (б) разрывного тектонического нарушения

Эти трещины позднее могут быть заполнены отложениями проникающих в них растворов. В угольных пластах и прилегающих породах возникают сильно дислоцированные зоны, вплоть до появления трещин растяжения, перпендикулярных к поверхности сместителя.

Изменение напряженного состояния угольных пластов вдоль сместителей связано с перераспределением поля напряжений при образовании и развитии разрыва. Об этом свидетельствует и тот факт, что наличие тектонически напряженных зон фиксируется при проведении подготовительных выработок вне зон влияния очистных работ.

В Инструкции по горным ударам зона влияния тектонического нарушения с разрывом сплошности или складки устанавливалась с использованием ширины (Y) нарушенной зоны с пониженной прочностью угля. Разная прочность угля в зоне,

непосредственно прилегающей к сместителю нарушения, и вне этой зоны приводит к дополнительному изменению естественного уровня напряжений γH (γ – средняя объемная масса вмещающих пород, т/м^3, H – глубина разработки, м). Над и под участками угольного пласта с пониженной прочностью наблюдается частичная разгрузка горного массива, а вне области разгрузки (a) образуются зоны опорного давления l (рисунок 2.35).

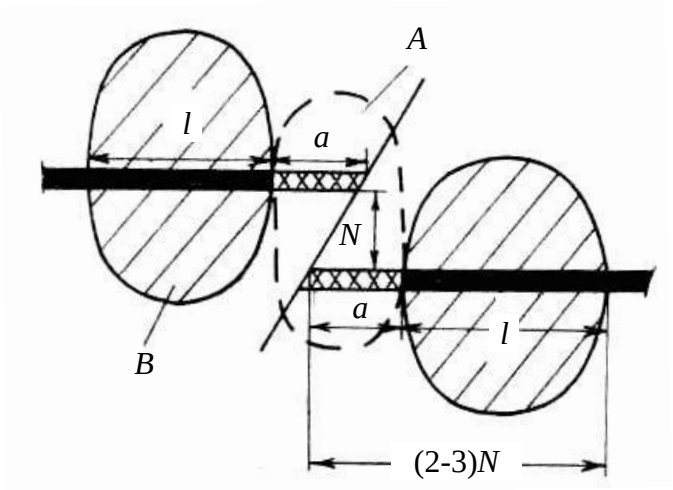


Рисунок 2.35 – Схема формирования границ опасной зоны у разрывного тектонического нарушения

Область влияния разрывного нарушения охватывает расстояние до (2-3)N (где N - нормальная амплитуда разрыва) от сместителя.

Схема влияния разрывного нарушения (рисунок 2.35) на удароопасность угольного пласта предполагает наличие зоны перемятого угля около сместителя. Принято считать, что размер зоны с пониженной прочностью угля шириной $a = (2-3)\sqrt{N}$ является практически универсальным для большинства разрывных нарушений надвигового типа почти на всех месторождениях страны.

Категория удароопасности зависит от степени нарушенности угля у разрывного нарушения. Методические подходы к установлению границ опасных зон у тектонических нарушений основаны на рассмотрении наличия или отсутствия области перемятого угля, примыкаемой к плоскости сместителя. У опасного нарушения размеры зон перемятого угля около сместителя минимальны. При ведении горных работ вероятность проявления удароопасности высокая.

Граница опасной зоны, как правило, фиксируется по данным выхода буровой мелочи в прогнозные скважины, по исследованию фазово-физических свойств угля, влажности и трещиноватости угля в зонах влияния опасных и неопасных нарушений.

Тектонически разгруженные и тектонически нагруженные зоны или ТРЗ и ТНЗ в блочном массиве горных пород образуются вследствие его неоднородного строения, наличие разного рода разрывных нарушений и тектонически активных сил [93]. При ведении очистных работ размеры этих зон увеличиваются в результате влияния опорного давления, которое суммируется с природным полем напряжений нетронутого массива.

В массиве горных пород участки сжатия, сдвига и растяжения чередуются, постепенно переходя из одного состояния к другому. При этом существуют промежуточные состояния. Напряженное состояние отдельных участков пластов обусловлено различием прочностных, деформационных и иных свойств литологически разных вмещающих пород. Природное состояние массива горных пород характеризуется крайне дискретным распределением напряжений. ТНЗ характеризуются повышенными напряжениями, а ТРЗ - пониженными. Как и в условиях техногенных ГОЗ, формируемых в области влияния угольного целика зоны ПГД и граничащую с ней разгруженную зону, так и в естественных условиях по периферии ТНЗ существуют разгруженные от напряжений участки и по периферии ТРЗ – пригруженные участки.

Техногенные ГОЗ при влиянии опорных нагрузок от очистных выработок в зависимости от природного геодинамического состояния формируются или в условиях пониженных напряжений (производные от ТРЗ) или в условиях повышенных напряжений (производные от ТНЗ).

По этим причинам, виды опасностей в ГОЗ от ТРЗ будут по своей природе связаны с проявлением повышенного водопритока, прорывом воды, глины или пульпы, интенсивным газовыделением, обрушением и высыпанием пород и завалами горных выработок, пучением пород почвы и др. В ГОЗ от ТНЗ опасности по своей природе будут иметь динамический характер – горные удары,

внезапные выбросы, динамические разломы пород кровли или почвы и др. Особенно аварийные ситуации в ГОЗ при вскрытии горными выработками периферийных участков ТНЗ и ТРЗ – выход и вход забоя выработки в аномальный по напряжениям участок пласта. Например, для удароопасных пластов неблагоприятна по проявлению динамических явлений ситуация выхода очистного забоя из нагруженного участка в разгруженную область ТНЗ. Для выбросоопасных пластов наиболее опасно направление перехода очистным забоем от разгруженного по напряжениям участка в пригруженную область ТНЗ или ТРЗ.

В области влияния разрывного нарушения разная прочность угля на участках, непосредственно примыкающих к плоскости сместителя и вне этих участков, приводит к дополнительному изменению уровня напряжений γH, соответствующему глубине разработки H. Над и под участками с пониженной прочностью наблюдается частичная разгрузка массива горных пород, а вне области разгрузки формируется периферийная зона опорного давления.

В ТНЗ и ТРЗ изменяются фазово-физические свойства (ФФС) угля. Информация о ФФС угля позволяет провести оценку пористости, сорбционной способности и влажности угля в зависимости от напряженно-деформированного состояния пласта в разгруженных или напряженных зонах. Известно, что на пластах, склонных к горным ударам при переходе от менее нагруженного участка к более нагруженному преобладает уплотнение поровой структуры, увеличение показателя $G_{мг}$ и уменьшение естественной влажности угля. При этом вне аномальных зон уровень естественной влажности может быть в некоторых случаях на уровне или даже выше максимальной гигроскопической влажности ($W_e \geq W_{мг}$) и понижаться в ТНЗ. В ТРЗ наблюдается существенное разрыхление порового пространства и уменьшение показателя $G_{мг}$ до 0,25 и менее.

На рисунках 2.36 и 2.37 приведены схемы формирования напряженного состояния на уровне угольного пласта 52 в области влияния природных ТНЗ и ТРЗ и природно-техногенных ГОЗ. Границы ГОЗ и уровень напряжений для

геомеханических условий движущегося очистного забоя и стационарной краевой части будут различны.

На рисунке 2.38 приведена схема формирования ТНЗ у разрывного нарушения. Естественное распределение напряжений (2) показывает повышенные значения в ТНЗ в её границах (3) и пониженный уровень напряжений по сравнению с уровнем γH (5) на периферийном участке с границей 4.

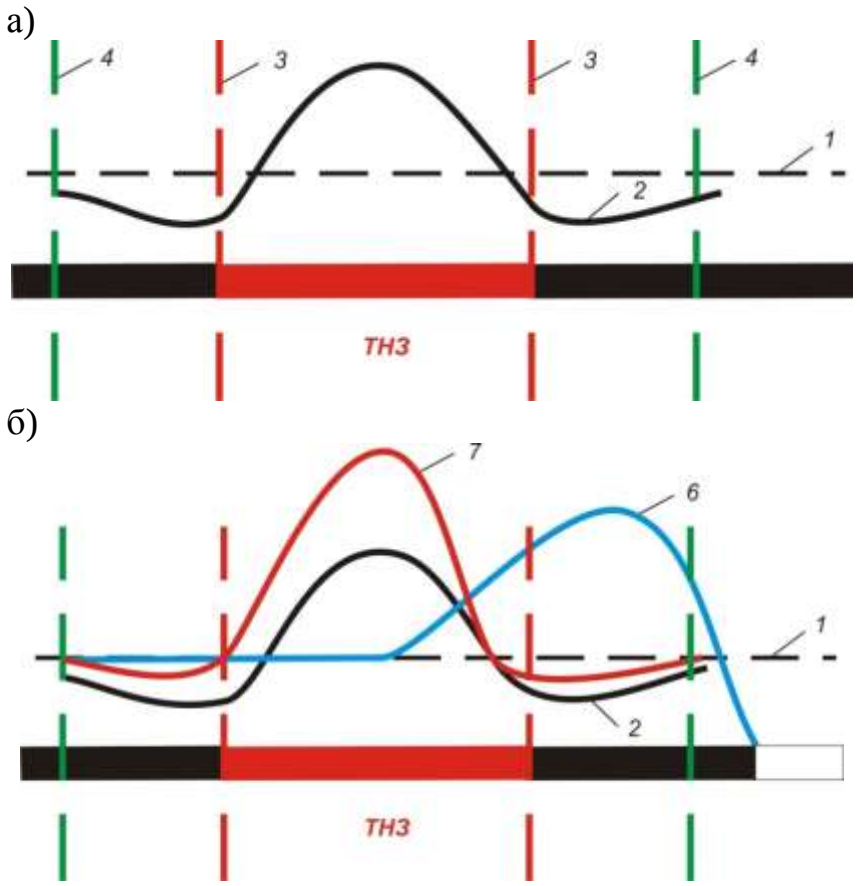
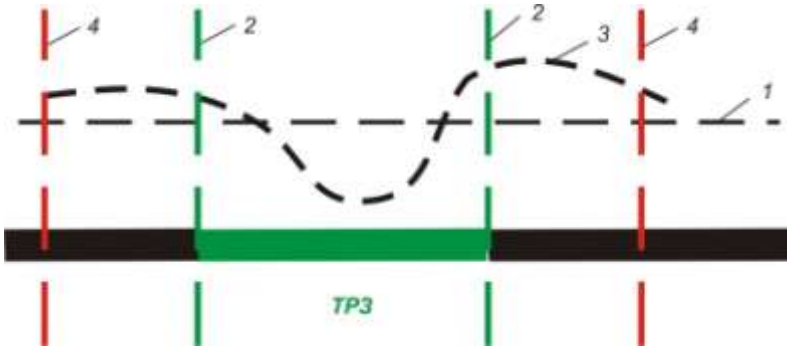


Рисунок 2.36 – Схема формирования напряженного состояния на участке пласта в тектонически напряженной зоне (ТНЗ) (а) и ГОЗ (б)

1 - эпюра напряжений γH или σ/ γH =1; 2- распределение природных напряжений на уровне пласта; 3 – граница ТНЗ; 4 – граница разгрузки на периферийных участках ТНЗ; 5 – горная выработка; 6- зона опорного давления (техногенные напряжения); 7 – ГОЗ с повышенными природно-техногенными напряжениями

а)



б)

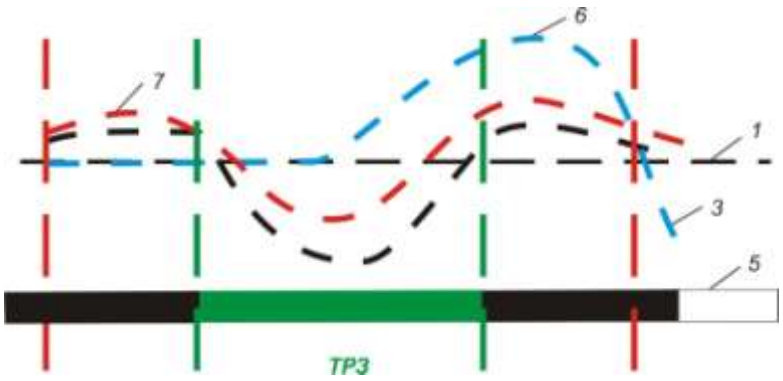


Рисунок 2.37 – Схема формирования напряженного состояния на участке пласта в тектонически разгруженной зоне (ТРЗ) (а) и ГОЗ (б):

1- эпюра напряжений γH или σ/ γH =1; 2 – граница ТРЗ; 3 - распределение природных напряжений на уровне пласта; 4 – граница пригрузки на периферийных участках ТРЗ; 5- горная выработка; 6 - зона опорного давления (техногенные напряжения); 7 – ГОЗ с пониженными природно-техногенными напряжениями.

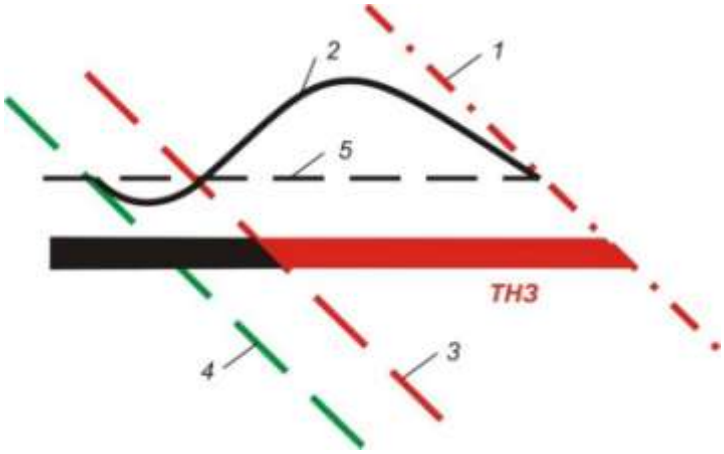


Рисунок 2.38 – Схема формирования тектонически напряженной зоны (ТНЗ) у разрывного нарушения

1- разрывное нарушение; 2- распределение напряжений на уровне пласта; 3 – граница ТНЗ; 4 – граница разгрузки на периферийных участках ТНЗ; 5- эпюра напряжений γH или σ/ γH =1

На рисунке 2.39 приведена схема формирования у разрывного нарушения ТРЗ. Естественное распределение напряжений (2) показывает пониженные значения в ТНЗ в её границах (3) и повышенный уровень напряжений по сравнению с уровнем γН (5) на периферийном участке с границей 4.

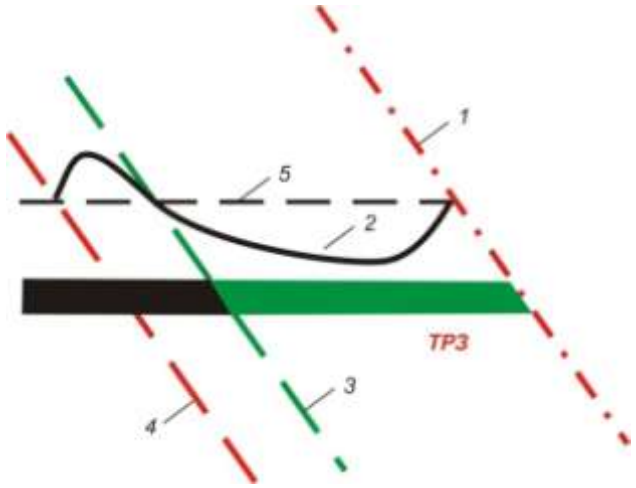


Рисунок 2.39 – Схема формирования тектонически разгруженной зоны (ТРЗ) у разрывного нарушения

1 – разрывное нарушение; 2 – распределение напряжений на уровне пласта; 3 – граница ТРЗ; 4 – граница пригрузки на периферийных участках ТРЗ; 5 – эпюра напряжений γН или σ/ γН =1.

Результаты прогноза ГОЗ на основе геодинамической модели выемочного поля шахты «им. В.Д. Ялевского»

В качестве оценки ГОЗ при ведении горных работ на участке ТНЗ на рисунке 2.40 приведена схема, которая наглядно показывает ТНЗ и распределение в этой зоне напряжений, полученных по результатам численного моделирования.

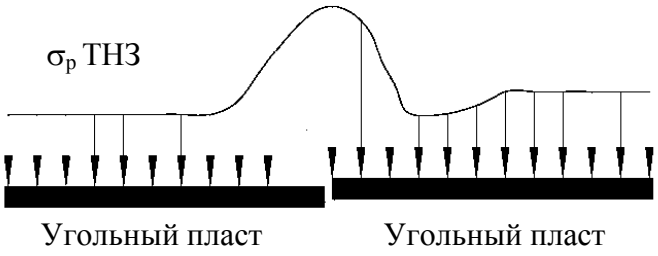


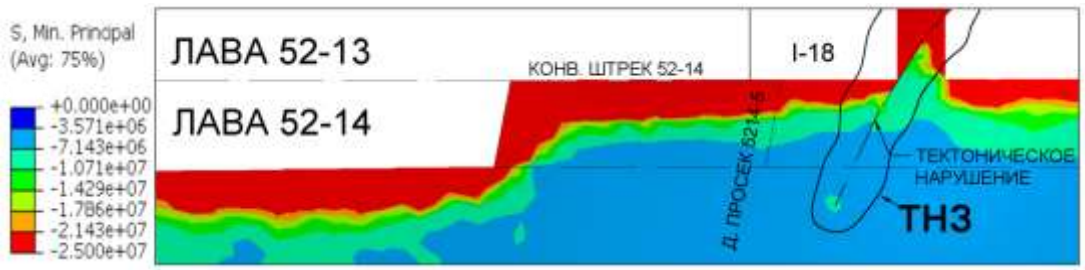
Рисунок 2.40 – Схема ТНЗ (по результатам численного моделирования)

$\sigma_р$ – главные сжимающие напряжения в массиве

Оценка величины напряженного состояния в ГОЗ, формирующейся в ТНЗ при воздействии техногенного влияния очистного забоя пласта 52 выполнена при помощи численной модели лавы еще более крупного масштаба.

На рисунке 2.41 показаны изохромы распределения главных сжимающих напряжений в массиве при приближении очистного забоя лавы 52-14 к ТНЗ для двух временных отрезков.

а)



б)

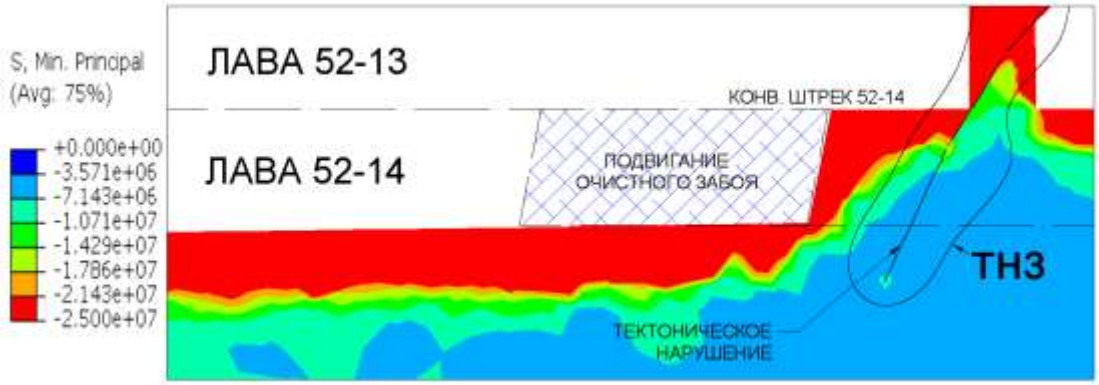


Рисунок 2.41 – Изохромы распределения главных сжимающих напряжений в окрестности выемочного столба 52-14

а – отрезок времени №1; *б* – отрезок времени №2

Из рисунка 2.41, б видно, что при приближении очистного забоя лавы 52-14 к ТНЗ от тектонического нарушения происходит формирование ГОЗ.

Таким образом, существующая информация о тектонических нарушениях и ТНЗ на перспективных участках шахты «им. В.Д. Ялевского» позволяет прогнозировать формирование ГОЗ с образованием зоны опорного давления величиной напряжений $(2{,}5 - 3{,}0) \cdot \gamma H$.

Помимо ТНЗ на шахте им. В.Д. Ялевского ожидается наличие разрывных нарушений, которые характеризуются мощной зоной дробления, высокой

обводненностью швов и представляют собой полосы интенсивно дислоцированного угля. Подобные геологические образования обычно формируют тектонически разгруженные зоны (ТРЗ).

На рисунке 2.42 схематично показано типовое распределение главных сжимающих напряжений в окрестности ТРЗ.

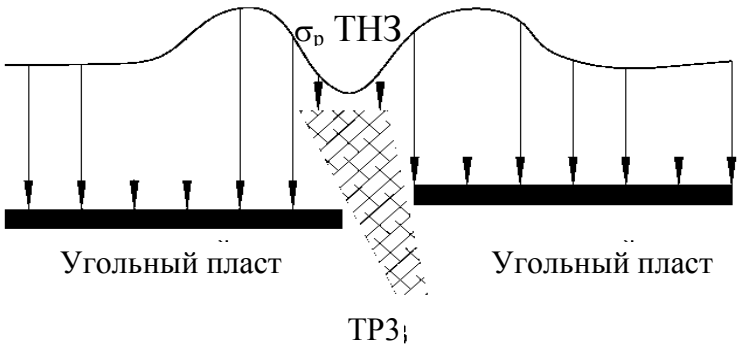


Рисунок 2.42 – Схема ТРЗ (по результатам численного моделирования)

$\sigma_р$ - главные сжимающие напряжения в массиве

При приближении очистного забоя к ТРЗ уровень напряжений в массиве увеличивается и в зоне опорного давления формируется ГОЗ с повышенными напряжениями. Следом за зоной опорного давлений идет зона разгрузки массива, которая затем снова переходит в зону концентрации напряжений. Размеры зоны опорного давления зависят от параметров залегания нарушения и его мощности. Связь зоны влияния ТРЗ и мощности тектонического нарушения нелинейная.

На рисунках 2.43 и 2.44 показаны изохромы распределения главных сжимающих напряжений в массиве при продвижении очистного забоя лавы 52-13 к ТРЗ для двух временных отрезков.

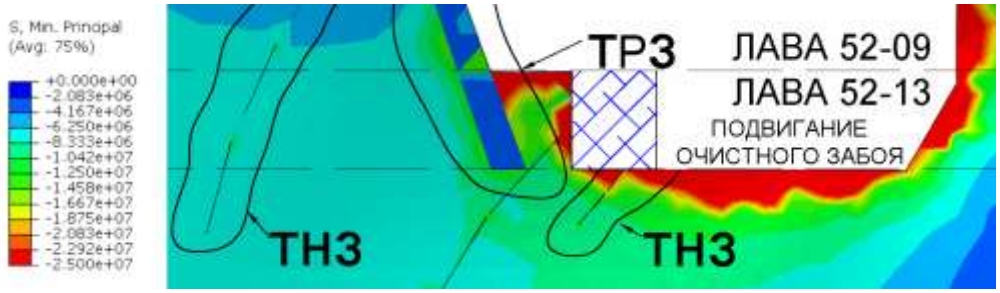


Рисунок 2.43 – Изохромы распределения главных сжимающих напряжений в окрестности очистной лавы 52-13 (1-й временной отрезок)

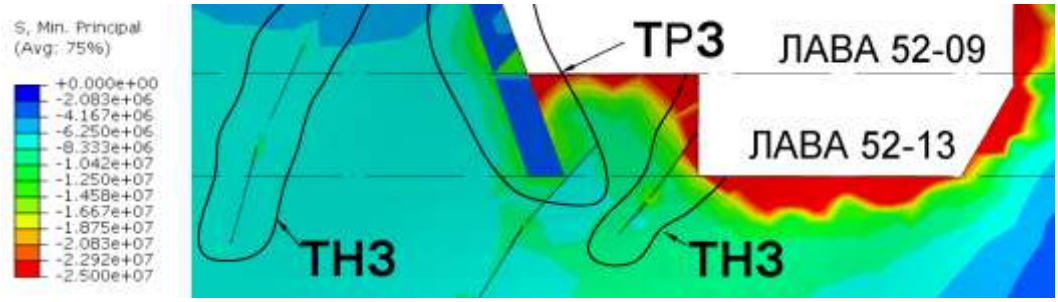


Рисунок 2.44 – Изохромы распределения главных сжимающих напряжений в окрестности очистной лавы 52-13 (2-й временной отрезок)

Дополнительно на пути очистного забоя лавы 52-13 на рисунках 2.43 и 2.44 показаны тектонические нарушение малой мощности, которое формирует ТНЗ.

Поэтому на изохромах (рисунки 2.43 и 2.44) представлен более сложный случай суперпозиции полей напряжений в массиве, которая имеет место при наличии в границах выемочного столба зон тектонической нарушенности разного типа.

Таким образом, существующая информация о тектонических нарушениях на перспективных участках шахты им. В.Д. Ялевского позволяет прогнозировать формирование ТРЗ с образованием зоны опорного давления величиной напряжений $(2{,}5 - 3{,}0)\cdot\gamma H$. Размеры зоны опорного давления всецело зависят от мощности тектонического нарушения и параметров его залегания.

Результаты прогноза ГОЗ при ведении горных работ под или над целиками, оставленными на смежных пластах свиты

Границы опасных зон ПГД устанавливаются в соответствии с методикой, изложенной в приложении Руководства [185].

В силу сближенности пластов в зоне ПГД на надработанном угольном пласте уровень горного давления может превышать исходный в 2,0 – 2,5 раза, что влечет за собой дополнительные трудности в обеспечении безопасности, управлении кровлей, в выборе мест расположения выемочных выработок и их поддержании на всем сроке очистной выемки запасов. В соответствии с

Инструкцией и Рекомендациями [183, 185] зоны ПГД отнесены к опасным зонам и при ведении горных работ в границах этих зон необходимо осуществлять текущий прогноз удароопасности.

В связи с этим, при выборе технологических схем отработки первого в свите сближенного пласта актуальной является задача в выборе оптимальных размеров целиков с наименьшим вредным влиянием зон ПГД и подработки на соседние пласты.

Принято считать, что в зонах ПГД, формируемых краевыми частями и целиками, оставленными на пластах свиты, действуют повышенные напряжения и увеличивается ударо – и выбросоопасность на сближенных пластах. Практика ведения горных работ на пластах свиты подтверждает этот факт. Однако известно много случаев, когда отсутствовали признаки высоких напряжений под или над целиками при малых междупластьях и наоборот, фиксировалось опасное влияние целиков при расстояниях от них, превышающих рассчитанную по методике Руководства дальность зоны ПГД.

Отклонения в границах зон ПГД и величинах напряжений наблюдаются в аномальных тектонически напряженных зонах (ТНЗ) и тектонически разгруженных зонах (ТРЗ).

Ранее проведенные исследования на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» показали, что на некоторых участках пластов отсутствовало влияния зон ПГД от угольных целиков, оставленных на соседних пластах, даже при меньших междупластьях, чем на шахте им. В.Д. Ялевского. Ниже, в качестве примера, приведены основные полученные результаты исследований.

Так, исследования на шахте «Котинская» показали, что при первоочередной отработке верхнего пласта 52 с оставлением межлавных угольных целиков шириной 25 - 30 м на нижних пластах формируются зоны ПГД. Если вторым в свите подготавливать пласт 51, то до 10-12% площади выемочного столба будет расположено в зоне ПГД с высоким коэффициентом концентрации напряжений, достигающим значения 1,8γH. В связи с этим, предпочтительным вариантом является разработка вторым в свите пласта 50, т.к. на его уровне формируется

зона ПГД с концентрацией напряжений до 1,2γН. Однако границы зоны будут шире и ее площадь составит 15% площади выемочного столба. Условия ведения горных работ в зонах ПГД будут характеризоваться как особо сложными. В этих условиях обеспечение безопасности и высокой скорости проходки подготовительных выработок более технологично и эффективно, чем решение проблемы вывалообразования на участках лав, расположенных в зонах ПГД.

Поэтому целесообразнее выемочные выработки располагать под целиками пласта 52, а очистные работы производить в надработанных зонах.

В условиях шахты «Талдинская–Западная-1» пласт 67 расположен в 30–40 м от пласта 68, который был отработан в 2005 – 2006 гг. При отработке выемочного участка лавы 68-15 пласта 68 были оставлены целики угля и краевые части, от которых в контуре выемочных столбов лав 67-04 и 67-05 в соответствии с методикой действующей инструкции по горным ударам прогнозируются зоны ПГД. Отработка выемочного участка лавы 67-04 производилась длинными столбами по простиранию с полным обрушением пород кровли.

Глубина ведения горных работ на данном пласте составляла 280–300 м.

Выкопировка с плана горных выработок пласта 67 приведена на рисунке 2.45 и места проведения экспериментальных геофизических работ на пласте 67 показаны зеленым цветом и границы зон ПГД выделены пунктирными линиями красного цвета (рисунок 2.46).

На рисунках 2.47 – 2.50 в виде графиков представлены результаты шахтных измерений. На этих же рисунках приведена схема построения прогнозируемых границ зон ПГД на пласте 67 для участков проведения экспериментальных наблюдений.

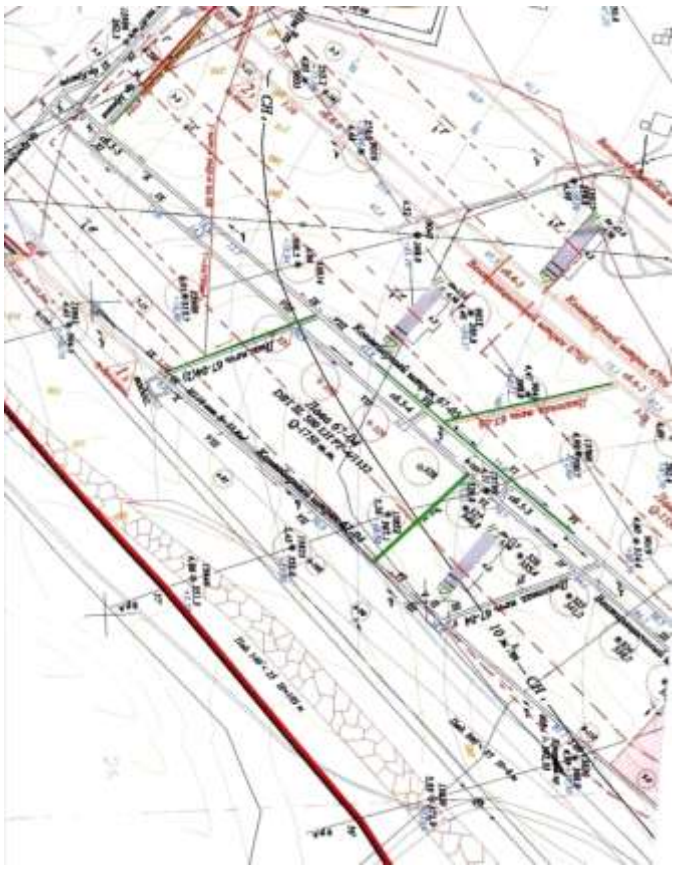


Рисунок 2.45 – Выкопировка с плана горных выработок пласта 67 шахты «Талдинская-Западная1» с указанием границ зон ПГД и участков наблюдений

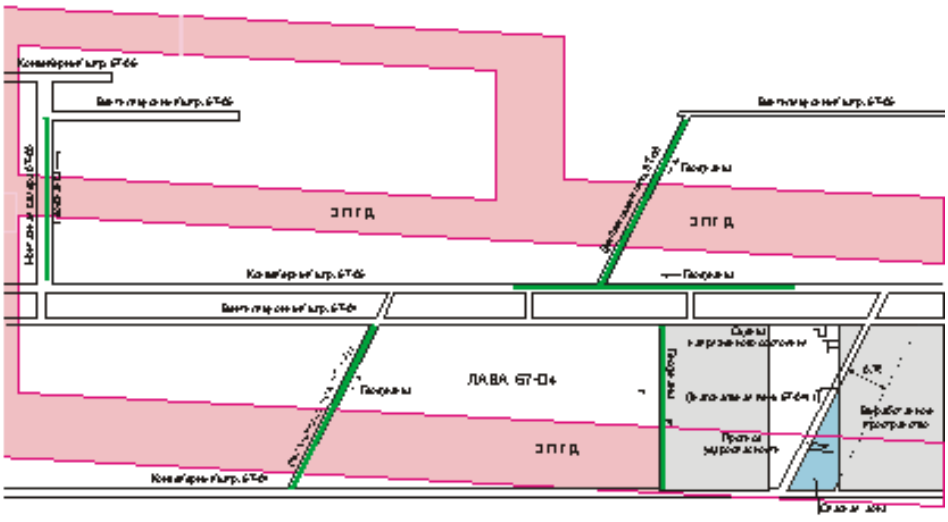


Рисунок 2.46 - Участки экспериментальных исследований в прогнозируемых зонах ПГД на пласте 67шахты «Талдинская Западная-1»

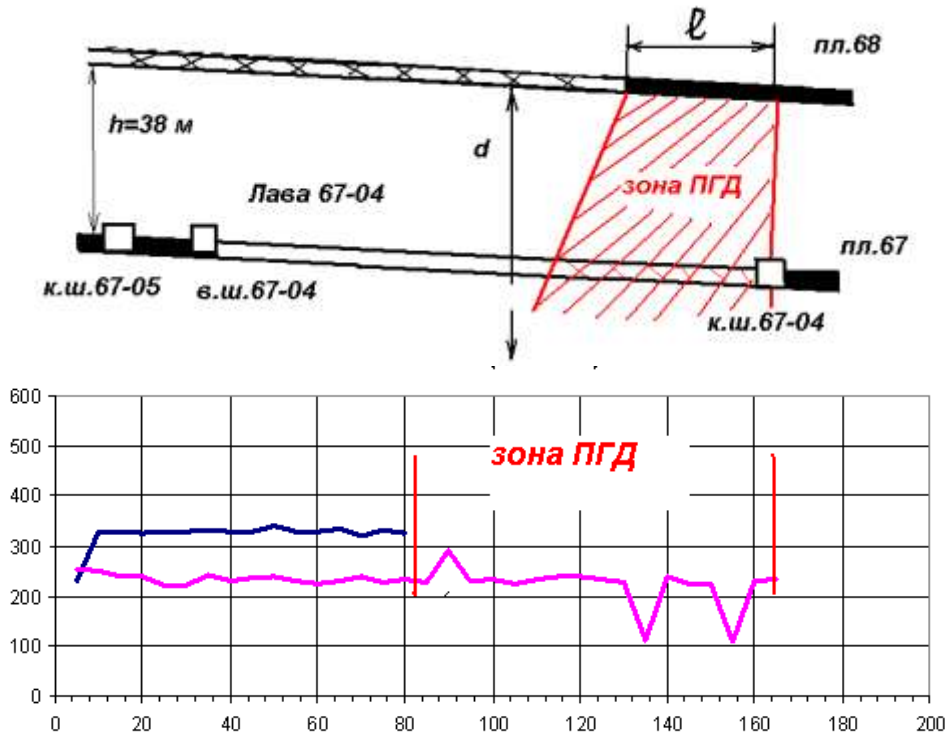


Рисунок 2.47 – Границы зоны ПГД (а) и изменение амплитуды наведенного электромагнитного поля в очистном забое лавы 67-04(б)

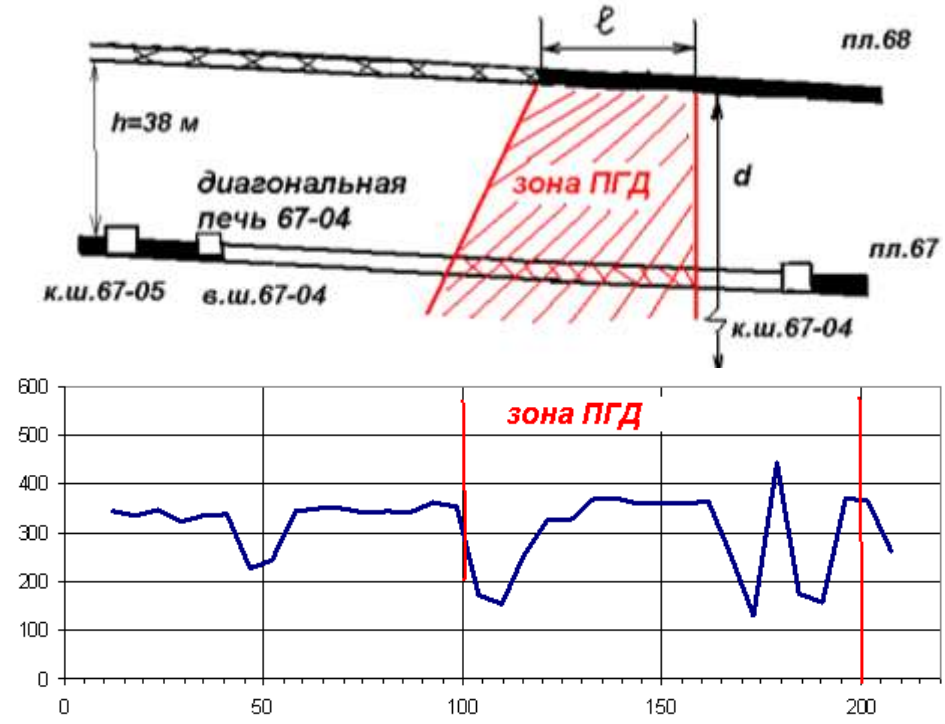


Рисунок 2.48 - Границы зоны ПГД (а) и изменение амплитуды наведенного электромагнитного поля в диагональной печи 67-04(2)

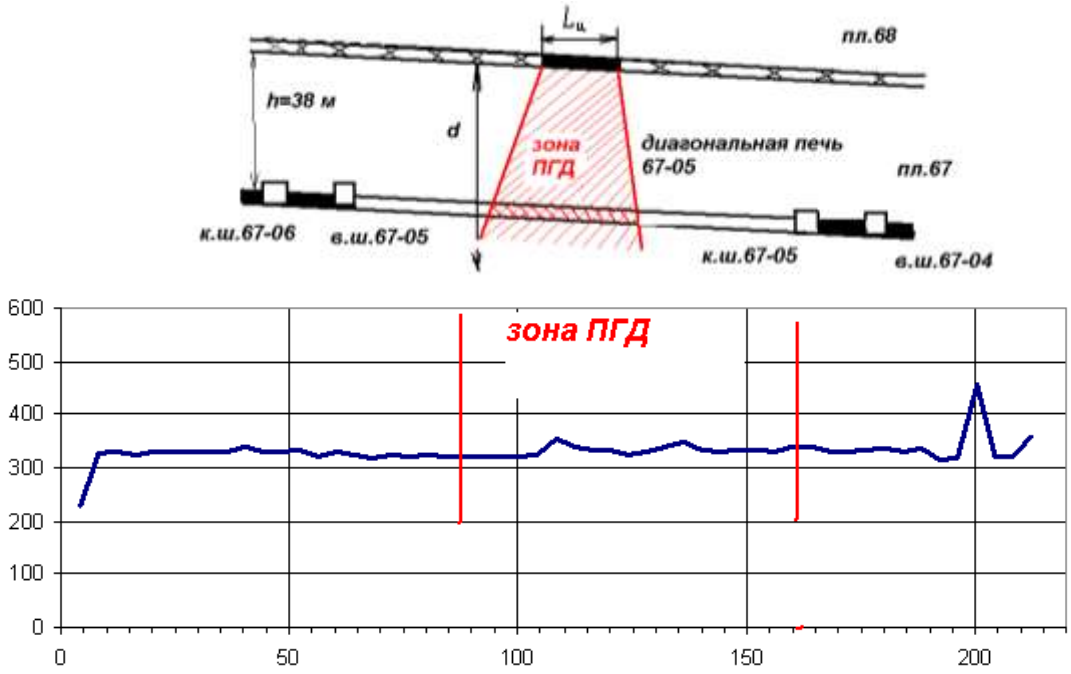


Рисунок 2.49 – Границы зоны ПГД (а) и изменение амплитуды наведенного электромагнитного поля в диагональной печи - 67-05(1)

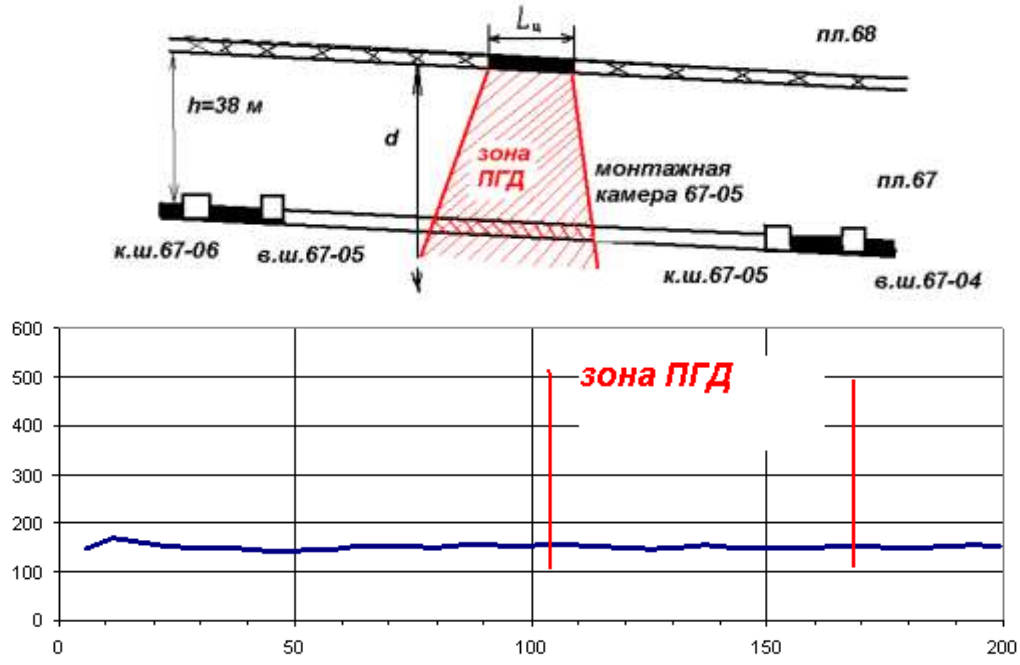


Рисунок 2.50 – Границы зоны ПГД (а) и изменение амплитуды наведенного электромагнитного поля в монтажной камере лавы 67-05

В некоторых местах пересечения линии профилирования и границ зон ПГД регистрировалось уменьшение показаний за счет уплотнения (сжатия) угольного пласта под действием горного давления и снижению его токопроводящих свойств.

Тем не менее, сравнение участков профилирования впереди и за линией фронта ведения очистных работ указывает об отсутствии влияния опорного давления, которое могло бы привести к существенному изменению напряженного состояния угля в граничащем с выработанным пространством целике угля и как следствие – увеличению или снижению порога ослабления принимаемого сигнала. Поэтому отмеченные небольшие снижения сигнала около сопряжений в штреке говорят о неупругом сжатии угля, не представляющем опасности.

Представленные на рисунке 2.49 результаты измерений в виде графиков указывают на изменение опорной нагрузки в очистном забое. Сравнение значений подтверждает предположение, согласно которому увеличение консоли пород основной кровли привело к упругому деформированию угольного пласта. Затухание принимаемого сигнала, как правило, происходит тогда, когда происходит уплотнение порового пространства в угольном пласте, что препятствует прохождению амплитуды наведенного электромагнитного поля. Предположительно это произошло на участке, где более мягкий уголь деформировался в диапазоне упругого деформирования. По длине очистного забоя лавы 67-04 прогнозируется инструктивная граница зоны ПГД. В этой же части лавы отмечены два геологических нарушения. Таким образом, опасные зоны прогнозируются за счет одновременного действия двух факторов - продавливающего действия целиков, оставленных на пласте 68 и геологических нарушений. Вне зон геологических нарушений влияние целиков практически не сказывается, что, по-видимому, было связано с высокой степенью трещиноватости пород междупластья и расположения рассматриваемого участка пластов в ТРЗ.

Таким образом, анализ значений амплитуды наведенного поля на участках влияния и вне зоны ПГД, (исключив при этом два аномальных её снижения) не

указывает на существенное изменение напряженно-деформированного состояния по всей длине лавы.

Геофизические исследования в диагональной печи 67-04(2) представлены на рисунке 2.50. В горной выработке прослеживается аналогичная картина изменения амплитуды принимаемого сигнала. По длине диагональной печи зафиксировано несколько участков резкого изменения значений амплитуды. Диапазон и ширина их изменения носят ярко выраженный характер по сравнению с очистным забоем лавы 67-04.

На аномальных участках также, как и в очистном забое лавы, показания принимаемой аппаратуры фиксировали значения на первом пороге ослабления. Расположение данных зон в очистном забое лавы и в диагональной печи позволяет говорить о достаточно закономерных изменениях напряженно-деформированного состояния угольного пласта в районе отрабатываемого участка шахтного поля. Влияние зон ПГД от вышележащего пласта сказывается главным образом около геологических нарушений и относительно невелико. Сделанный вывод подтверждается отсутствием признаков проявления повышенных напряжений в отрабатываемом блоке и фактически подтверждает вывод о расположении целика в ТРЗ и отсутствии геомеханических условий формирования зоны ПГД.

Геофизические исследования в диагональной печи 67-05 представлены на рисунке 2.49 и в монтажной камере 67-05 на рисунке 2.50.

По сравнению с другими участками проведения геофизических исследований, в монтажной камере прослеживается равномерное распределение амплитуды принимаемого сигнала. Монтажная камера расположена в границах инструктивной зоны ПГД, однако на протяжении этой зоны не было зарегистрировано аномальных значений амплитуды геофизического сигнала.

Таким образом, на выемочных участках подготавливаемой для отработки лавы 67-05 в соответствии с методикой Руководства должна формироваться зона ПГД. Тем не менее, экспериментальные исследования показали равномерное распределение горного давления на рассматриваемых участках пласта 67. Таким

образом, в отсутствии геологических нарушений зоны ПГД на пласте 67 при междупластье h = 38 м практически не сказываются. Полученные закономерности целесообразно проверить при подготовке и разработке пласта 50 в выемочном поле подготавливаемой лавы 5004.

Исключение составляют пересечения диагональной печи с вентиляционным и конвейерным штреками лавы 67-05. В первом случае упругое деформирование угля на сопряжении привело к приему сигнала амплитуды на пониженном пороге ослабления. Во втором - увеличение амплитуды в диапазоне рабочего порога ослабления произошло в результате образования отжатой зоны угля на сопряжении горных выработок. Последующее увеличение амплитуды электромагнитного поля с переходом увеличения порога ослабления на стоянке проведения измерений указывает о наличии области изменения напряженного состояния геологического характера.

Влияние зоны ПГД на изменение напряженно-деформированного состояния не было подтверждено результатами геофизических измерений. Однако при проходке данной выработки визуальные наблюдения за состоянием ее краевой части позволили наблюдать активное выделение влаги с ее контура. Что также свидетельствует о наличии на этом участке ослабленной по фактору горного давления зоны. Границей процесса изменения напряженного состояния угольного пласта практически совпадает с положением зоны ПГД по длине диагональной печи.

Изменение напряженно-деформированного состояния в зоне ПГД не столько велико на глубине разработки – H = 290 м, которое смогло бы привести к существенному изменению его физико-механических свойств, которые можно было зафиксировать по прохождению амплитуды наведенного электромагнитного поля. Однако реакция составляющих многофазной системы угольного пласта позволяет фиксировать зону повышенного горного давления.

Результаты геофизических исследований позволили зарегистрировать незначительные изменения амплитуды наведенного электромагнитного поля. Наибольшие изменения в сторону увеличения и снижения происходили, как

правило, на небольших по протяженности участках и в пределах влияния краевых частей зон ПГД. По ширине зоны ПГД амплитуда принимаемого сигнала соответствовала значениям вне зоны ее влияния.

Инженерные расчеты позволили спрогнозировать следующие параметры зоны опорного давления:

– при первичном обрушении пород основной кровли вне и в зоне ПГД максимум зоны опорного давления достигал 17–19 МПа, расстояние от краевой части до его наибольшего значения составили 3,5 и 3,8 м соответственно;

– при вторичном обрушении пород основной кровли вне и в зоне ПГД максимум зоны опорного давления достигал 12–14 МПа; расстояние от краевой части до его наибольшего значения равнялось 1,9–2,1 м.

Проведенные исследования показали, что существенное влияние на формирование зон ПГД оказывают геодинамические условия участка пласта, на котором оставлен целик или краевая часть.

На геомеханические условия формирования в свите зон ПГД от угольных целиков и краевых частей существенное влияние оказывает ширина зоны опорного давления ***l*** и ширина целиков $l_{ц}$. Если ширина целика $l_{ц}$ меньше значения размера предельно – напряженного целика $l_{пр}$, то такой целик не создает зон ПГД на соседних пластах свиты. Как было показано выше в ТНЗ и ТРЗ природное геодинамическое состояние разное и размеры ГОЗ от угольного целика с параметром его предельно – напряженного состояния также будут существенно отличаться друг от друга.

В ТРЗ предельный размер $l_{пр}$ равен:

$$l_{пр} = a/ D^{2/3} \qquad (2.10)$$

где: $D=\sigma_{куб}$ a/ m γH; a – приведенная ширина очистной выработки; $\sigma_{куб}$ – кубиковая прочность угольного пласта; m – мощность разрабатываемого пласта.

В ТНЗ предельный размер $l_{пр}$ равен:

$$l_{пр} = 0{,}6\ a/ D^{2/3} \qquad (2.11)$$

Для установления способности целика создавать зоны ПГД на смежных пластах свиты производят оценку условий формирования нагрузок на целик и его размер $l_ц$ сравнивают с предельный размером $l_{пр}$.

Угольный целик размером $l_ц > l_{пр}$ формирует зону ПГД.

При $l_ц < l_{пр}$ целик будет раздавлен и зона ПГД на смежных пластах не формируется.

Приведенную ширину $a_{пр}$ определяют из зависимости:

$$a_{пр} = a(1-1/2q)/2 \text{ при } q \le 1 \quad (2.12)$$

$$a_{пр} = a/4 \text{ при } q > 1 \quad (2.13)$$

$$q = a\, tg\varphi_3/2H \quad (2.14)$$

где: q - параметр сдвижения; a – суммарный размер выработанного пространства, м.

В соответствии с действующими нормативными документами на угольных пластах, склонных к горным ударам, предельный размер целика, формирующего зону ПГД равен $l_{пр} \ge 0,1l$, где l – ширина зоны опорного давления.

С учетом вышеизложенного $l_{пр} \ge 0,1l/0,6 \ge 0,17l$.

По методике построения границ зон ПГД [60] коэффициент K_L с учетом ТРЗ и ТНЗ определяется по таблице 2.8.

Таблица 2.8 – Значения коэффициента K_L

$L_{прив}$	≤ 0,1	0,15	0,20	0,25	0,35	0,5	1,0	1,5	≥ 2,0
K_L	0	0,25	0,5	0,75	1,0	1,13	1,25	1,13	1,0

$L_{прив.} = L/l$ при расположении целика вне границ ТРЗ;

$L_{прив.} = 0,6L/l$ при расположении целика в границах ТРЗ.

2.8 Выделение зон риска на планах горных работ и разработка рекомендаций по обеспечению геодинамической безопасности

Основными критериями для вынесения зон риска на существующие планы горных работ по угольным пластам шахтного поля послужили результаты

математического моделирования и создания геодинамической модели, результаты геодинамического моделирования.

Основным принципом выделения существующих зон риска на прогнозные участки шахтного поля, подлежащие разработке в ближайшее время, являлось наложение всех существующих прогнозных карт на план.

Стоит также отметить тот факт, что фактическое выделение ТРЗ и ТНЗ производилось условно, основываясь на полях распределения главных напряжений в исходном состоянии массива, то есть до начала ведения горных работ. Выше была приведена схема и принципы формирования ТНЗ и ТРЗ в процессе движения очистных работ с учетом влияния горных работ на соседних участках. Из расчетов наиболее явно обнаруживаются границы ГОЗ.

Однако, ввиду того, что положение и пространственная конфигурация ГОЗ изменчива, а их границы носят переменный характер в зависимости от положения горных и очистных работ в настоящий момент времени, выделение прогнозируемых зон риска производилось на основании геодинамической расчетной модели для исходных полей напряжений. Результаты вынесения зон риска на планы горных работ пласта 52 представлены на рисунке 2.51.

Из рисунка 2.51 видно, что основные зоны риска в пределах прогнозного участка расположены в зоне влияния тектонических нарушений, которые в висячем своем крыле образуют зону ТРЗ (исходя из распределения полей напряжений на рисунке), а в лежачем формируют ТНЗ.

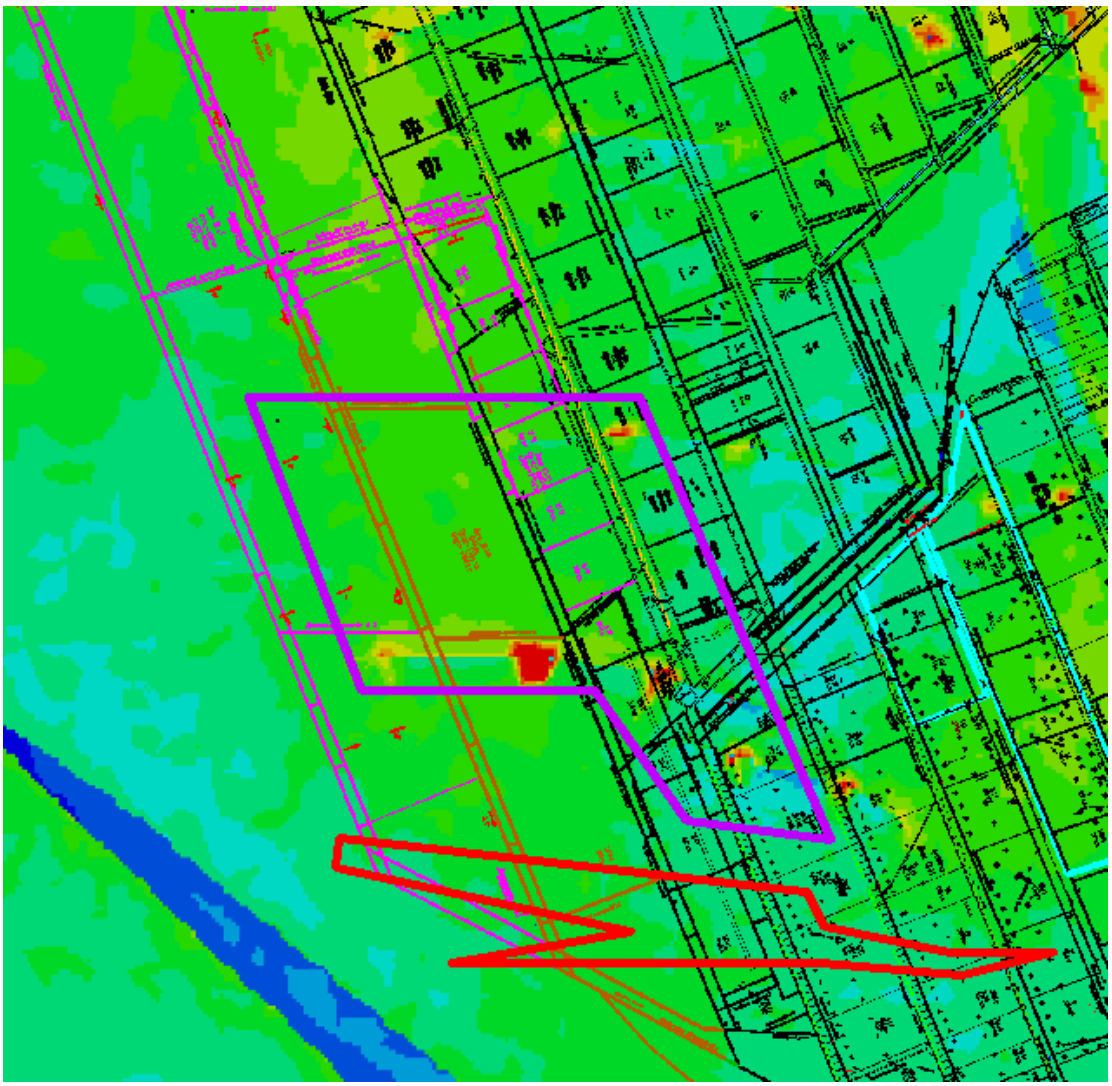


Рисунок 2.51 – Вынесение зон риска по данным математического моделирования и комплексного анализа с использованием нейросетей на прогнозный участок пласта № 52

Разработка рекомендаций по обеспечению геодинамической безопасности при отработке выбранного участка шахтного поля для разработки паспорта выемочного участка

На основании выполненных исследований сформирован ряд рекомендаций по обеспечению геодинамической безопасности при отработке участка шахтного поля в зависимости от действующей в его пределах геодинамической и геомеханической обстановки.

В соответствии с ПБ [146] паспорт выемочного участка, проведения и крепления подземных выработок должен разрабатываться на основании прогнозных данных горно-геологических условий.

На выемочных участках пласта 50 шахты «им. В.Д. Ялевского» ГОЗы формируются и прогнозируются при ведении горных работ под угольными целиками, оставленными на верхнем в свите пласте 52.

Вышеприведенный анализ показал, что если целик под давлением вышележащих пород разрушается, то он не является концентратором напряжений.

Ширина разрушающегося и не формирующего зону ПГД целика должна быть менее $b_{ц}$ [116, 138]:

$$b_{ц} = k_{кр}\sqrt{0{,}7H \cdot m / R_{с.у}}\,, \qquad (2.15)$$

где: $k_{кр}$ – коэффициент, учитывающий влияние класса кровли по обрушаемости, равный 0,8; 1,0 и 1,2 соответственно для легко-, средне – и труднообрушающейся кровли; H – глубина горных работ, м; m – высота целика или мощность пласта, м; $R_{с.у}$ – сопротивление угля одноосному сжатию, МПа.

Например, для условий пласта 52 на глубине 250 м, мощности пласта m =4,3м и сопротивления угля одноосному сжатию $R_{с.у.}$ =10 МПа ширина $b_{ц}$ саморазрушающегося целика будет равна 7,0м; 8,7м и 10,4м соответственно для легко-, средне – и труднообрушающейся кровли.

Для этих условий 0,1l =7,0 м, т.е. угольный целик такой ширины (с запасом по ширине разрушающегося целика) не создаст зону ПГД на сближенных пластах 50 и 49.

В ТРЗ при уменьшении $R_{с.у.}$, например, до 5 МПа ширина $b_{ц}$ по формуле (6.3) будет равна 9,8м; 12,2м и 14,6м соответственно для легко-, средне – и труднообрушающейся кровли. Т.е. угольный целик пласта 52 с шириной, выбранной из условия менее $b_{ц}$ разрушится и не создаст зону ПГД на сближенных угольных пластах свиты 50 и 49.

Предварительные расчеты показывают, что для условий ТРЗ значения предельного размера $l_{пр}$ целика больше на 40-50 % значений для условий ТНЗ. Например, если в ТРЗ размер $l_{пр}$ = 24 м, то в ТНЗ этот размер равен $l_{пр}$ = 13 м.

Принимая во внимание обязательное условие $l_{ц} > l_{пр}$ для формирования под и над целиком зоны ПГД можно сделать вывод, что например, угольный целик шириной $l_{ц}$ = 20 м на пласте 52 расположенный в ТРЗ не формирует зону ПГД (условие $l_{ц} < l_{пр}$) на пласте 50. В ТНЗ на соседнем пласте 50 свиты зоны ПГД формируются (условие $l_{ц} > l_{пр}$).

Ниже рассмотрены условия формирования границ зон ПГД на участке расположения на пласте 50 проектируемых лав 5004 и 5005. Зоны ПГД (пунктирные линии красного цвета на рисунке 2.52 формируются угольными целиками, оставленными на пласте 52 между лавами 5203 и 5204, между лавами 5203 и 5207 и между лавами 5204 и 5205.

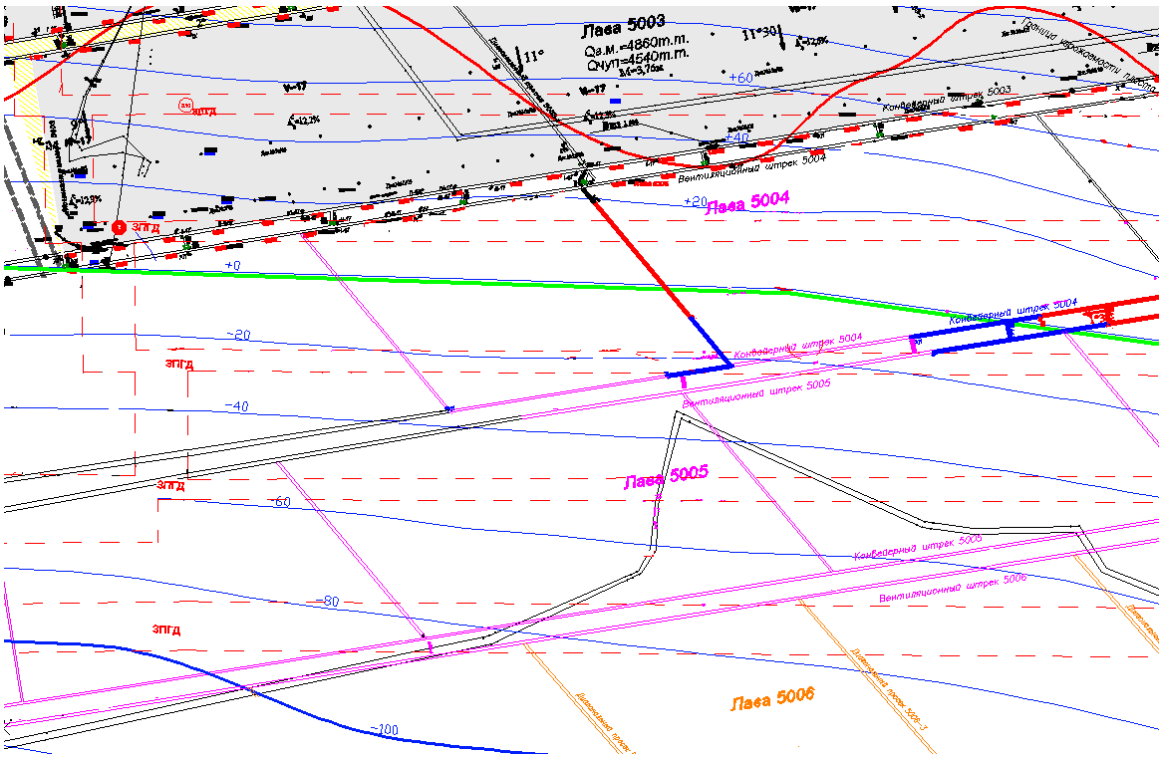


Рисунок 2.52 – Зоны ПГД на пласте 50 в выемочном поле лав 5004 -5005 от целиков на пласте 52

Условия производства горных работ дополнительно осложнены переходом очистными забоями передовых выработок - диагональных просеков. При разработке пласта 52 в лавах 5203 и 5207 наблюдался размыв в породах кровли. Рассмотрены условия расположения рассматриваемого участка в ТНЗ и в ТРЗ. Средняя глубина ведения горных работ на пласте 52 равна Н= 230 м и при мощности m = 4,3 м ширина зоны опорного давления составит величину *l*= 65 м. Параметр d_2 =100-110м.

На рисунках 2.53 и 2.54 показана схема формирования границ зоны ПГД от целика, расположенного вне границ ТРЗ и в границах ТРЗ. На рисунке 2.55 целик расположен на пласте 52 вне границ ТРЗ и дальность d_2 =110 м распространения зоны ПГД в направлении нижележащего пласта 50 будет максимальной для данных условий. На пластах 50 и 40 формируются ГОЗы шириной до 50 м (на разрезе вкрест простирания пластов).

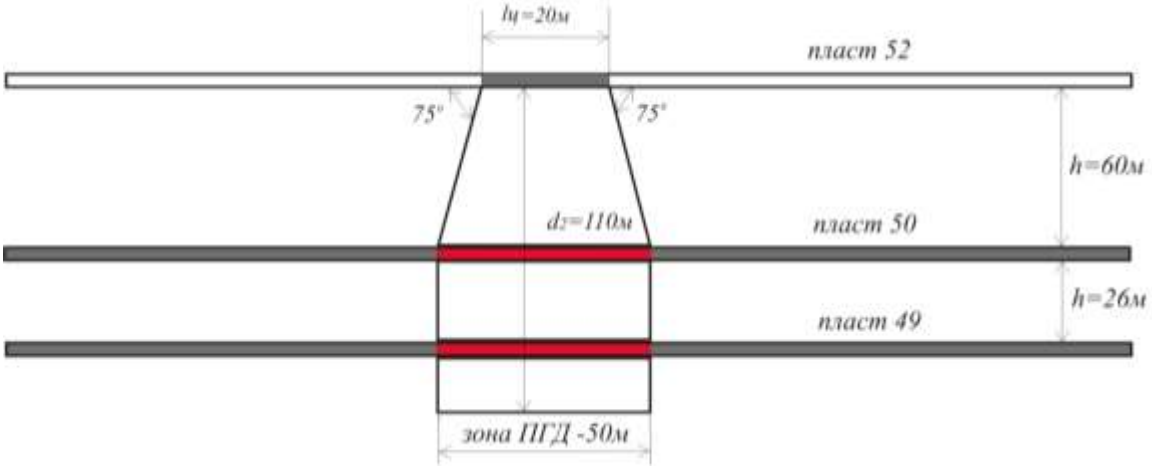


Рисунок 2.53 – Зона ПГД на пластах 50 и 49 от целика пласта 52

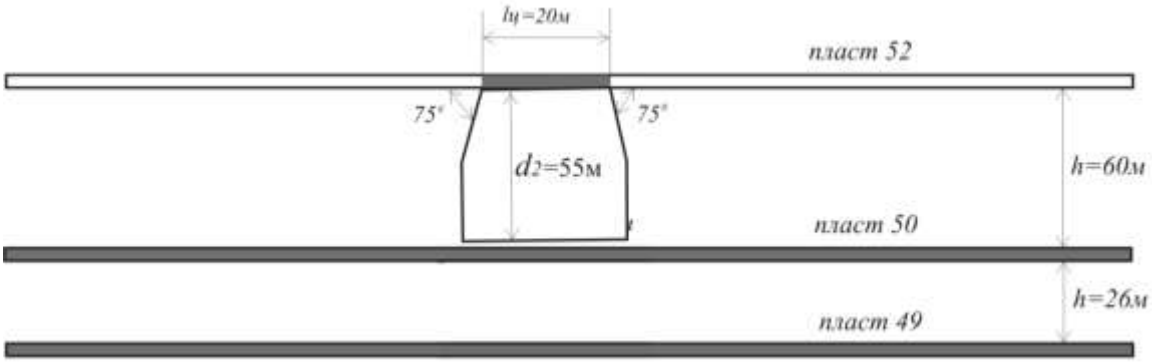


Рисунок 2.54 – Зона ПГД от целика пласта 52, расположенного в ТРЗ

На рисунке 2.54 показана схема формирования границ зон ПГД от целика, расположенного на пласте 52 в ТРЗ. Целик расположен непосредственно в границах ТРЗ, дальность d_2 распространения зоны ПГД в направлении нижележащих пластов свиты будет минимальной и на пластах 50 и 49 зоны ПГД и соответственно ГОЗы не формируются.

При построении границ зон ПГД от краевых частей используется параметр ширины зоны опорного давления ***l***. Как показали экспериментальные исследования, этот параметр в ТРЗ имеет меньшие значения по сравнению с обычными условиями залегания пласта. Это в свою очередь существенно уменьшает дальность d распространения зоны ПГД.

На рисунке 2.55 показана зависимость изменения параметра дальности d_i (где $i = 1$ для дальности в породы кровли и $i = 2$ – в породы почвы) зоны ПГД в зависимости от того, на каком участке (ТНЗ или ТРЗ) расположен угольный целик

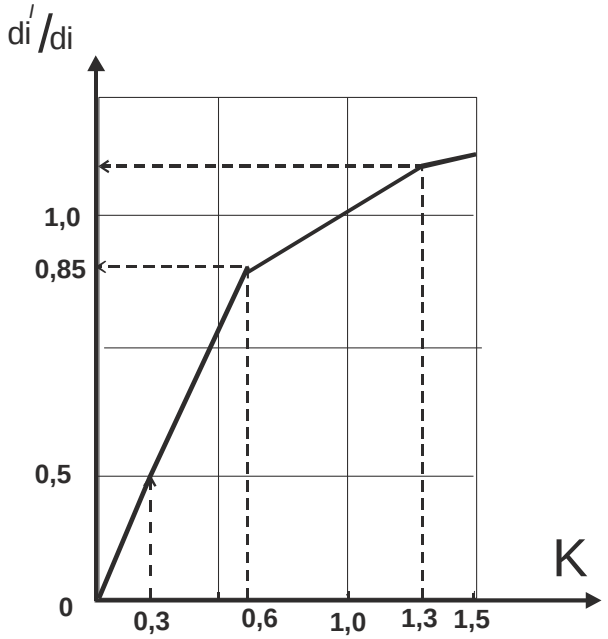


Рисунок 2.55 – Зависимость дальности распространения d_i зоны ПГД от напряжений $K = \sigma / \gamma H$: – в ТНЗ (при $K>1$), – в ТРЗ (при $K<1$)

Например, без учета наличия на угольном пласте ТНЗ и ТРЗ дальность зоны ПГД в направлении пород почвы от целика, оставленного на этом пласте в

соответствии с методикой по действующей инструкции по горным ударам равна d_2= 110м (для условий глубины H=300м и размера очистной выработки a=250 м).

Если учесть, что целик был оставлен в ТРЗ с установленным уровнем пониженных напряжений К = 0.3, то дальность зоны ПГД уменьшится до d_2 = 110·0,5 = 55 м. При междупластье h = 60-75 м зона ПГД от целиков пласта 52 не достигнет пласта 50, если участок расположении в ТРЗ.

При K = 0,6 дальность зоны ПГД уменьшится до d_2 = 110·0.85 = 93,5 м.

И наоборот, если целик расположен в ТНЗ с установленным уровнем повышенных напряжений К = 1.3, то дальность зоны ПГД увеличивается до d_2 = 110·1,1 = 121 м.

На основании проведенных исследований по прогнозированию опасных зон и контролю за напряженным состоянием разрабатываемых угольных пластов получены результаты, анализ которых позволяет сделать следующие выводы.

При ведении очистных работ в зоне ПГД расположенных в ТРЗ порядок проведения текущего прогноза удароопасности может быть такой же, как и в обычных условиях при отработке пласта, угрожаемого по горным ударам, т.е. локальным. Локальный прогноз удароопасности при этом необходимо проводить перед непосредственным обрушением пород основной кровли.

В целом, как показали проведенные исследования на малых глубинах на состояние угольного пласта большее влияние оказывают геологические нарушения, чем зоны ПГД, созданными целиками на вышележащем пласте, или зоны опорного давления от движущейся лавой. При отсутствии геологических нарушении зоны ПГД выделяются главным образом повышенным выделением влаги со стенок выработок, так как повышенное давление ведет к закрытию пор и трещин, увеличению газового давления и следовательно - вытеснению влаги из порового пространства.

В то же время именно в зонах ПГД или при приближении движущейся лавы геологические нарушения приводят к росту напряжений, обрушению кровли или пучению почвы. Поэтому необходимо заблаговременное выделение зон

геологических нарушений, в которых должен проводиться контроль напряженного состояния, удароопасности и устойчивости горных выработок.

Рекомендации для паспортов выемочных участков

В рассматриваемых горно-геологических условиях подготовки и отработки угольных пластов 52 и 50 на шахте имени В.Д. Ялевского прогнозные ГОЗы в основном формируются при ведении горных работ в ТРЗ. Участки ведения горных работ будут характеризоваться повышенной структурной нарушенностью угольных пластов и вмещающих пород. В ГОЗах наблюдаются снижение прочности и устойчивости угля и боковых пород, увеличение их трещиноватости, обводненности и газовыделения, генетически связанные с морфологией формирования ТРЗ.

В зоне повышенной трещиноватости снижается устойчивость боковых пород (появление заколов, вывалов, куполение кровли, обрушение кровли непосредственно вслед за выемкой угля и т.д), что требует дополнительных мер по поддержанию кровли горных выработок.

В связи с этим в материалах горно-геологического прогноза для составления паспорта выемочного участка, проведения и крепления подземных выработок материалах должна содержаться информация о границах и характере проявления этих зон, как опасных.

На геологическом разрезе должны быть отображены литология вмещающих пород, границы опасных зон, места возможных вывалов, отжимов, увеличенного водопритока и другая информация, отражающая особенности проведения выработок.

Порядок и контроль безопасного ведения горных работ в ГОЗ как в опасных зонах и комплекс профилактических мероприятий целесообразно выдерживать по аналогии с опасными зонами, представленными участками геологических нарушений и зонами под водными объектами. В соответствии с «Положением о порядке и контролю ведения горных работ в опасных зонах» (СПб, ВНИМИ, 1994г, согласованному Госгортехнадзором России) и разработанными для горно-

геологическнх условий разработки угольных пластов на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» «Методическим руководством по порядку и контролю безопасного ведения горных работ в опасных зонах при высоких скоростях проходки подготовительных выработок и ведения очистных работ на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс». (СПб, СПГГИ (ТУ). 2010.) ведение горных работ в опасной зоне допускается только по проекту, разработанному и утвержденному в соответствии с требованиями Правил безопасности.

Под зоной опасного влияния водного объекта понимаются участки обводненных зон, в пределах которого ведение горных работ может повлечь за собой недопустимое для шахты увеличение притока воды в горные выработки, а в отдельных случаях - прорыв воды из затопленных выработок. Поэтому в ГОЗ особое значение имеет выполнение мероприятий по управлению движением шахтных вод в горных выработках при подходе лавы к ТРЗ, в том числе при необходимости проходка специальных дренажных выработок.

При составлении проекта ведения горных работ в опасных зонах: технологическая служба разрабатывает технологию и очередность ведения горных работ, мероприятия по безопасному ведению горных работ, составляет паспорта крепления выработок. В состав проекта по ведению горных работ в ГОЗ рекомендуется включать следующие мероприятия.

На газоносных пластах проводить в ГОЗ полный цикл обследования газообильности и выбросоопасности в соответствии с Руководством по безопасности "Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах".

При предварительной отработке нижележащих пластов на расстояниях до 200 метров от отрабатываемого пласта проведение дегазации выработанного пространства нижележащего пласта.

Недопущение изменений скорости движения лавы в ТРЗ, и, главное, остановок движения.

При начинающемся осыпании угля из забоя лавы и пород кровли использование химического упрочнения по всей длине лавы.

При подходе горных выработок к границам ГОЗ главный маркшейдер шахты уведомляет об этом главного инженера.

После удаления очистного или подготовительного забоя из ГОЗ геолого-маркшейдерская служба шахты в письменной форме уведомляет главного инженера о выходе забоя из ГОЗ.

После выхода очистного или подготовительного забоя из ГОЗ главный инженер шахты устанавливает дальнейший порядок ведения горных работ в этом забое.

Если в процессе ведения горных работ в ГОЗ установлено, что утвержденные мероприятия не обеспечивают безопасность или не соответствуют изменившимся горно-геологическим условиям, проект ведения горных работ в опасной зоне должен быть пересмотрен с внесением изменений и вновь утвержден. При появлении признаков прорыва воды все работы необходимо немедленно прекратить, людей из очистного забоя и прилегающих к нему по пути следования воды выработок вывести в безопасное место и сразу же доложить диспетчеру шахты для получения указаний.

Границы ГОЗ по мере их установления должны быть изображены на чертежах в проектах вскрытия и подготовки выемочных участков, подготовки очистных забоев, на планах горных выработок. Определение границ опасных зон по прорывам воды у геологических нарушений и порядок ведения горных работ в этих зонах изложены в Инструкции по безопасному ведению горных работ у затопленных выработок.

О встрече новых нарушений и других изменений горно-геологических условий при проведении горных работ в опасной зоне надзор участка должен поставить в известность главного геолога шахты. После уточнения вида и параметров встреченного нарушения главный геолог (геолог) должен сообщить об этом главному инженеру для принятия мер по продолжению безопасного ведения горных работ. Наиболее существенными и трудно определяемыми на практике исходными данными для проектирования подготовительных горных выработок с анкерной крепью являются физико-механические параметры

вмещающих пород, при изменении которых проводится корректировка параметров крепи на аномальных участках ГОЗ выработки, характеризующихся повышенной трещиноватостью вмещающих пород, повышенной обводненностью вмещающих пород и угля.

Также необходимо принимать во внимание при выборе анкерной крепи горных выработок, проходящих через ТРЗ то, что выработка в процессе очистных работ будет эксплуатироваться в специфических и особо сложных условиях формирования ГОЗ с повышенными или пониженными тектоническими напряжениями. При выборе и расчете параметров анкерной крепи для разработки паспортов крепления рекомендуется для повышения безопасности ведения работ в ГОЗ и несущей способности анкерной крепи применять сокращение промежутка времени между проходкой и креплением выработок, увеличения длины анкерной крепи, сгущение сетки анкеров, использование стяжек между анкерами.

На участках ГОЗ целесообразно дополнительно проводить работы по определению состояния пород кровли с применением приборов «ОС» или «ЗОНД» и по определению прочностных свойств пород с применением прибора «Викинг» или другими приборами аналогичного назначения, прошедших в установленном порядке регистрацию в центре стандартизации и метрологии.

2.9 Выводы по главе

1. Для эффективного и безопасного применения современных технологий интенсивной добычи угля необходимо проведение мероприятий по снижению геодинамических рисков.

2. В общем случае процесс идентификации и минимизации геодинамических рисков предусматривает:

– проведение геодинамического районирования, выделение потенциально опасных зон и учет полученных результатов при раскройке шахтных полей и планировании горных работ;

– осуществление геодинамического мониторинга и текущего анализа геодинамических рисков;

– проведение мероприятий по предотвращению аварий в результате проявлений геодинамических опасностей.

3. Для выделения геодинамически опасных зон при интенсивной отработке свит пологих пластов Кузбасса, в частности, на шахтах «Котинская» (в настоящее время – шахта имени А.Д. Ялевского) и «Талдинская-Западная-2» положительно зарекомендовал себя метод геодинамического районирования. Помимо проведения морфоструктурного анализа для более точной оценки могут быть применены нейронные сети и произведен расчет напряженно-деформированного состояния при ведении очистных работ.

4. На преобладающих в настоящее время глубинах отработки 200-400 м при планировании технологических решений и мероприятий по управлению состоянием массива, обеспечивающих эффективность и безопасность подземных горных работ, наиболее значимым геомеханическим фактором является наличие тектонически разгруженных зон (ТРЗ).

5. Расположение и границы данных зон могут быть определены как с помощью с помощью камеральной обработки геологической и геоморфологической информации, так и с применением натурных геофизических методов.

6. При раскройке пластов с предварительно выделенными зонами ТРЗ и ТНЗ, наиболее предпочтительным является расположение подготовительных выработок, монтажных и демонтажных камер вне этих зон.

7. Для снижения вредного влияния ТРЗ и ТНЗ на ведение очистных работ рекомендуется на стадии проектирования своевременно выявлять указанные зоны, в паспортах крепления и управления кровлей в очистном забое предусмотреть применение крепей, передвигаемых с активным подпором сразу после формирования обнажения после прохода комбайна.

8. В зонах ТРЗ и ТНЗ необходимо вносить коррективы в параметры проводимой дегазации, а также паспорта мероприятий по управлению состоянием массива.

ГЛАВА 3 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОДГОТОВКИ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ПОЛОГИХ ГАЗОНОСНЫХ ПЛАСТОВ

3.1 Общие положения

Обеспечение конкурентоспособности шахт, добывающих энергетический уголь, возможно лишь при достижении каждым очистным забоем технико-экономических показателей мирового уровня. Основными причинами ограничения нагрузок на очистные забои при применении современного очистного оборудования являются высокая газообильность выемочных участков и геомеханические факторы (неудовлетворительное состояние выработок, вывалообразование и пр.).

До 1990-х годов на шахтах СССР преимущественно применялась система разработки длинными столбами по простиранию и по падению с управлением кровлей полным обрушением в варианте без оставления целиков с повторным использованием подготовительных выработок при их поддержании за лавой на границе с выработанным пространством. Преимуществом этого варианта являются относительно невысокий удельный объем проведения горных выработок, прямоточная схема проветривания, минимальный уровень эксплуатационных потерь. Основные недостатки заключаются в значительных трудовых и материальных затратах на поддержание подготовительных выработок и высокой трудоемкости работ на концевых участках лавы. Практика показала, что бесцеликовые схемы обеспечивают безопасность горных работ в отношении горных ударов, но существенно ограничивают нагрузки на забои по газовому фактору. Кроме того, на глубинах более 600 м практически невозможно обеспечить безремонтное поддержание выемочных выработок на границе с выработанным пространством, применять анкерную крепь в качестве основного вида крепи. В связи с этим, полное использование потенциала современных высокопроизводительных очистных механизированных комплексов при

отработке пологих газоносных пластов практически невозможно при бесцеликовой подготовке выемочных участков.

Мировая практика показывает, что наивысшие показатели работы длинных очистных забоев достигаются при применении многоштрековых (две, три или четыре выработки с каждой стороны выемочного столба) схем подготовки выемочных участков. Рекорды производительности– 12,8 млн т/год; 1,6 млн т/мес; 57000 т/сут – были установлены в длинных очистных забоях шахт США в благоприятных горно-геологических условиях именно при использовании многоштрековых схем с оставлением неизвлекаемых ленточных целиков. На угольных шахтах России рекорды производительности очистных забоев достигнуты при подготовке выемочных участков спаренными выработками с широкими неизвлекаемыми целиками между ними и анкерным креплением оконтуривающих выемочный столб выработок при использовании очистного оборудования ведущих мировых производителей.

Подготовка выемочных участков спаренными выработками наибольшее распространение имеет на шахтах европейских стран, в том числе и России. На шахтах России применяются межштрековые целики, работающие как в режиме заданных нагрузок, так и в податливом режиме. В США в 2017 г. лишь 2 длинных очистных забоя из 42 (5 % от общего количества) отрабатывали выемочные участки, оконтуренные спаренными выработками. По действующим в США правилам бесцеликовая подготовка не допускается, а для подготовки участков спаренными выработками нужно специальное разрешение управления по безопасности и охране труда (MSHA). Решающим фактором при выборе таких схем является глубина разработки, превышающая 300 м. Ширина межштрековыхцеликов принимается с учетом обеспечения их работы в податливом режиме.

Подготовка с использованием трех выработок является наиболее распространенной для длинных забоев на шахтах США (34 лавы или 81 % от общего числа в 2017 г.). Поскольку наличие трех параллельных выработок предопределяет оставление двух рядов ленточных целиков для их охраны,

возможно использование целиков одинаковой или различной ширины. Например, один для работы в режиме заданных нагрузок, другой – в податливом режиме. В условиях шахт АО «СУЭК-Кузбасс» подготовка выемочных участков тремя выработками позволит расширить возможности управления газовыделением, а также обеспечить лучшие условия поддержания выработок, эффективность и безопасность работ в условиях повышенных водопритоков (использование одного из штреков в качестве дренажного).

Подготовка с использованием четырех выработок с каждой стороны столба является наиболее трудоемкой и затратной. Вместе с тем, при этом возможна отработка выемочных столбов практически любой длины, отпадает необходимость в проведении и последующем переходе механизированными комплексами вентиляционных сбоек. По таким схемам работали 6 из 42 (14 %) длинных очистных забоев в США в 2017 г. В этом случае также возможно использование целиков различной ширины, работающих в разных режимах. На шахтах США чаще всего при таких схемах из трех рядов ленточных целиков в среднем ряду оставляются широкие целики, работающие в режиме заданных нагрузок. В крайних рядах, по обеим сторонам от широких целиков, оставляются податливые целики. Такие схемы на шахтах США применяются и при отработке пластов, склонных к горным ударам.

При многоштрековой подготовке выемочных участков штреки проводятся одновременно, как правило, без присечки породы, т.е. процесс проходки можно рассматривать как добычу угля с использованием короткозабойного оборудования. Для обеспечения устойчивости штреков их стараются ориентировать параллельно направлению действия главных горизонтальных напряжений, что практически не учитывается при проектировании отработки пластов на шахтах России.

В таблице 3.1 приведены данные по параметрам систем разработки и технологических схем подготовки и отработки выемочных участков шахт АО «СУЭК-Кузбасс» в сопоставлении с лучшим мировым опытом.

Таблица 3.1 – Параметры систем разработки и технологических схем подготовки выемочных участков шахт АО «СУЭК-Кузбасс»

Показатели	Ед. изм.	Диапазон изменения		Лучший мировой опыт (США)
		Факт 2017 г.	Перспектива	
Длина лавы	м	180÷400	250÷400	300÷480 (до 540)
Длина столба	м	1000÷3720	2500÷7000	2500÷6900
Подготовка выемочных участков		спаренными выработками	спаренными выработками, тремя выработками	тремя выработками, четырьмя выработками, спаренными выработками
Размеры целиков между выемочными выработками:	м	9÷35	10÷40	7÷9 податливые целики 30÷40 жесткие целики
у монтажной камеры	м	15÷80	15÷80	60÷150 м
у демонтажной камеры	м	15÷80	15÷80	60÷150 м
между основными выработками	м	15÷30	15÷30	12÷25
Расстояние между сбойками	м	60÷200	50÷200	30÷35
Средства механизации очистных работ	комбайн	Joy 7LS-20; 7LS6; 4LS-20; Elektra-3000; EickhoffSL-500; Eickhoff SL-900	Joy 7LS-20; 7LS6; 4LS-20; Elektra-3000; EickhoffSL-500; Eickhoff SL-900;Eickhoff SL-1000	Joy 7LS(1÷6); CAT EL(600÷3000)
	конвейер	A30(34); AFC; PF; SH PF 6/1142	A38(34); AFC; PF;SH PF 6/1142	Joy; JWR; CAT
	крепь	Joy; CAT (DBT); Tagor 24/50; Глиник 15/32	Joy; CAT (DBT)	Joy; CAT (DBT)
Нагрузка на очистной забой	т/сут	8000÷55000	до 65000	57000
	тыс.т/мес	100÷1560	до 2000	1500
	тыс. т/год	2000÷5000	до 8000	7000÷12000
Характеристика выемочных выработок	форма	прямоугольная	прямоугольная	прямоугольная
	$S_{св}$, м^2	8,6÷20	9÷20	14÷18
	тип крепи	АСП и канатные анкера	АСП и канатные анкера	АСП и канатные анкера
Средства механизации проходки	комбайн	ГПКС; КП-21; Joy; Dosco; Busyrus	КП-21; Joy; Dosco; Busyrus	Joy12 CM; 14CM ABM14(20; 25)
	трансп.горной массы	СР-70; ВС-15; Joy SC	СР-70; ВС-15; Joy SC	Joy SC
	вспомогат. транспорт	МПД; напочвенная дорога	МПД	
Скорость проходки	м/сут	4÷25	20÷40	45÷76
	м/мес	120÷650	500÷1000	≥1000

Основные требования к технологическим схемам подготовки и отработки выемочных участков при применении высокопроизводительных очистных механизированных комплексов можно сформулировать следующим образом:

1. Подготовка выемочных участков должна обеспечивать возможность эффективного управления газовыделением, управления состоянием массива, полного использования технических возможностей применяемого оборудования. Критерием выбора количества подготавливающих выработок являются минимальные прямые затраты на добычу 1 т угля на выемочном участке при снятии ограничений нагрузки на очистной забой по газовому и геомеханическому факторам.

2. Применяемые средства управления газовыделением на выемочных участках (вентиляция, дегазация, изолированный отвод метановоздушной смеси) должны обеспечивать снятие ограничений нагрузок на очистные забои по газовому фактору, а также обеспечивать безопасность отработки пластов, склонных к самовозгоранию.

3. Средства управления состоянием массива должны обеспечивать геодинамическую безопасность ведения работ, устойчивое состояние выработок, исключить формирование вывалов на сопряжениях и в лавах. При проектировании порядка отработки выемочных участков в пределах шахтного поля необходимо учитывать расположение тектонически напряженных и разгруженных зон и направления главных напряжений в массиве. В случае необходимости проведения профилактических работ по управлению состоянием массива должны быть разработаны меры, исключающие их влияние на эффективную работу очистного забоя.

Одновременное выполнение всех требований возможно лишь при применении многоштрековых схем подготовки и отработки выемочных участков. При этом существенно расширяются возможности управления газовыделением на выемочных участках средствами вентиляции, дегазации и изолированного отвода метановоздушной смеси (МВС), что позволяет снять ограничения нагрузки на забой по газовому фактору, более полно использовать возможности современной

выемочной техники. Оставление целиков также может осложнить горные работы при отработке сближенных пластов. Поэтому при многоштрековых схемах подготовки корректный выбор параметров межштрековых целиков, которые обеспечивали бы устойчивость участковых выработок и не представляли опасности по горным ударам в условиях высоких скоростей подвигания очистных забоев, представляет собой важную научную задачу.

Целики, применяемые для охраны и поддержания горных выработок, следует рассматривать как специфическую крепь, которая для выполнения своих функций должна иметь силовые и деформационные характеристики, соответствующие условиям применения. В зависимости от сочетания собственной жесткости целиков, условий формирования внешних нагрузок на них и контактного взаимодействия с почвой и кровлей обеспечивается или, наоборот, не обеспечивается поддержание выработок.В отличие от других видов крепи целики способны концентрировать потенциальную энергию упругого сжатия и поэтому при проектировании их размеры в плане, поперечном и продольном сечении должны приниматься с учетом не только проблемы охраны выработок, но и предотвращения горных ударов. В необходимых случаях должно обеспечиваться планомерное разрушение целиков. Основным критерием при ведении мероприятий по обеспечению податливости целиков является их экономическая целесообразность. В результате увеличения допустимых деформаций целика могут быть решены следующие задачи:

– перераспределение нагрузок (увеличение нагрузок на барьерные целики, на выработанное пространство);

– уменьшение потерь полезного ископаемого;

– сокращение пучения почвы за счет перераспределения нагрузок;

– уменьшение воздействия на выше- или нижележащие пласты в результате образования зон повышенного горного давления (ПГД);

– обеспечение эксплуатационного состояния выработок при их поддержании с целью повышения нагрузок на очистной забой.

При подготовке выемочных участков тремя штреками между ними оставляются два ряда ленточных целиков. При этом возможны различные варианты соотношения геометрических параметров целиков и выработок (рисунок 3.1).

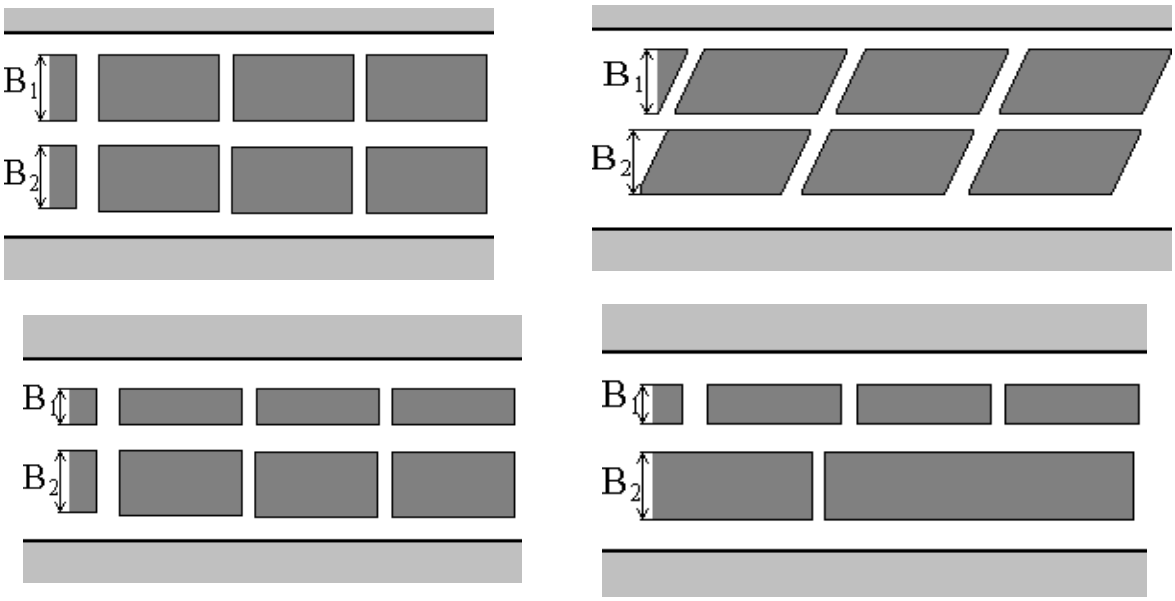


Рисунок 3.1 – Варианты расположения выработок и целиков при трехштрековой подготовке выемочных участков

Производственный опыт показывает, что интенсификация очистных работ предопределяет серьезные требования к таким производственным комплексам, как подготовительные работы, поддержание и охрана горных выработок, управление газовыделением на выемочном участке. Все это определяет актуальность работы, направленной на поиск рациональных способов подготовки выемочных столбов и управления состоянием массива, позволяющим полностью использовать технические возможности современной техники. Бесцеликовые схемы подготовки выемочных участков угольных пластов в условиях Кузбасса для решения этой задачи малоэффективны, а для подачи необходимого количества воздуха, изолированного отвода метановоздушной смеси, размещения коммуникаций, обеспечивающих работу высокопроизводительных забоев, необходим переход на многоштрековую подготовку выемочных участков. При этом, основными параметрами технологических схем будут являться количество

штреков с каждой стороны выемочного столба, длина лавы, а также параметры межштрековых целиков. Критерием перехода от двух- к трехштрековой подготовке выемочных участков являются затраты на подготовку и отработку выемочного участка при условии снятия ограничений нагрузки на очистной забой по газовому и геомеханическому факторам.

3.2 Определение рациональной длины лавы

Длина лавы является одним из основных параметров современных технологических схем интенсивной разработки угольных пластов при подземной угледобыче, поскольку предопределяет не только количество и положение участковых подготовительных выработок в пространстве и, как следствие, затраты на их проведение, но и эффективность последующих очистных работ и, в конечном итоге, экономическую эффективность функционирования угледобывающего предприятия. Устойчивая тенденция к постоянному увеличению длины лавы на шахтах России связанная с непрерывным ростом надежности и энерговооруженности современного очистного оборудования, а также неоднократное достижение рекордных показателей угледобычи на шахте с максимальным для России значением длины лавы (400 м) поднимает вопрос о целесообразности увеличении длины лавы при подземной угледобыче и определении оптимальных и предельно допустимых величин длин лав с целью повышения эффективности подземной угледобычи.

Анализ опыта работы шахт США в период с 1984 по 2016 год позволил собрать данные об изменении длины лавы и длины выемочного столба и в результате их обобщения построить графики, отражающие динамику их изменения за последние 15-30 лет (рисунки 3.2-3.3).

Длина лавы	Доля длинных очистных забоев, %					
	1984 г.	1988 г.	1993 г.	2005 г.	2011 г.	2016 г.
до 122 м (до 400 ft)	7	2	-	-	-	-
122-183 м (400-600 ft)	81	43	17	2	-	-
183-244 м (600-800 ft)	11	45	50	13	15	11
244-305 м (800-1000 ft)	2	11	30	70	19	7
305-366 м (1000-1200 ft)	-	-	2	11	34	36
366-427 м (1200-1400 ft)	-	-	-	4	6	14
427-488 м (1400-1600 ft)	-	-	-	-	26	32

Рисунок 3.2 – Динамика длин лав в США (1984-2016 г.)

Как видно из рисунка 3.2 для США является характерным постоянное снижение числа очистных забоев со 113 (1984 год) до 43 (2016 год) при увеличении нагрузки на один очистной забой и ростом длины лавы. За рассматриваемый период произошло увеличение средней длины лав со 150 м (1984 г.) до 360 м (2016 г.), которое сопровождалось одновременных увеличением длины выемочных столбов (рисунок 3.3).

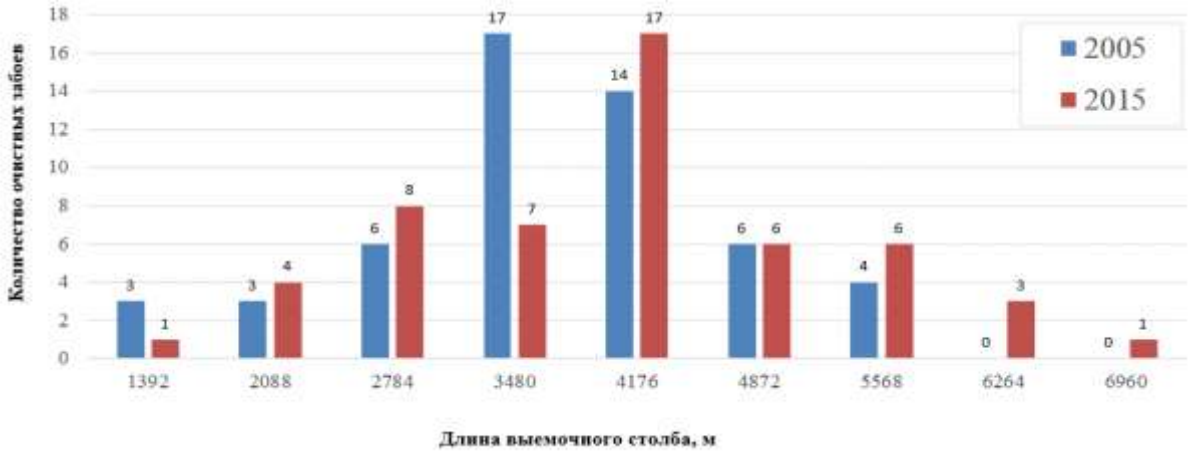


Рисунок 3.3 – Динамика длин выемочных столбов в США (2005-2015 г.)

Анализ опыта отработки выемочных участков длинными очистными забоями в США позволил установить взаимосвязь основных горно-геологических условий ведения горных работ с длиной лавы и длиной выемочного столба (рисунки 3.4-3.7).

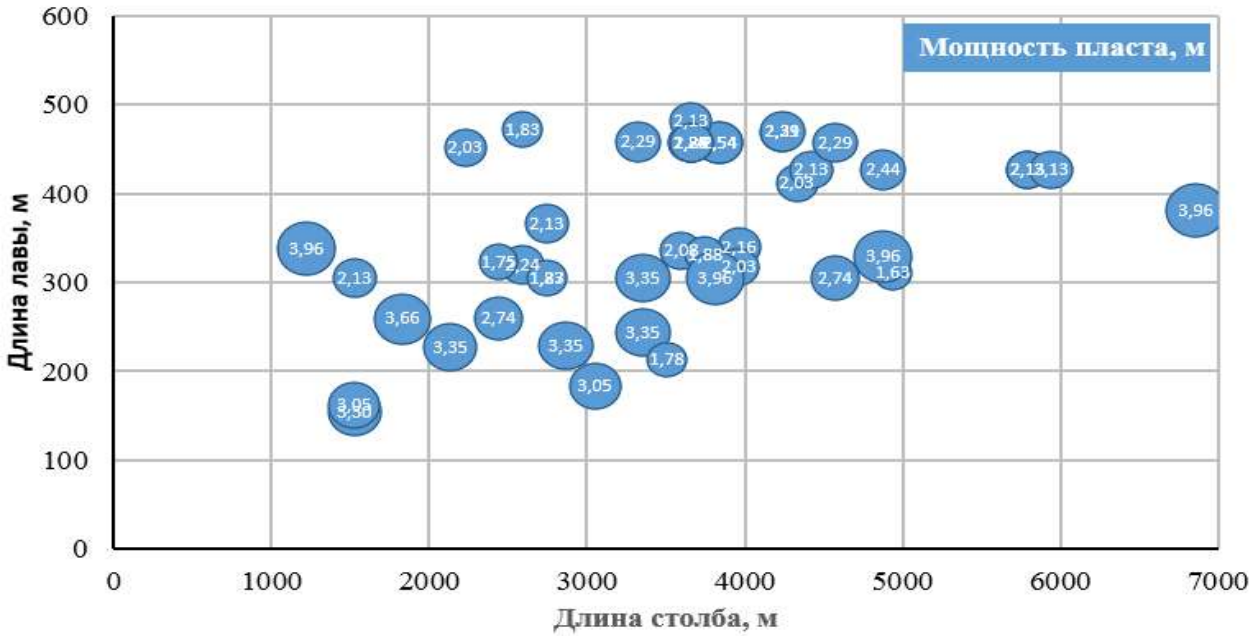


Рисунок 3.4– Взаимосвязь длины лавы с длиной столба и вынимаемой мощностью пласта (США, 2015)

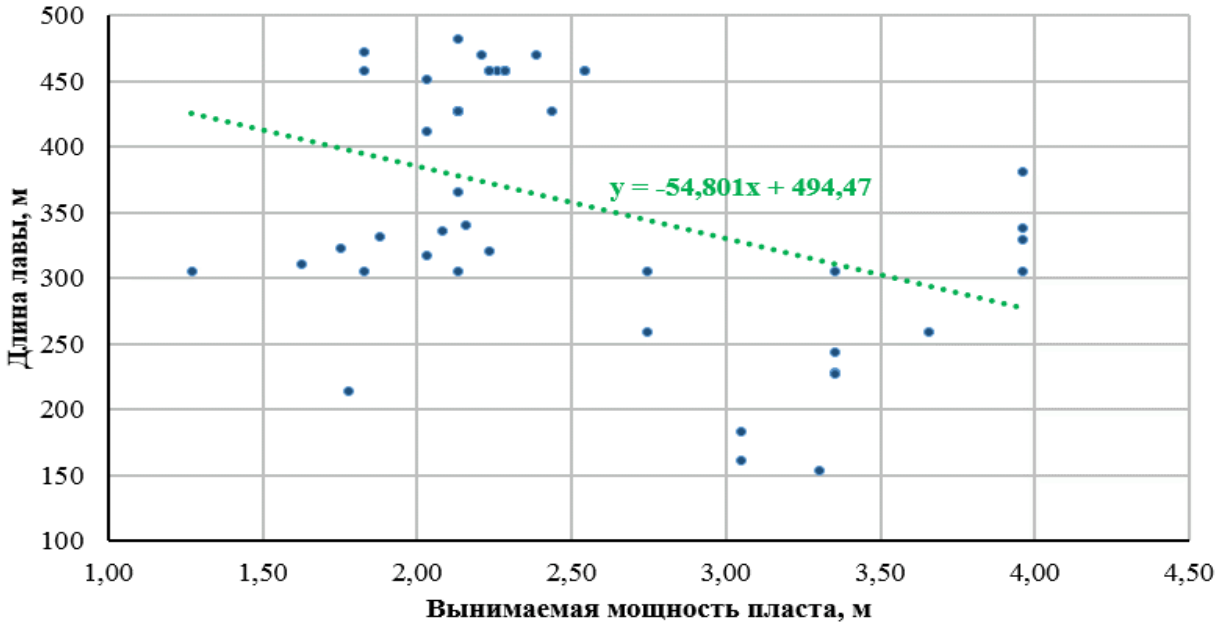


Рисунок 3.5– Взаимосвязь длины лавы и вынимаемой мощности пласта

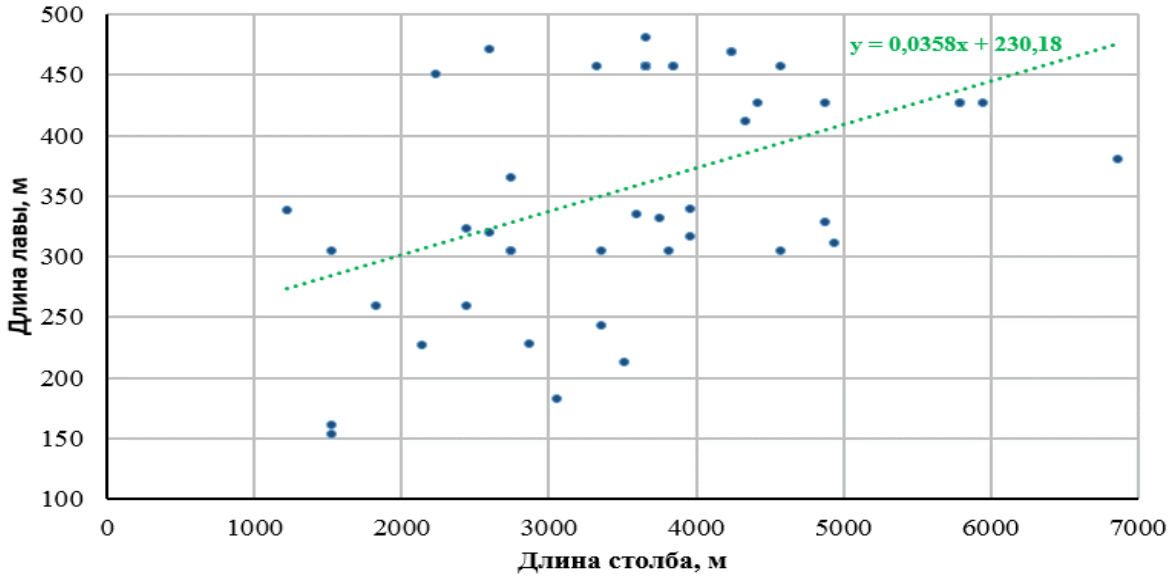


Рисунок 3.6 – Взаимосвязь длины лавы и длины выемочного столба

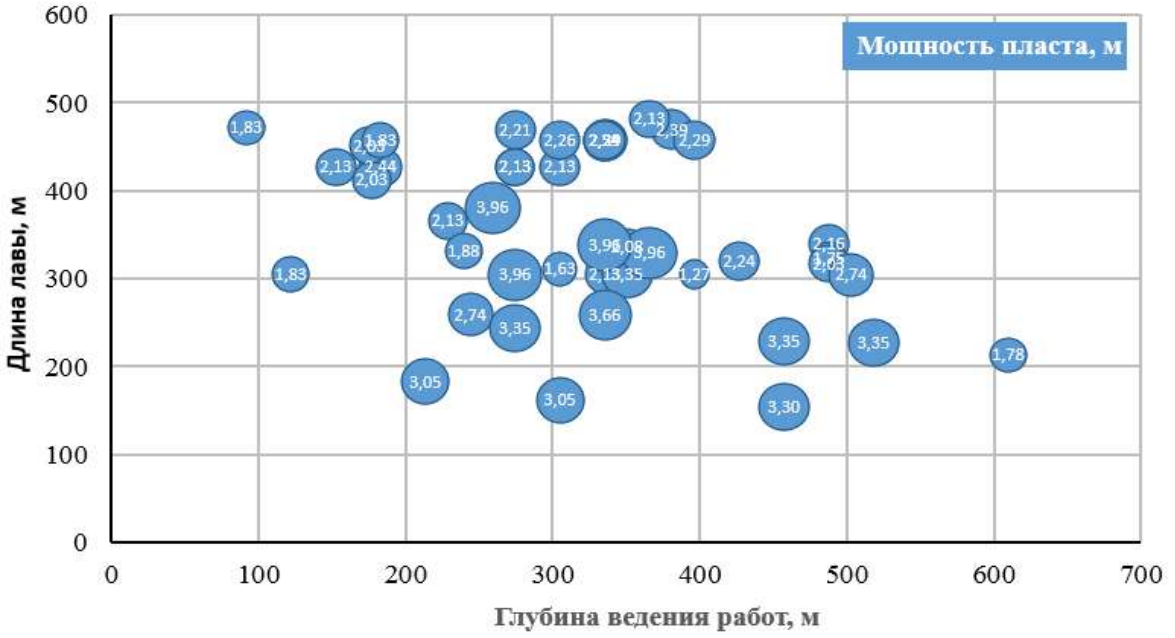


Рисунок 3.7 – Взаимосвязь длины лавы и глубины ведения горных работ (США, 2015)

Как видно из рисунка 3.4 наибольшей длиной (до 482 м) характеризуются лавы при отработке пластов мощностью до 2,6 м. При отработке пластов мощностью более 2,6 м длина лавы не превышает 400 м. Общая тенденция влияния мощности пласта на длину лавы представлена на рисунке 1.4. Как видно из рисунка 3.5 длина лавы сокращается в среднем на 54 м с увеличением мощности пласта на 1 м.

Длина лавы и длина выемочного столба также взаимосвязаны (рисунок 3.6). На каждую 1000 м увеличения длины выемочного столба длина лавы в среднем возрастает примерно на 35 м. Лавы с длиной более 350 м, доля которых составляет порядка 35% всех лав в США, работают при отработке запасов столбов с длиной от 2200 до 6900 м.

Анализ влияния глубины ведения горных работ на длину лавы показал (рисунок 3.7), что на глубинах более 400 м длина лавы не превышает 340 м.

Также была выполнена оценка объемов запасов в пределах одного выемочного столба (рисунок 3.8). Как видно из рисунка 3.8 запасы в пределах столба зависят от вынимаемой мощности пласта и длины лавы и составляют в среднем порядка 3,2 млн тонн. Вместе с тем для пластов мощностью до 2 м средняя величина запасов в столбе составляет 2,3 млн тонн, для пластов мощностью от 2 до 3 м – 4,1 млн тонн, а для пластов с вынимаемой мощностью от 3 до 4 м – 2,5 млн тонн. Снижение объемов запасов в выемочных столбах с мощностью более 3 м объясняется снижением длины лав в указанном диапазоне мощностей.

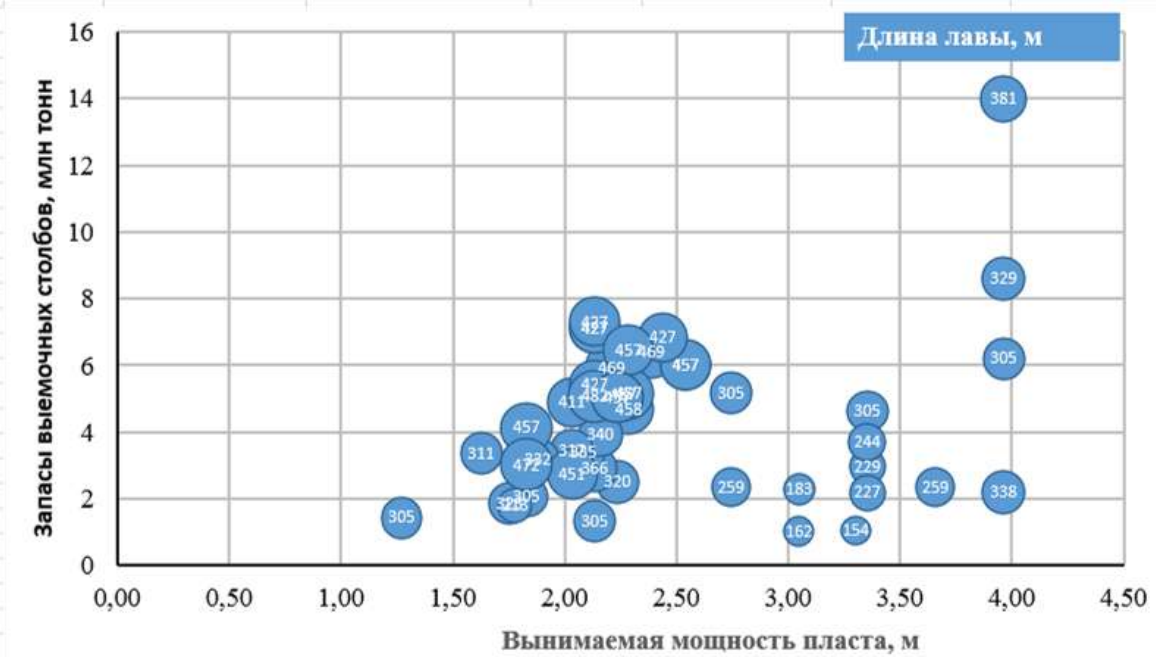


Рисунок 3.8 – Взаимосвязь вынимаемой мощности пласта и длины лавы с запасами в пределах выемочного столба

В результате анализа опыта работы длинных очистных забоев в США сделаны выводы о современных параметрах выемочных участков и о сложившихся тенденциях по их изменению, а также о влиянии на них основных горно-геологических факторов:

1) В ведущих угледобывающих странах имеет место постоянное увеличение параметров выемочных столбов (длин лав и длин выемочных столбов). В 2016 году максимальная длина лавы в США составила 482 м (средняя 360 м), максимальная длина столба 6860 м (средняя 3562 м).

2) Прослеживается четкая взаимосвязь параметров выемочных участков и вынимаемой мощности пласта. В рассматриваемом диапазоне вынимаемых мощностей пластов (с 1,27 м до 3,96 м) с ростом мощности пласта, как правило, наблюдается снижение длины лавы. При отработке мощных пластов (>3,5 м) максимальная длина лавы не превышает 381 м, при средней длине порядка 340 м, в то время как максимальная длина лавы при отработке пластов средней мощности составляет 482 м, а средняя - порядка 380 м.

3) Прослеживается взаимосвязь длины выемочного столба и длины лавы: при длине столба до 2000 м длина лавы не превышает 350 м.

4) С увеличением глубины ведения горных работ длина лавы снижается. При ведении работ на глубине более 400 м длина лавы не превышает 340 м (в среднем менее 300 м).

5) Наибольшую длину (от 411 до 482 м) имеют очистные забои, отрабатывающие пласты с вынимаемой мощностью от 1,81 до 2,54 м. Доля таких очистных забоев составляет порядка 30% всех лав США (13 из 45 в 2015 году). Длина выемочных столбов для рассматриваемых лав составляет от 2225 м до 5944 м, глубина ведения работ до 400 м.

Таким образом, практический опыт увеличения длины лавы в США показывает, что несмотря на наличие общей тенденции к увеличению длины лавы максимальные значения длин лав (400 м и более) имеют место лишь при отработке пластов мощностью 1,81-2,54 м на глубинах до 400 м. Также наблюдается снижение длины лавы с уменьшением длины столба. Вместе с тем в

России мировые рекорды производительности установлены при отработке мощного пласта (3,7 м). Указанные особенности параметров выемочных столбов в США подтверждают необходимость обоснования оптимальных длин лав для условий ведущих угледобывающих шахт России для оценки целесообразности повышения длины лав с целью обеспечения роста экономической эффективности угледобычи.

Существует целый ряд подходов к определению оптимальной длины лавы, в которых в качестве критерия оптимальности принимается минимум удельных участковых затрат или максимум чистого дисконтированного дохода. Как правило, решение задач поиска оптимальной длины лавы сводится к рассмотрению нескольких вариантов длин лав, расчету затрат для каждого из варианта и сравнительной оценке с выбором варианта, соответствующего критерию оптимальности.

При расчете оптимума по критерию минимума удельных затрат, как правило, рассматриваются участковые затраты, зависящие от длины лавы: затраты на проведение выработок, очистные работы, монтаж-демонтаж оборудования, транспорт и поддержание выработок. В качестве основного недостатка такого метода следует отметить, что полученный оптимальный по критерию минимума затрат вариант не обеспечивает для предприятия получения максимальной прибыли, поскольку не учитывает распределение денежных потоков во времени, что может приводить к ошибочным выводам и экономическому ущербу от потери прибыли. Так, например, оптимальный по критерию минимума издержек вариант может требовать значительных первоначальных капитальных затрат или приводить к существенному снижению производственной мощности предприятия с сокращением объемов притоков денежных средств.

Более рациональным подходом является применение показателей, основанных на оценке денежных потоков в течение определенного периода функционирования или всего срока службы шахты. Недостатком такого подхода, по нашему мнению, является необходимость значительных по объемам расчетов

низкая точность результатов которых предопределяется неопределенностью целого ряда показателей.

По нашему мнению, необходимым условием успешного решения оптимизационной задачи является учет реалий современной интенсивной угледобычи, а именно:

– высокая интенсивность предопределяет сокращения сроков отработки запасов отдельного выемочного столба до 1 года, а в отдельных случаях до 5-6 месяцев;

– применение современного высокопроизводительного очистного и проходческого оборудования предопределяет значительные капитальные затраты на его приобретение.

Малые сроки отработки выемочных столбов позволяют при расчете денежных потоков в пределах периода отработки отдельного выемочного столба не учитывать временной фактор, а использование удельных затрат оценить эффект от изменения длины лавы для различных категорий издержек производства. При этом сохраняется необходимость учета значительных первоначальных затрат на приобретение оборудования.

Необходимым условием корректного решения задачи по определению оптимальной длины лавы является рассмотрение только реально возможных вариантов длин лав и параметров технологических разработки пластов для реальных условий. Поскольку изменение длины лавы способно оказывать существенное влияние как на газовую обстановку - вследствие изменения объемов газовыделения из разрабатываемого пласта и пластов спутников с изменением соответственно интенсивности разрушения угля в очистном забое и площадей подработки газоносного массива, так и на геомеханическую ситуацию на выемочных участках - в результате изменения величины опорного давления лавы и раскройки шахтного поля с возможным расположением выработок в зонах ПГД. На рисунке 3.9 представлена блок-схема рекомендуемого алгоритма определения оптимальной длины лавы.

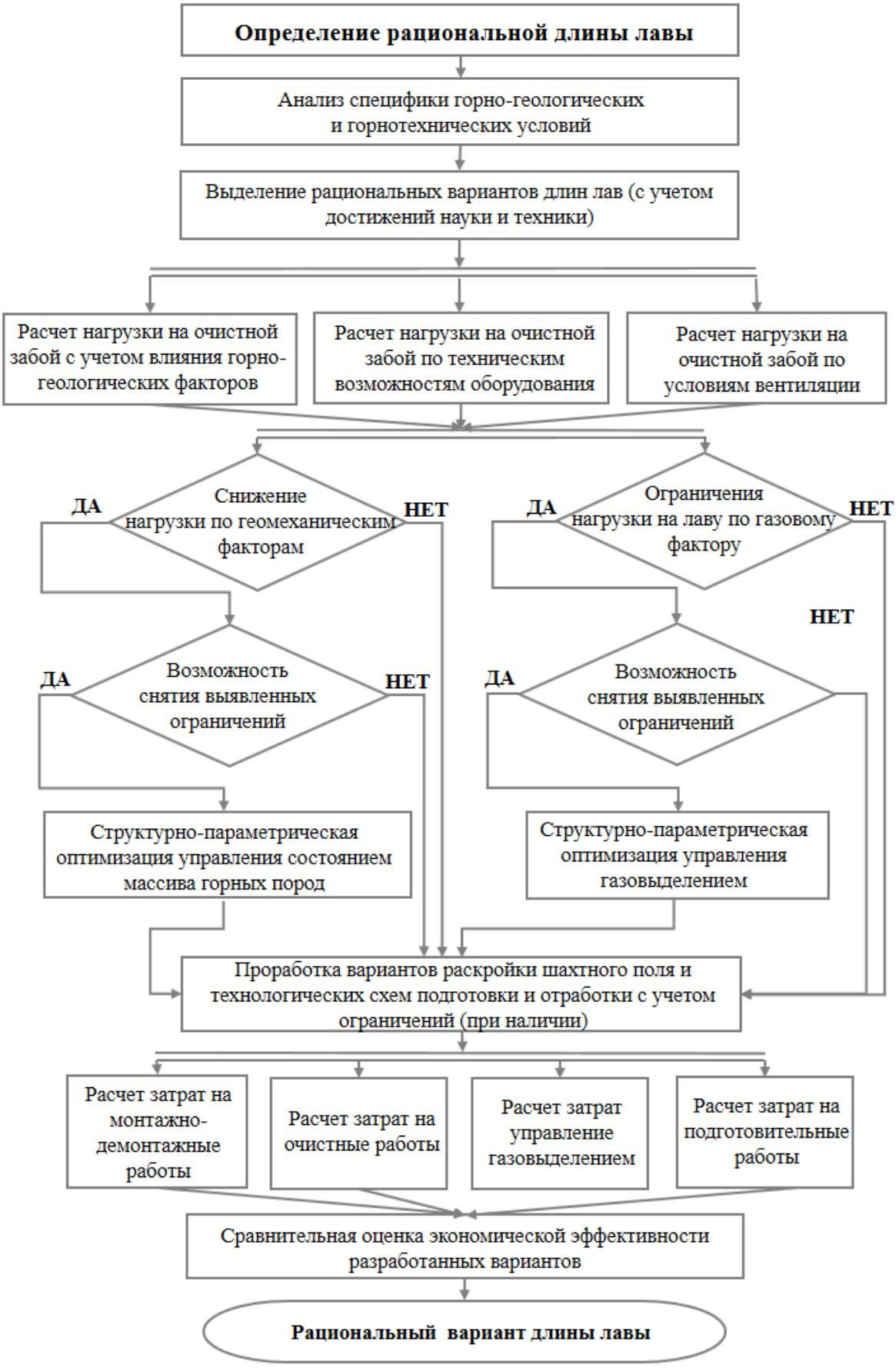


Рисунок 3.9– Блок-схема алгоритма определения рациональной (оптимальной) длины лавы

Обязательным условием корректного определения оптимальных значений длины лавы является анализ специфики горно-геологических и горнотехнических условий с выявлением ограничений, препятствующих повышению длины лавы с последующим определением рациональных параметров технологических схем для каждой из длин лав, обеспечивающих их эффективное и безопасное применение. Так, например, при отработке свит газоносных угольных пластов увеличение длины лавы может потребовать применения более эффективных способов управления газовыделением в выработки выемочных участков, приведет к изменению раскройки шахтного поля и расположению выработок в зонах ПГД, а также к необходимости увеличения размеров целиков. Подобные изменения технологических схем должны учитываться при расчете оптимальных значений лавы. Таким образом, определение оптимальных значений длины лавы сводится к сравнению экономической эффективности вариантов технологических схем разработки, соответствующих своему варианту раскройки шахтного поля.

Оптимальная длина лавы при интенсивной отработке запасов определяется, в первую очередь, следующими параметрами применяемой технологической схемы:

1. **Ограничения нагрузки на очистной забой.** Наличие ограничений производительности лавы, связанных как с ограничением производительности отдельных звеньев технологической цепочки (например, недостаточная производительность лавного, участкового или шахтного конвейера), так и с ограничениями по газовому фактору или по геомеханическим условиям ведения работ делают увеличение длины лавы нецелесообразным, поскольку с ростом длины лавы целый ряд удельных затрат (в первую очередь на очистные работы) возрастают.

2. **Затраты на проведение выемочных выработок.** Длина лавы определяет удельную стоимость затрат на проведение выработок. Оптимальная длина лавы будет в значительной степени определяться затратами на проведение выработок в условиях высоких издержек на их проведение и наоборот – при низких затратах на проведение выработок длина лавы будет в меньшей степени

зависеть от затрат на проведение выработок. Следует отметить, что с уменьшением мощности пластов влияние длины лавы на удельные затраты существенно возрастает.

3. Объемы запасов в пределах выемочного столба. Объемы запасов в пределах выемочного столба определяются мощностью пласта, длиной столба и длиной лавы. С увеличением объемов запасов выемочного столба обеспечивается снижение как значений удельных затрат на проведения участковых подготовительных выработок, так и доли удельных затрат в общих удельных затратах выемочного участка, вследствие чего влияние увеличения длины лавы при отработке мощных пластов на участковую себестоимость менее выражено и оптимальное значение лавы определяется, в первую очередь, эффективностью показателей очистных работ.

4. Затраты на очистные работы. Определяются эффективностью ведения очистных работ и нагрузкой на очистной забой. Удельные затраты на очистные работы, как правило, увеличиваются с увеличением длины лавы, поскольку скорость прироста затрат на приобретение оборудования (секции крепи и конвейер) опережает скорость прироста производительности очистного забоя, что может быть отслежено по изменению нагрузки на очистной забой и коэффициента машинного времени работы комбайна.

5. Длина выемочного столба. Длина выемочного столба оказывает определяющие влияние на длину лавы. Увеличение длины лавы на длинах столбов менее 2 км является в большинстве случаев нецелесообразным вследствие роста удельных затрат на монтажно-демонтажные работы. Однако, высокая эффективность подготовительных и очистных работ с использованием современной техники и технологий делает экономически целесообразным отработку выемочных участков с длиной столба более 1 км. Интенсивная отработка выемочных участков с размерами менее 1 км сопряжена с увеличением количества перемонтажей оборудования и, как следствие, ростом ущерба от простоев оборудования, а также увеличения доли затрат на монтажно-демонтажные работы.

6. Газообильность выемочного участка. При отработке свит газоносных угольных пластов увеличение длины лавы приводит к росту дальности распространения над выработанным пространством зон полных обрушений, интенсивной трещиноватости и разгрузки, что приводит к увеличению газовыделения в выработанное пространство, а повышение интенсивности разрушения угля также обуславливает рост метановыделения в призабойное пространство лавы, что требует применения эффективных способов управления газовыделением и обуславливает повышение соответствующих затрат. Вместе с тем в ряде случаев применение эффективных схем дегазации и изолированного отвода, имеющих значительный резерв по газовыделению, позволяет снизить удельные затраты на управление газовыделением при увеличении длины лавы за счет сохранения параметров дегазации и изолированного отвода при увеличении запасов выемочного столба.

Таким образом, основными стоимостными параметрами, определяющими себестоимость добычи угля и оптимальное (по критерию минимума удельных затрат) значение длины лавы являются, в первую очередь, затраты на очистные работы и затраты на проведение участковых подготовительных выработок. Увеличение длины лавы приводит к росту удельных затрат на очистные работы и снижению удельных затрат на подготовительные. Таким образом, минимум затрат будет определяться долей соответствующих затрат в структуре себестоимости и быстротой изменения затрат по мере изменения длины лавы.

На рисунках 3.10 и 3.11 представлены результаты определения оптимальной длины лавы для условий высокоинтенсивной разработки мощных и средней мощности пластов соответственно. Как видно из рисунка 3.10 диапазон оптимальных длин, включающий как минимальное значение (при 300 м), так и отклонение от него в пределах 5% - в диапазоне от 200 до 450 м, что объясняется незначительным изменением суммарных удельных затрат на всем протяжении указанного диапазона.

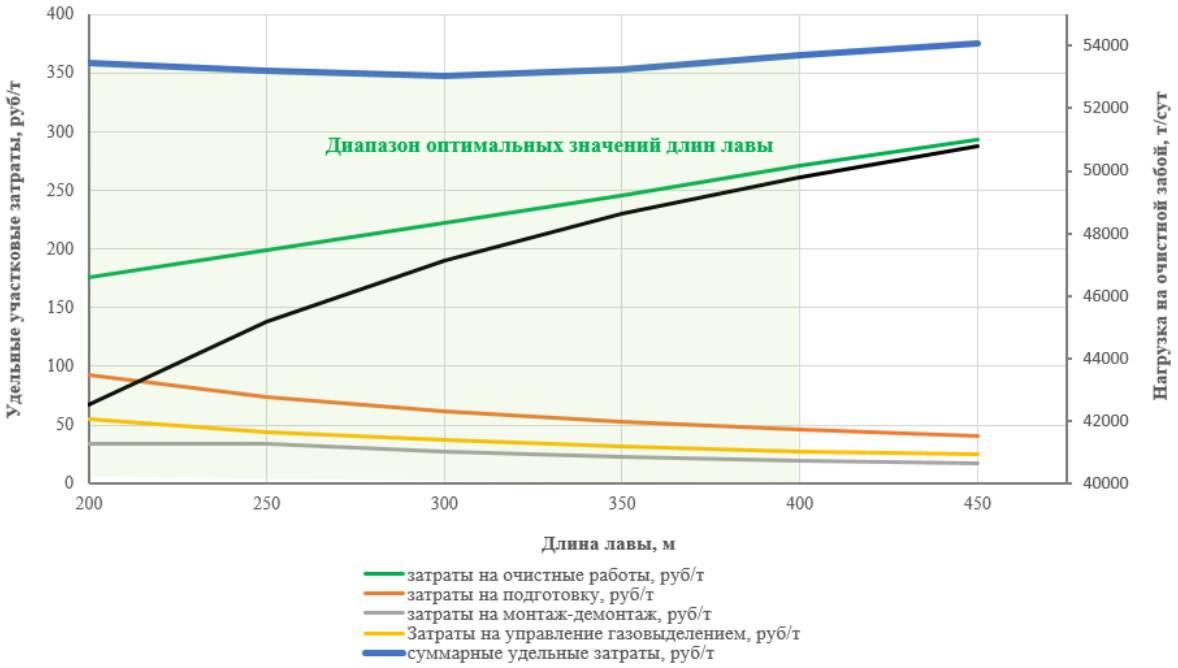


Рисунок 3.10 – Изменение удельных затрат при высокоинтенсивной отработке мощного угольного пласта

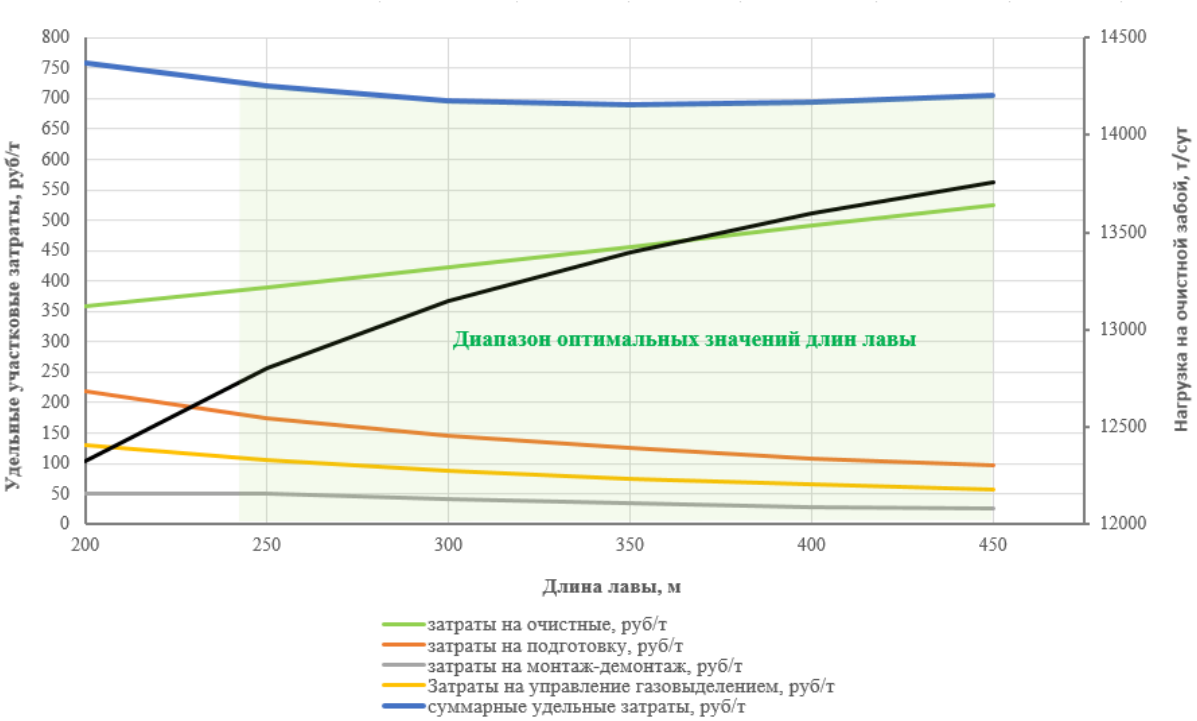


Рисунок 3.11 – Изменение удельных затрат при высокоинтенсивной отработке угольного пласта средней мощности

Из рисунка 3.11 видно, что при высокоинтенсивной разработке пластов средней мощности оптимальный диапазон длин лав будет находиться в пределах от 240 до 450 м (минимум удельных затрат при длине лавы 350 м).

Как показали выполненные исследования, основными статьями расходов, определяющими оптимальные значения длин лав, являются затраты на проведение выработок и затраты на очистные работы. При увеличении длины лавы удельные затраты на проведение выработок снижаются, а затраты на очистные работы возрастают, а быстрота изменения каждых из указанных затрат по мере изменения длины лавы и определяет диапазон максимальных значений. Таким образом, при условно постоянных затратах на проведение погонного метра участковых выработок изменение затрат на проведение выработок прямо пропорционально длине лавы и, в таком случае, оптимальная длина лавы полностью определяется удельными затратами на очистные работы.

Выполненные исследования позволили сделать вывод, что при отсутствии ограничений нагрузки на очистной забой при интенсивной отработке запасов выемочных участков негативный эффект от увеличения длины лавы будет связан с возможным ростом себестоимости добычи угля (рисунок 3.10) и увеличением первоначальных капитальных затрат на приобретение дополнительного оборудования, а позитивный – с увеличением прибыли за счет увеличения объемов выпуска продукции, а также с возможным снижением себестоимости (рисунок 3.11). Таким образом, для обеспечения экономической эффективности увеличения длины лавы достаточно обеспечить превышение прибыли от увеличения нагрузки над ущербом от повышения капитальных затрат и роста себестоимости. С учетом значительной изменчивости стоимостных параметров и необходимости обеспечения устойчивости выполнения такого неравенства нами рекомендуется обеспечения не просто превышения, а значительного превышения прибыли над ущербом.

Таким образом для оценки целесообразности изменения длины лавы может быть использована следующая математическая зависимость:

$$\Delta Q(Ц - C_2) >> \Delta K + ((C_2 - C_1)Q_1), \qquad (3.1)$$

где ΔQ – изменение объемов добычи в результате изменения длины лавы, т; Ц – отпускная цена, руб/т; C_2 – полная себестоимость добычи в результате

изменения длины лавы, руб/т; ΔK – изменение первоначальных капитальных затрат на приобретение оборудования, руб; C_1 – полная себестоимость до изменения длины лавы, руб/т; Q_1 – объемы добычи при начальной длине лавы.

В соответствии с предлагаемой зависимостью целесообразность увеличения длины лавы будет определяться приростом добычи угля, себестоимостью добычи и конъюнктурой рынка, которая в значительной степени определяет величину «маржи» (разницы между отпускной ценой и себестоимостью).

Следует отметить, что при отработке пластов средней мощности экономический эффект от увеличения длины лавы достигается, в первую очередь, за счет снижения себестоимости угледобычи благодаря уменьшению удельных затрат на подготовку выемочных участков к отработке вследствие их значительной доли в структуре себестоимости (рисунок 3.11), а при отработке мощных пластов – за счет прироста объемов добычи угля.

Таким образом, необходимым условием эффективного устойчивого функционирования угледобывающих шахт является высокая эффективность очистных работ, обеспечивающих низкую себестоимость при стабильно высоких нагрузках на лаву. Для условий интенсивной разработки мощных пологих пластов в качестве оптимальной может быть рекомендована длина лавы 300-400 м, а для пластов средней мощности 300-450 м.

Следует отметить, что полученные выводы относительно оптимальной длины лавы полностью согласуются с фактическими длинами лав в США, где все лавы, имеющие длину более 411 м (30 % всех очистных забоев), разрабатывают пласты мощностью менее 2,54 м.

3.3 Лабораторные исследование влияния параметров укрепления межлавных целиков на их устойчивость

Метод моделирования на эквивалентных материалах (ЭМ) базируется на теории подобия и состоит в воспроизведении в определенном масштабе структуры и физико-механических характеристик массива, реального процесса добычи полезного ископаемого на заданной глубине залегания, определении

качественных и количественных характеристик напряжений и деформаций в блочном массиве.

С помощью моделирования на ЭМ было проведено исследование условий работы целиков при подготовке выемочных столбов двумя штреками в условиях шахт «СУЭК-Кузбасс» для разработки методов определения размеров околоштрековых целиков и дальнейшего применения данной схемы на практике.

При разработке ЭМ для данной модели за основу приняты критерии прочностного и временного подобия, при помощи которых были подобраны песчано-эпоксиароматические материалы, содержащие в качестве основного по массе компонента (наполнителя) кварцевый песок, а в качестве связующего – эпоксидную смолу ЭД-20 в паре с отвердителем – полиэтиленполиамином. Кварцевый песок предварительно подвергался сушке и просеиванию. Соотношение между основными компонентами составляло 0,3-1,7% (по массе) в зависимости от требуемых значений физико-механических параметров.

Готовые смеси уплотнялись специальными катками, обеспечивающими давление 235 г/см. Число циклов укатки 15. Реальные и моделируемые прочностные характеристики горных пород определялись по результатам испытаний на образцах горных пород и с учетом средних коэффициентов структурных ослаблений (для перехода от показателя прочности в образце к массиву) [193].

После подбора рецептуры ЭМ на стенде с использованием скользящей опалубки изготавливалась модель по технологии, аналогичной изготовлению образцов из ЭМ.

К основным техническим средствам моделирования относятся стенды для изготовления и исследования моделей, пригрузочные устройства, датчики напряжений и деформаций, информационно–измерительные системы.

При изготовлении модели (рисунок 3.12) массив оснащался профильными линиями геометрического нивелирования и датчиками напряжений, заложенныхна различных горизонтах.

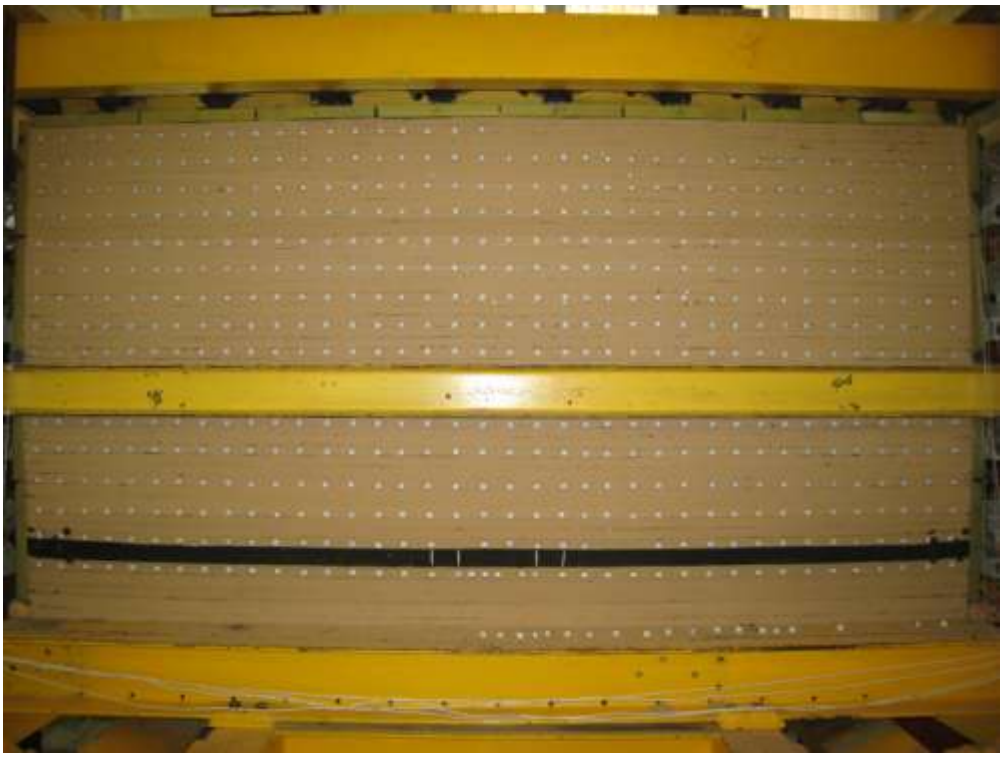


Рисунок 3.12– Физическая модель горного массива

Напряжения в массиве определялись с помощью микродатчиков МДГ-2 и МДГ-3, не препятствующих развитию геомеханических процессов при моделировании горных работ и устанавливаемых внутри моделей в процессе их изготовления. Миниатюрные датчики (15 х 1,5 мм) типаМДГ-2 и МДГ-3 (А.с. № 1208486, А.с. № 1778566) предназначены для определения напряжений, нормальных к рабочей поверхности мембраны в мелкодисперсных материалах с модулем упругости до 1000 МПа и с напряжениями до 1,5 МПа. Надежность определения напряжений составляет 95% при доверительных границах относительной погрешности измерений в пределах 5% [193]. Датчики подключались к информационно-измерительной системе СИИТ-3, обеспечивающей опрос датчиков по внешнему сигналу с ПК со скоростью 30 измерений в секунду.

Схемы расположения реперов (марок) и датчиков приведены на рисунке 3.12. На поверхности модели в кровле угольного пласта на 15 горизонтах были закреплены марки для оценки смещений отдельных элементов массива. Расстояния между марками, приведенные к условиям натуры, по вертикали и по

горизонтали составляли от 5 до 10 м. Точность определения координат марки цифровой камерой типа CANON-620 с разрешением 7,1 МП составила около 0,2 мм в модели или 20 мм в условиях натуры.

Реализация граничных условий обеспечивалась с помощью системы управления стендом и специального программного обеспечения, позволяющего формировать нагружение модели вертикальными и горизонтальными силовыми элементами в соответствии с эпюрами нагрузок, полученными в результате расчетов методом численного моделирования, для различных характерных этапов ведения горных работ.

Работа программы осуществляется следующим образом: на компьютере устанавливаются параметры эпюры нагрузок на данном этапе, а также та или иная закономерность изменения скорости, необходимая для реализации оптимального режима регулирования вблизи заданной величины нагрузки по каждому из силовых элементов. После достижения заданной величины нагрузки (с заданной точностью) нагружение данного силового элемента приостанавливается. Когда заданная величина нагрузки достигается всеми элементами, система переводится в режим саморегулирования и поддержания заданной эпюры на прежнем уровне.

Обеспечение работы программы производится с помощью информационно-измерительной системы СИИТ-3, интерфейса И-1, платы ЦАП, платы АЦП, блока усилителей, силовых элементов ЭИМ.

Из 16 силовых элементов 8 расположены вертикально, а остальные горизонтально – по 4 с каждой стороны. Этому расположению СЭ соответствует интерфейс пользователя на экране монитора. Примеры интерфейса пользователя, позволяющего следить в режиме реального времени за процессами нагружения и разгрузки модели в соответствии с заданными эпюрами, приведены на рисунке 3.13.

Рисунок 3.13 – Интерфейс пользователя для 16 силовых элементов

Моделирование горных работ проводилось в 7 этапов. На этапах 1, 2 моделировалось прохождениеобоих штреков. На этапе 3 моделировалось изменение эпюры давления при отработке правой панели шириной 40 м при приближении забоя к исследуемой области массива. На этапе 4 - изменение эпюры давления при отработке левой панели на ширину 20 м. На этапе 5 - изменение эпюры давления при отработке левой панели шириной 40 м при приближении забоя к исследуемой области массива. На этапе 6 - правая панель отрабатывалась до ширины 65 м. На этапе 7– отрабатывалась левая панель до ширины 65 м. На рисунках 3.14 и 3.15 приведены примеры схемы и фотография модели после отработки обеих панелей на ширину 40 м. На рисунках 3.16 и 3.17 представлены результаты определения вертикальных и горизонтальных напряжений на отдельных этапах горных работ.

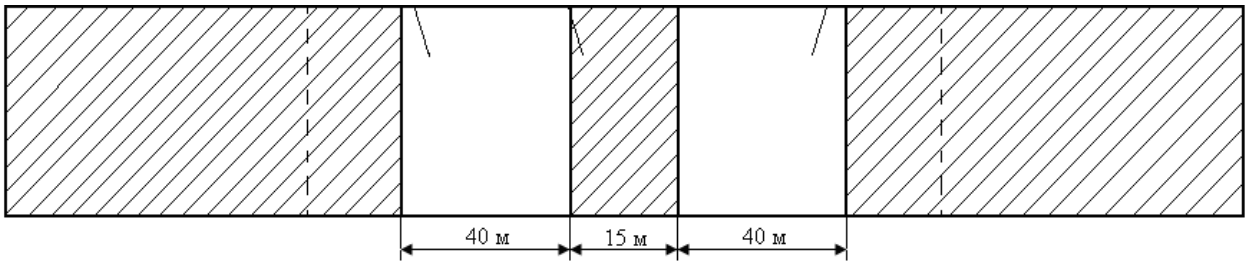


Рисунок 3.14– Схема отработки панелей на ширину 40 м

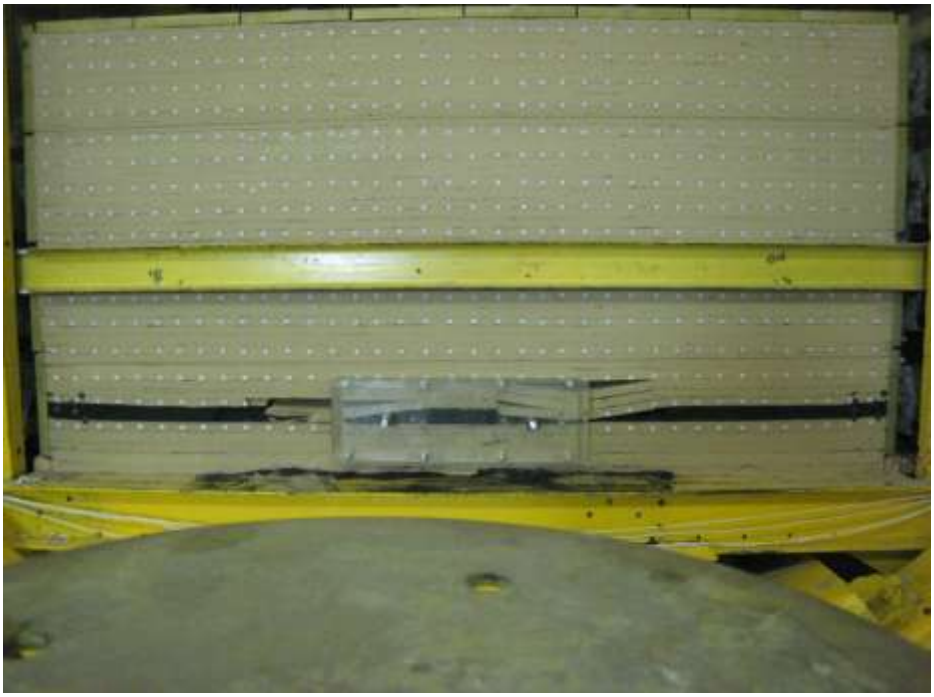


Рисунок 3.15 – Фото модели

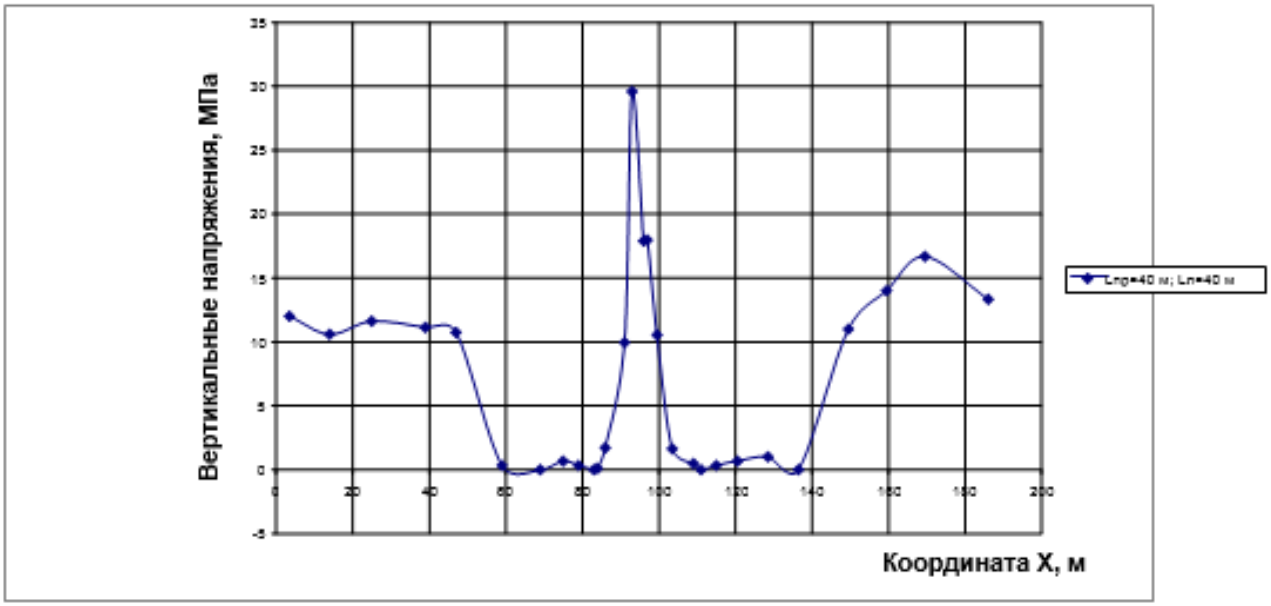


Рисунок 3.16 – Изменение вертикальных напряжений после отработки двух панелей по 40 м

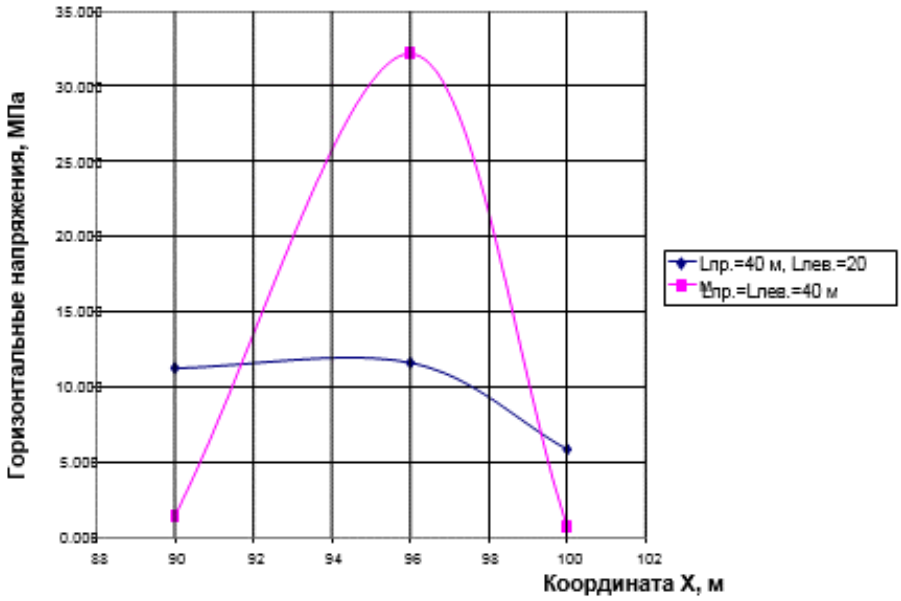


Рисунок 3.17– Изменения горизонтальных напряжений в кровле целика после отработки правых и левых панелей на ширину 40 м

Результаты обработки реперных марок, расположенных в кровле выработки, при отработке правой панели в зоне ее влияния приведены на рисунке 3.18.

Рисунок 3.18 – Изменение вертикальных смещений кровли на расстоянии 7 м от угольного пласта после отработки двух панелей по 40 м

Анализ фото исследуемого участка показывает, что максимальные смещения непосредственной кровли достигают мощности вынутого пласта.

В дальнейшем на моделях из ЭМ исследовалось влияние плотности установки стяжек на несущую способность целика. Использовались значения параметров ленточного целика в модели: среднее значение коэффициента структурного ослабления0,3; прочность при сжатии с учетом коэффициента структурного ослабления 15 МПа; высота целика 3 м; ширина целика 15 м; Средняя прочность ЭМ 0,075 МПа.

Укрепление ленточного целикапроводилось с помощью стяжек. Данные моделирования [193] показывают, что прочность образцов увеличивается при увеличении относительной площади их бокового перекрытия с помощью стяжек ($S_{ст}/S_{бок}$). Длявыяснения влияния стяжек на прочность целиков применительно к условиям «СУЭК-Кузбасса» были проведены дополнительные испытания образцов из выбранного типа ЭМ. Испытывались четыре модели целика: без стяжек, с плотностью установки стяжек $S_{ст}/S_{бок}$=0,11; $S_{ст}/S_{бок}$=0,15; $S_{ст}/S_{бок}$=0,22 при одно- и двухрядном расположении стяжек с расстоянием между стяжками 20 и 30 мм.

Испытания проводились на прессе, обеспечивающем максимальную нагрузку 20 т, соответствующие максимальному среднему напряжению в целиках 5,555 МПа. При этом производилось фотографирование целиков. По результатам обработки фотокадров определялись параметры деформирования целиков в зависимости от нагрузки.

В результате экспериментов были установлены зависимости влияния коэффициента формы (отношение высоты целика к его ширине m/b=0,2-1) и плотности установки стяжек на прочность целика (рисунки 3.19-3.21). На рисунке 3.22 приведена одна из схем испытания целика при варьировании плотности установки стяжек.

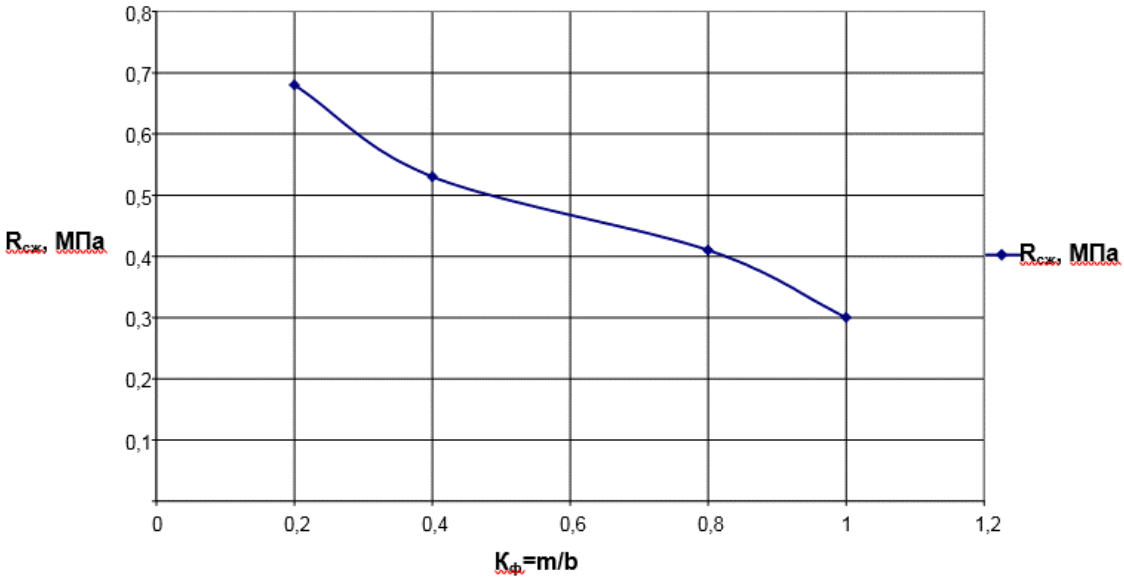


Рисунок 3.19 – Зависимость прочности образцов ЭМ от коэффициента формы $К_ф$=m/b

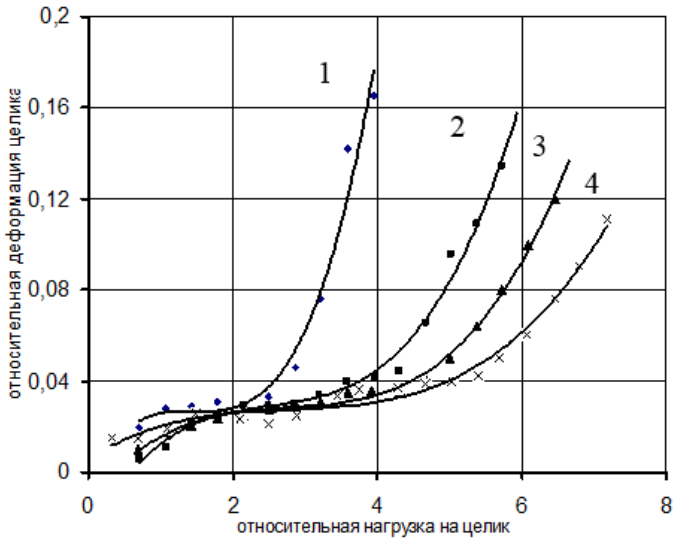


Рисунок 3.20 – Зависимость деформирования целика от действующей нагрузки при различной плотности установки скрепляющих элементов

1– без укрепления; 2 – укрепление 11% Sбок; 3 – 15%; 4 – 22%

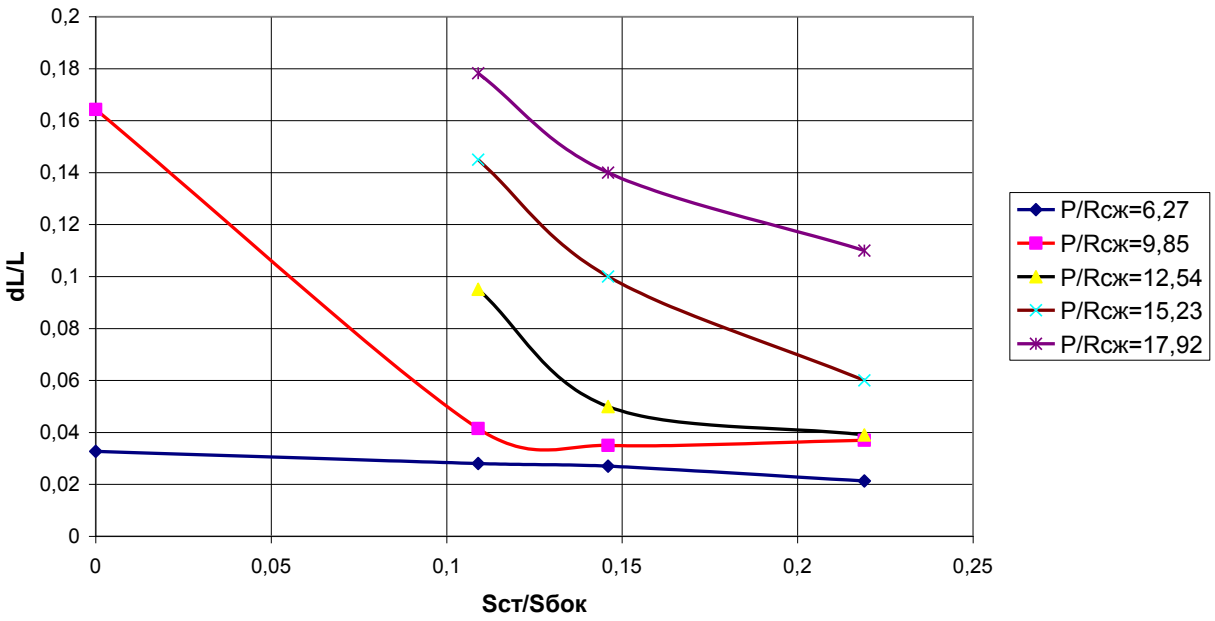


Рисунок 3.21 – Зависимость деформирования целика от плотности установки стяжек при различных напряжениях

Рисунок 3.22 –Стяжки расположены вдва ряда через 20 мм (нагрузка максимальна)

3.4 Экспериментально-аналитические исследования влияния параметров многоштрековой подготовки на напряженно-деформированное состояние основных элементов массива

Использование экспериментально-аналитического метода для оценки величин компонентов НДС в массиве горных пород (МГП) требует наличия обобщенных данных о геологическом строении МГП в зоне отработки, например, пласта 52 (шахта «Котинская» и шахта № 7). Необходимы также данные о физико-механических характеристиках составляющих массив литотипов горных пород. Имея указанную информацию и данные о параметрах прогрессивной технологии многоштрековой подготовки добычных участков, осуществляется выбор и обоснование метода экспериментально-аналитического исследования решаемой задачи. Реализация его позволяет получить достаточные данные о НДС элементов МГП.

Анализ механических свойств и текстурно-структурных особенностей рассматриваемого угольного месторождения показал необходимость решения геомеханической задачи оценки напряженно-деформированного состояния однородной, многосвязанной, квазисплошной среды, условия на границе выделенных объектов (выработок, целиков, непосредственной кровли) в которой не могут быть априорно (умозрительно) заданы достаточно отвечающими таковым в натуре. Математически невозможно получить замкнутые решения однородного уравнения, описывающего механическое состояние конкретных элементов МГП (вмещающих, в частности пласт 52). Соответственно, невозможно и надежное использование чисто аналитических методов при решении всего комплекса оцениваемых параметров НДС в массиве, вмещающем пл. 52.

Анализ механических процессов, протекающих в МГП при отработке угольного пласта (52), целесообразно осуществлять с использованием численных методов. Анализ возможности применения данных методов исследования НДС массива, в том числе и в трехмерной постановке, показал перспективность таких

подходов при решении геомеханических задач оценки состояний геометрически нерегулярных элементов горного массива, что достаточно отвечает условиям рассматриваемых геомеханических задач применительно к угольным месторождениям.

Как следует из постановки настоящих исследований, оценка НДС МГП вкрест выемочных штреков представляет собой сложную горно-геомеханическую задачу, наиболее эффективное решение которой достигается комплексным, аналитико-экспериментальным подходом. В этой связи, при решении вопросов об оценке в элементах массива (целики, кровля выработок и др.) в работе принят комплексный принцип исследований - численный эксперимент (с применением МГЭ) и теоретическое обобщение результатов изучения механических процессов в исследуемых объектах.

Выполненное обобщение методических особенностей численного решения задач с применением МГЭ достаточно для использования его при исследовании НДС на базе горно-геомеханических моделей (ГГМ) и расчетных схем (РС), отражающих механическое состояние элементов неоднородного угленосного массива горных пород в окрестности выемочных штреков при трехштрековой подготовке выемочных участков.

Для определения качественных закономерностей при изменениях податливости целиков и соотношения их ширины примем условия шахты «Котинская» по пл. 52.

Геологические характеристики обобщены (рисунок 3.23) в зоне залегания пл. 52 (скважины 15931-15939 и др.).

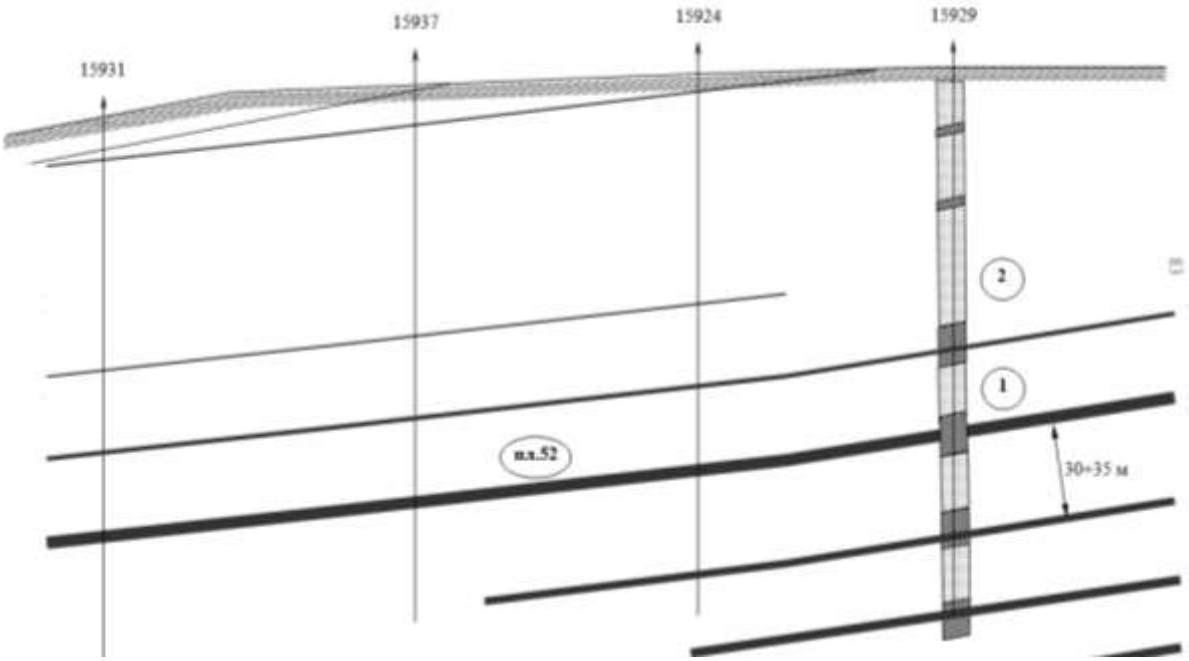


Рисунок 3.23– Характерный структурный геологический разрез: пласт 52 (шахта «Котинская» и шахта № 7)

Выполненное обобщение (для налегающей толщи пород) показало, что характерными – для выделенных пакетов МГПявляются на рассматриваемых глубинах (оценочно до ~ 400 м): песчаники мелко- и среднезернистые, трещиноватые, а также алевролиты мелкозернистые, переслаиваемые крупнозернистыми их литотипами, трещиноватые. В этой же толще залегают угольные пласты, представленные углями марки “ДГ”.

Массив, подстилающий пл. 52, в основном характеризуется теми же разновидностями пород, что и рассмотренные выше: алевролитами и песчаниками.

Ложные кровля и почва пл. 52 характеризуются наличием в них слоистых мелкозернистых и углистых алевролитов, весьма неустойчивых мощностью до ~ 1 м.

Непосредственная кровля (НК), а также непосредственная почва (НП) рассматриваемого пласта представлены, в основном, мелкозернистымиалевролитами при соответствующих мощностях до ~ 15÷18 м и до ~ 3 ÷ 5 м.

В основной кровле (ОК) и основной почве (ОП) пласта залегают мелко- и среднезернистые песчаники, характеризуемые мощностями до mОК ≈ mВП ≈ 20 м.

На рисунке 3.24 представлен осредненный разрез толщи пород, вмещающих пл. 52. Разрез отвечает зоне, требуемой для оценки НДС элементов массива в окрестности рассматриваемых в работе штреков.

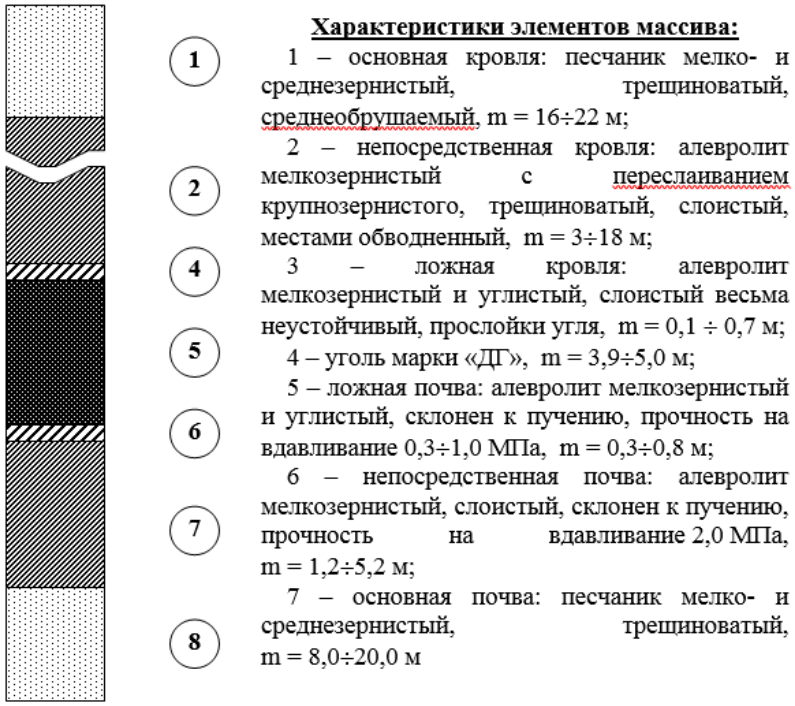


Рисунок 3.24 – Осредненный геологический разрез массива, вмещающего пл. 52

Комплексы литотипов пород (включая и угольные пласты) залегают в рассматриваемой области массива достаточно согласовано, имея углы падения в диапазоне от ~ 5÷7°до ~ 10÷12°. Указанные углы позволяют считать (для данной задачи) значения вертикальных (относительно исследуемых элементов массива) компонентов гравитационных сил величинами постоянными.

Анализ геологического строения массива, вмещающего угольные пласты (конкретно – пл. 52), позволяет характеризовать его как достаточно изотропную (квазисплошную) среду по напластованию выделенных пакетов литотипов горных пород. Для оценки влияния геостатических нагрузок на элементы массива (например, на междуштрековые целики - МШЦ) необходимы данные о глубинах ведения работ и средневзвешенной величине объемного веса пород налегающей толщи.

Глубину ведения горных работ целесообразно принимать реально наибольшей, в данном случае $H \approx 400$ м. Средневзвешенная величина объемного веса пород в налегающей толще (с учетом выделенных в ней пакетов характерных литотипов пород) оценивается [48 и др.] величиной $\gamma \approx 2{,}5 \div 2{,}6$ т·с/м3. Это следует из учета мощностей указанных пакетов, составляющих $m_{песч} \approx 60$ м; $m_{алевр} \approx 100$ м; $m_{уг} \approx 10$ м, а также соответствующих им значений $\gamma_{песч} \approx 2{,}65$ т·с/м3; $\gamma_{алевр} \approx 2{,}5$ т·с/м3; $\gamma_{уг} \approx 2{,}0$ т·с/м3.

По тем же пакетам пород оценены их механические характеристики – модули деформаций, коэффициенты Пуассона и пределы прочности при сжатии:

- для пакетов, содержащих преимущественно песчаники:

$E_п \approx 50\,000$ МПа; $\mu_п \approx 0{,}12$; $\sigma_{сж.п.} \approx 100$ МПа;

- для пакетов, содержащих преимущественно алевролиты:

$E_{ал} \approx 50\,000$ МПа; $\mu_{ал} \approx 0{,}24$; $\sigma_{СЖ.ал.} \approx 75$ МПа;

- для углей:

$E_У \approx 20\,000$ МПа; $\mu_У \approx 0{,}15$; $\sigma_{сж.у.} \approx 18$ МПа.

Средневзвешенные характеристики для пород налегающего и подстилающего массива (исключая породы непосредственной кровли пл. 52), исходя из приведенных данных, будут характеризоваться параметрами: модули коэффициент Пуассона $\mu \approx 0{,}18$.

Деформационные параметры пород НК оцениваются величинами: $E \approx 50\,000$ МПа; $\mu \approx 0{,}24$.

Отметим, что геологическое строение вмещающего массива позволяет констатировать наличие условий типа $\tau \to \infty$ в зоне контакта НК-ОК.

Исследование НДС ([115 и др.] элементов массива при трехштрековой подготовке выемочных участков пл. 52 выполняется для сечения 1-1 (рисунок 3.25), так как данная зона отвечает условиям выраженно-ассиметричного нагружения МШЦ в наиболее длительном времени их нагружения.

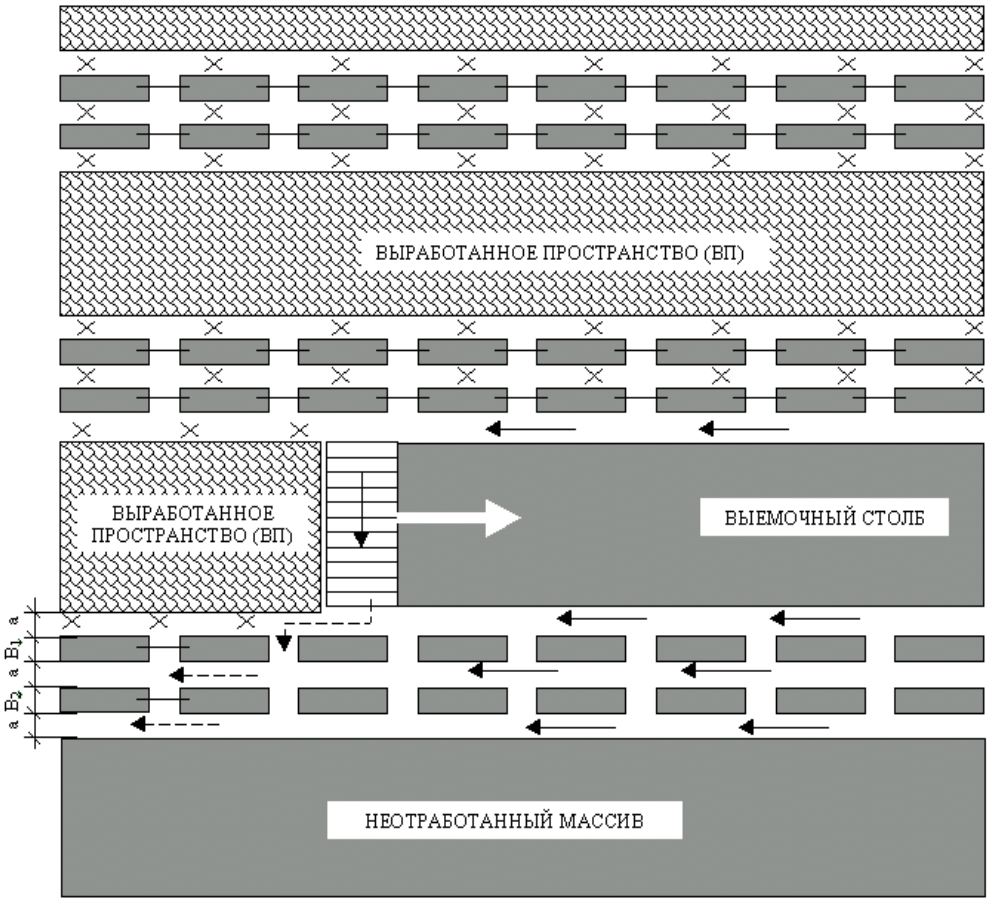


Рисунок 3.25 – Схема подготовки выемочных участков пласта 52 (трехштрековая)

Горно-техническая схема для указанного сечения приведена на рисунке 3.26.

Отметим, что принятая мощность НК оценена в соответствии с применяемым в лавах пл. 52 способом управления кровлей «полным обрушением».

Эффективность такого способа обеспечивается, как известно, достаточным «подпором» кровли обрушенными породами НК в выработанном пространстве (ВП). Такой «подпор» формируется при мощности mВП ~ 6 м,что отвечает наибольшему коэффициенту разрыхления пород nmax ≈ 1,45÷1,5 при обрушении НК и наименьшему значению ее мощности. Деформационные параметры пород в ВП отвечают предельным характеристикам: модулю спада ЕВП ≈ 900 МПа и коэффициенту Пуассона μВП ≈ 0,4 [115].

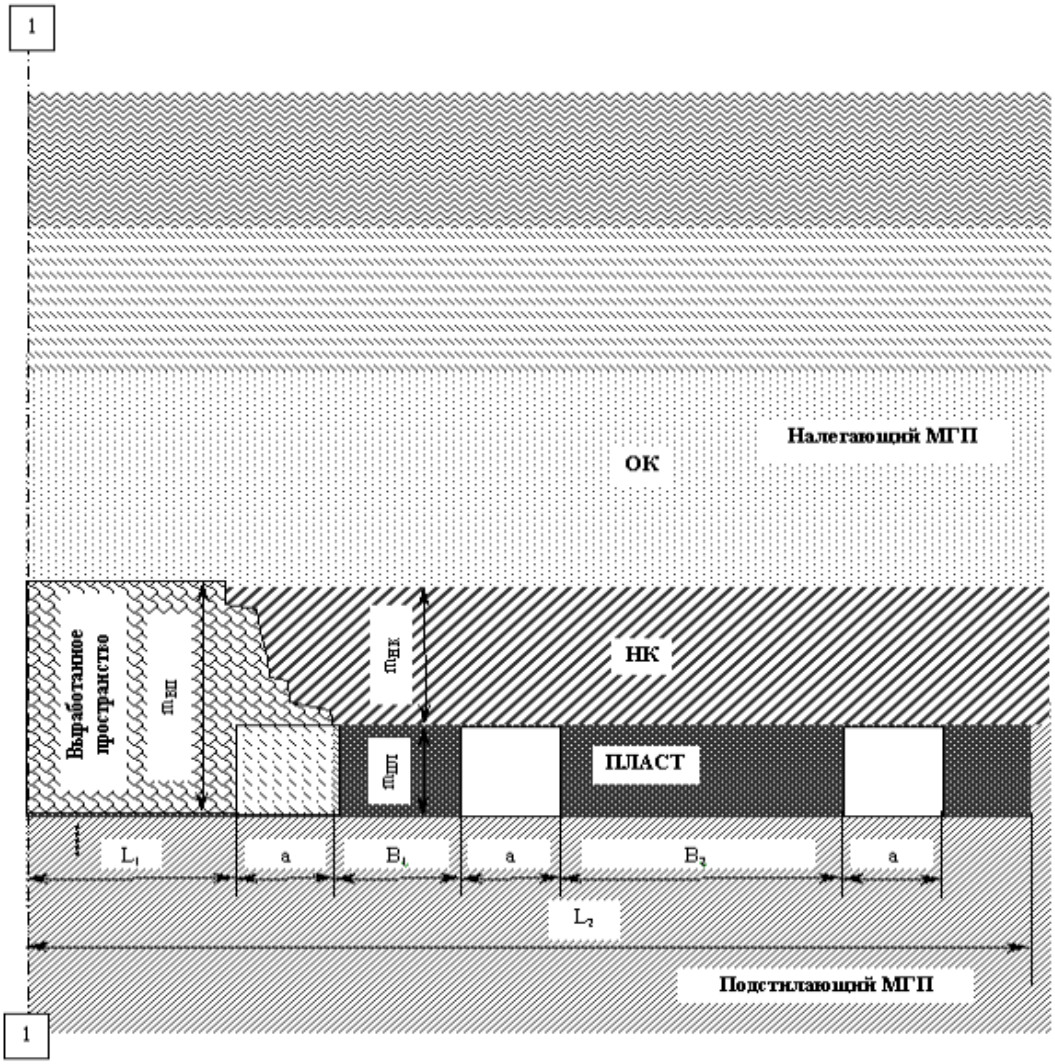


Рисунок 3.26 – Горно-техническая схема (ГТС) исследуемой зоны выемочного участка при трехштрековой подготовке

1 – ось симметрии лавы ($L_Л$ = 250 м); 2 – ВП; L_1 = 0,5 $L_Л$; L_2 = 350 м (зона влияниявыработок на массив); a = 5 м (ширина штреков); B_1 = 10 м (ширина первого от ВП целика); B_2 = 25 м (ширина второго от ВП целика); $m_{НК}$ = 6 м; $m_П$ = 6 м; $m_{ВП}$ = 10 м

Для разработки горно-геомеханической модели (ГГМ) и соответствующей расчетной схемы (РС) был выполнен анализ действующих (либо априори действующих) в МГП усилий, определяющих НДС исследуемых элементов массива в зоне сечения 1-1 (рисунок 3.27).

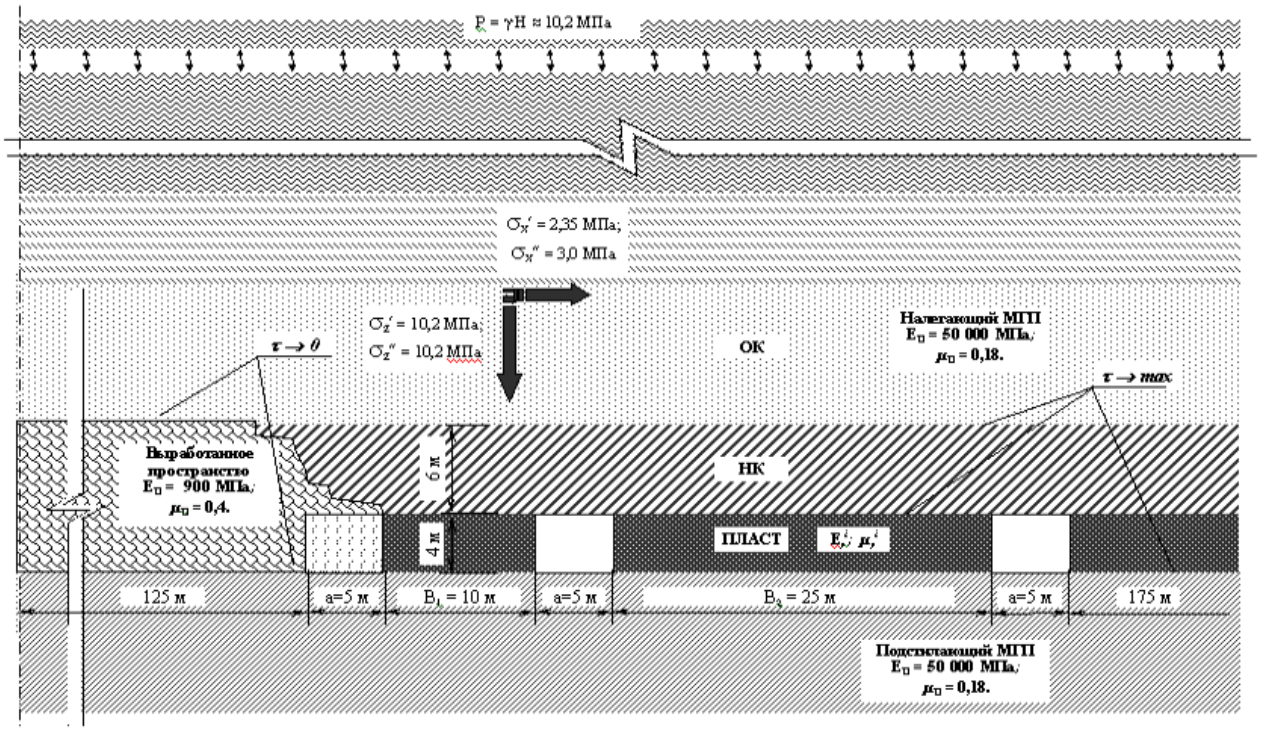


Рисунок 3.27 – ГГМ(РС) для условий сечения 1-1 на рисунке 3.26

I– пласт «без обработки»: $E_У$ = 20 000 Мпа; μ = 0,15;II – пласт «обработан»: $E_У$ = 15 000 Мпа; μ = 0,19; III–пласт «обработан»: $E_У$ = 10 000 Мпа; μ = 0,25. Примечание: «обработаны» только МШЦ: B_1 и B_2 (II и III).

Наиболее характерным полем напряжений в массиве может быть принято геостатическое поле, вертикальная компонента которого (согласно приведенным данным) составит $\sigma У \approx \gamma \cdot H \approx 10{,}2$ МПа; а горизонтальная $\sigma X \approx \lambda \cdot \sigma У \approx 2{,}3$ МПа (λ - коэффициент Динника).

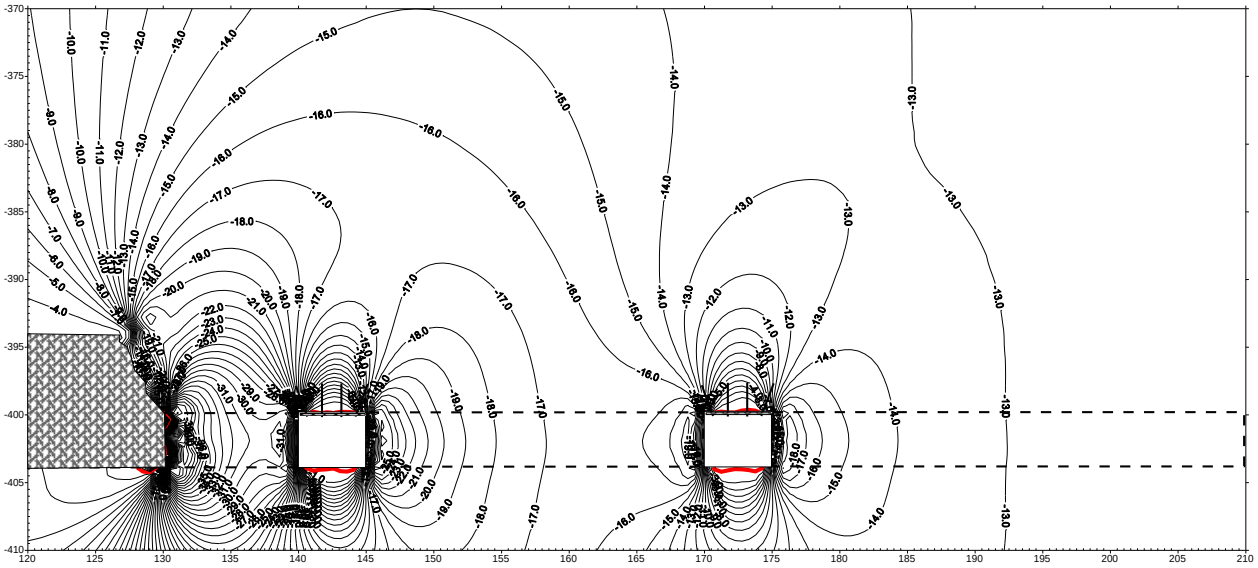
В то же время, как известно [47, 117 и др.], регион Кузбасса подвержен и действию неотектонических сил. Последние могут обусловливать наличие в массивах повышенных (относительно «геостатики»[51]) величин горизонтальной составляющей поля.

Поскольку этот вопрос требует проведения специальных исследований [117], то автором в рамках получения мотивированной оценки роли таких напряженийаприори была принята возможность роста горизонтальной компоненты напряжений приблизительно на 30 % относительно таковой для геостатического поля (т.е. $\sigma X \approx 3$ МПа).

Рассмотренные вопросы учтены при разработке горно-геомеханической модели.

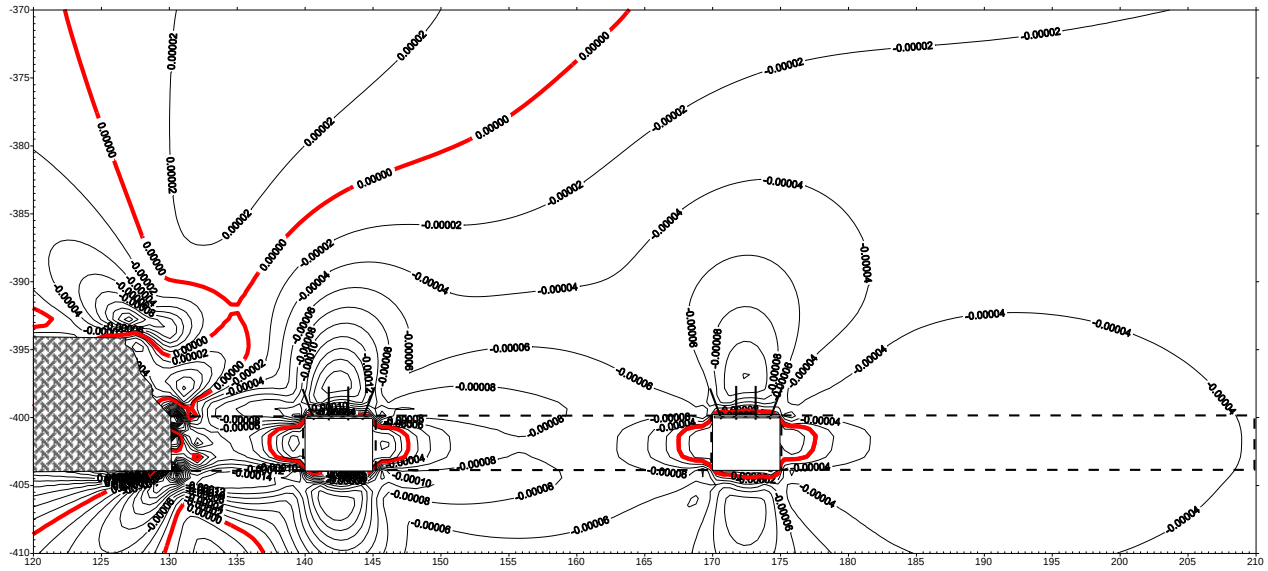
Последним этапом методической проработки решения данной задачи является выбор конкретного подхода к оценке непосредственных параметров НДС массива (его элементов) в зоне сечения 1-1 (рис. 3.25).

Разработанная ГГМ (РС) (рисунок 3.27) позволяет оценить характерные механические состояния массива и его элементов, отвечающих ГТС (рисунок 3.29). На базе данной ГГМ были решены задачи о НДСВМ для вариантов I, II, III (рис.3.20).



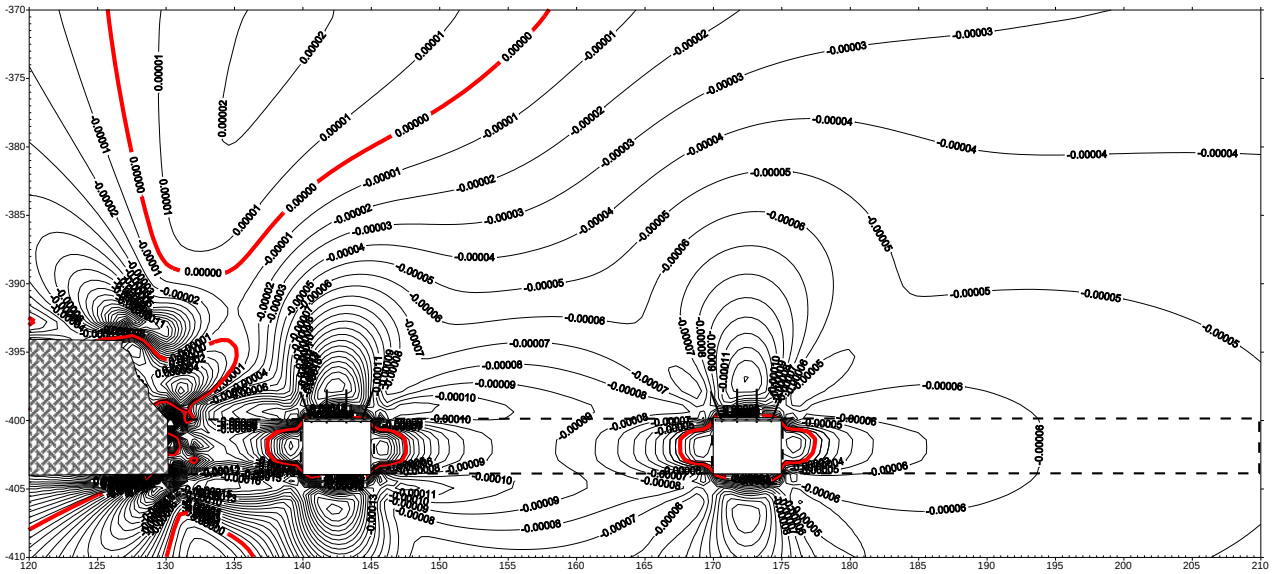
Исходное поле в МГП – «геостатическое»

Рисунок 3.28 – Поле компоненты σ_y при B_1 = 10 м и B_2 = 25 м ($E_{пл}$ = 20 000 МПа и μ = 0,15)



Исходное поле в МГП – «геостатическое»

Рисунок 3.29 – Поле компоненты ε_X при B_1 = 10 м и B_2 = 25 м ($E_{пл}$ = 20 000 МПа и μ = 0,15)



Действующее в МГП поле – с повышенным значением горизонтальной составляющей σ_X = 3 МПа.

Рисунок 3.30 – Поле компоненты ε_X при B_1 = 10 м и B_2 = 25 м ($E_{пл}$ = 20 000 МПа и μ = 0,15)

Методической особенностью данного решения является не только получение данных о НДС массива при действии на него различных внешних полей, но также учет и возможное изменение механического состояния МШЦ в процессе, например, искусственного воздействия на их податливость (взрывообработка, взрывогидрообработка, бурение скважин и др.). Последнее требует учета при решении задачи не только исходных деформационных свойств ($E_{МШЦ} \approx 20\,000$ МПа; $\mu_{МШЦ} = 0{,}15$), но и обусловленных трансформацией в процессе техногенного воздействия ($E_{МШЦ}^{1} \approx 15\,000$ МПа; $\mu_{МШЦ}^{1} = 0{,}2$; $E_{МШЦ}^{2} \approx 10\,000$ МПа; $\mu_{МШЦ}^{2} = 0{,}3$).

Вышеотмеченная специфика также учтена при разработке представленной на рисунке 3.27ГГМ (РС), с использованием которой выполнена необходимая оценка НДС элементов массива. Результаты и теоретическое обобщение полученных данных приведены ниже.

Расчеты величин компонентов напряжений, деформаций и перемещений с применением метода граничных элементов (его варианта – метода разрывных смещений) реализуются для полученной ГГМ(РС) на базе программы для ЭВМ, разработанной на кафедре РМПИ СПГГИ(ТУ) [115].

По полученным количественным данным об указанных параметрах выполняется оценка (необходимо-достаточная в качественном аспекте!) механического состояния основных элементов массива для варианта трехштрековой подготовки выемочных участков – для междуштрековых целиков (МШЦ) и пород кровли штреков (ПКШ).

Отметим, что поскольку в настоящее время рассматриваемый пласт отнесен к неопасным по возникновению горных ударов (ГУ), то такая его оценка не производилась.

Оценка состояния МШЦ и ПКШ выполнялась с учетом возможного варьирования их геометрическими параметрами (соответственно, на этой базе возможна и оценка изменения потерь угля на выемочном участке). Исходным положением варьирования являлись параметры МШЦ и штреков, принятые на

шахте (рисунок 3.26). Напряженно-деформированное состояние (НДС) МШЦ и ПКШ оценивалось как с учетом воздействия на элементы массива обычного геостатического поля, так и дополнительных горизонтальных напряжений (априори превышающих на ~ 30 % обычные их значения) (рисунок 3.27).

Основные результаты выполненных расчетов дифференцированно по конкретным задачам оценки НДС в элементах массивапредставлены ниже. Прежде всего приведены данные оценок устойчивости МШЦ в функции нагрузок, формируемых в МГП согласно разработанной ГГМ(РС).

Для принятых по пл. 52 параметров МШЦ $B_1 \approx 10$ м и $B_2 \approx 25$ м несущая способность может быть оценена зависимостью:

$$[\sigma] = \sigma_{сж} \cdot (B_i / m_{пл})^{0,5} \qquad (3.2)$$

где $\sigma_{сж}$ – прочность угля при одноосном сжатии, МПа; B_i – ширина соответствующего МШЦ, м; $m_{пл}$ – мощность пласта, м.

Несущая способность целика

B_1: $[\sigma_{B1}] = \sigma_{сж} \cdot (B_1/m_{пл})^{0,5} = = 18 \cdot (10/4)^{0,5} \approx 28,5$ МПа.

Нагрузка (рис. 3.21) для условий действия в МГП геостатического поля ($\sigma_y \approx 10,2$ МПа; $\sigma_x \approx 2,3$ МПа) определится как средневзвешенная по сечению МШЦ B_1: $\sigma_{B1} \approx 27$ МПа.

Следовательно, имеем: $\sigma_{B1} < [\sigma_{B1}]$ – целик B_1 устойчив (но на “пределе”, так как имеем ~ 27 < ~ 28,5 – влияние пригрузки со стороны ВП).

Несущая способность целика B_2:

$[\sigma_{B2}] = \sigma_{сж} \cdot (B_2/m_{пл})^{0,5} = 18 \cdot (25/4)^{0,5} \approx 45$ МПа.

Нагрузка (рисунок 3.21) для условий действия в МГП геостатического поля ($\sigma_z \approx 10,2$ МПа; $\sigma_x \approx 2,3$ МПа) определится как средневзвешенная по сечению МШЦ B_2: $\sigma_{B2} \approx 18$ МПа.

Следовательно, имеем: $\sigma_{B2} < [\sigma_{B2}]$ – целик B_2 устойчив, так как ~ 18 < ~ 28,5.

Оценка устойчивости МШЦ при B_1 = const = 10 м, но для меняющейся ширины B_2: 20 м; 15 м и 10 м. Для указанных соотношений размеров

рассматриваются варианты: первый – деформационные свойства всех целиков (B_1и B_2^i; i = 1, 2, 3 → от B_2^1 = 20 м; B_2^2 = 15 м и B_2^3 = 10 м) отвечают таковым для обычного пласта угля: $E \approx 20\,000$ МПа; $\mu \approx 0{,}15$; второй – как техногенно вероятные принимаются значения E и μ для случая максимальной обработки МШЦ (т.е. увеличения степени их податливости за счет бурения разгрузочных скважин, гидрообработки, взрывообработка, гидровзрывообработка и т.д.), каковыми могут быть $E \approx 10\,000$ МПа; $\mu = 0{,}25$.

Для МШЦ: B_1 = 10 м, но при меняющейся ширине B_2: B_2^1 = 20 м; B_2^2 = 15 м и B_2^3 = 10 м ($E \approx 20\,000$ МПа; $\mu \approx 0{,}15$) будем иметь:

Несущая способность B_1: $[\sigma_{B1}] = \sigma_{сж}\cdot(B_1/m_{пл})^{0,5} = 18\cdot(10/4)^{0,5} \approx 28{,}5$ МПа;

- нагрузка на B_1 при B_2^1 = 20 м: $\sigma_{B1} \approx 26$ МПа;

- нагрузка на B_1 при B_2^2 = 15 м: $\sigma_{B1} \approx 27$ МПа;

- нагрузка на B_1 при B_2^3 = 10 м: $\sigma_{B1} \approx 28$ МПа.

Оценка устойчивости целика B_1:

- при B_2^1 = 20 м: $[\sigma_{B1}] = 28{,}5 > \sigma_{B1} \approx 26$ МПа (целик устойчив);

- при B_2^2 = 15 м: $[\sigma_{B1}] = 28{,}5 > \sigma_{B1} \approx 27$ МПа (целик устойчив);

- при B_2^3 = 10 м: $[\sigma_{B1}] = 28{,}5 > \sigma_{B1} \approx 28$ МПа (целик устойчив “на пределе”);

Несущая способность B_2:

- при B_2^1 = 20 м: $[\sigma_{B2}^1] = 18\cdot(20/4)^{0,5} \approx 40{,}2$ МПа;

- при B_2^2 = 15 м: $[\sigma_{B2}^2] = 18\cdot(15/4)^{0,5} \approx 34{,}8$ МПа;

- при B_2^3 = 10 м: $[\sigma_{B2}^1] = 18\cdot(10/4)^{0,5} \approx 28{,}5$ МПа.

Нагрузка на целик B_2:

- при B_2^1 = 20 м: $\sigma_{B2}^1 \approx 18$ МПа;

- при B_2^2 = 15 м: $\sigma_{B2}^2 = 19$ МПа;

- при B_2^3 = 10 м: $\sigma_{B2}^1 = 20$ МПа.

Оценка устойчивости целика B_2:

- при B_2^1 = 20 м: $[\sigma_{B2}^1] = 40{,}2 > \sigma_{B2}^1 \approx 18$ МПа (целик устойчив);

- при B_2^2 = 15 м: $[\sigma_{B2}^2] = 34{,}8 > \sigma_{B2}^1 \approx 19$ МПа (целик устойчив);

- при B_2^3 = 10 м: $[\sigma_{B2}^3]$ = 28,5 > $\sigma_{B2}^1 \approx$ 20 МПа (целик устойчив).

При уменьшении ширины целика *B_2значительная* часть нагрузки перераспределяется на массив.

Для МШЦ: B_1 = 10 м, также при меняющейся ширине B_2: B_2^1 = 20 м; B_2^2 = 15 м и B_2^3 = 10 м (при Е = 10 000 МПа, μ = 0,25) будем иметь:

Несущая способность B_1: $[\sigma_{B1}] = \sigma_{сж} \cdot (B_1/m_{пл})^{0,5} = 18 \cdot (10/4)^{0,5} \approx 28,5$ МПа;

- нагрузка на B_1 при B_2^1 = 20 м: $\sigma_{B1} \approx$ 34 МПа;

- нагрузка на B_1 при B_2^2 = 15 м: $\sigma_{B1} \approx$ 36 МПа;

- нагрузка на B_1 при B_2^3 = 10 м: $\sigma_{B1} \approx$ 37 МПа;

Оценка устойчивости целика B_1:

- при B_2^1 = 20 м: $[\sigma_{B1}]$ = 28,5 < $\sigma_{B1} \approx$ 34 МПа (целик не устойчив);

- при B_2^2 = 15 м: $[\sigma_{B1}]$ = 28,5 < $\sigma_{B1} \approx$ 36 МПа (целик не устойчив);

- при B_2^3 = 10 м: $[\sigma_{B1}]$ = 28,5 < $\sigma_{B1} \approx$ 37 МПа (целик не устойчив).

Несущая способность целика B_2^i:

- при B_2^1 = 20 м: $[\sigma_{B2}^1]$ = 40,2 МПа; при B_2^2 = 15 м: $[\sigma_{B2}^2]$ = 34,8 МПа; при B_2^3 = 10 м: $[\sigma_{B2}^3]$ = 28,5 МПа;

Нагрузка на целик B_2^i:

- при B_2^1 = 20 м: σ_{B2}^1 = 17,5 МПа;

- при B_2^2 = 15 м: σ_{B2}^2 = 18,5 МПа;

- при B_2^3 = 10 м: σ_{B2}^3 = 19,5 МПа;

Оценка устойчивости целика B_2^i:

- при B_2^1 = 20 м: $[\sigma_{B2}^1]$ = 40,2 > $\sigma_{B1} \approx$ 17,5 МПа (целик устойчив);

- при B_2^2 = 15 м: $[\sigma_{B2}^2]$ = 34,8 > $\sigma_{B1} \approx$ 18,5 МПа (целик устойчив);

- при B_2^3 = 10 м: $[\sigma_{B2}^3]$ = 28,5 > $\sigma_{B1} \approx$ 19,5 МПа (целик устойчив).

Отметим, что для принятых параметров МШЦ – B_1 = 10 м и B_2 = 25 м и имея ввиду, что механические характеристики пласта 52 могут быть оценены как Е = 20 000 МПа и μ = 0,15, оба целика отвечают условию устойчивости. Средневзвешенные нагрузки на целики (от геостатического фактора) составят,

соответственно: $\sigma_{B1} \approx 27$ МПа и $\sigma_{B2} \approx 18$ МПа, что при их несущих способностях $[\sigma_{B1}] = 28{,}5$ МПа и $[\sigma_{B2}] = 45$ МПа подтверждает вышеуказанное условие.

Результаты определения устойчивости целиков сведены в таблицу 3.2.

Таблица 3.2 – Соотношение размеров ширины целиков различной податливости

Параметры целика	Выполнение условия σ>< [σ]	Параметры целика	Выполнение условия σ>< [σ]
10 м	Устойчив	25 м	Устойчив
10 м	Устойчив	20 м	Устойчив
10 м	Не устойчив	20 м	Устойчив
10 м	Устойчив	15 м	Устойчив
10 м	Не устойчив	15 м	Устойчив
10 м	Устойчив	10 м	Устойчив
10 м	Не устойчив	10 м	Устойчив

Следует обратить внимание на факт оценки устойчивого состояния МШЦ – B_2 и при его ширине ≈ 10 м (поле геостатическое, механические характеристики пласта исходные). Данное обстоятельство обусловлено перераспределением горного давления как на массив горных пород за крайним штреком, так и на МШЦ – B_1. Последний практически перегружается не только применительно к МШЦ с меххарактеристиками $E = 10\,000$ МПа и $\mu = 0{,}25$, но и для МШЦ в естественных условиях: $E = 20\,000$ МПа и $\mu = 0{,}15$. Очевидно, что для НДС целика B_1 важным фактором является влияние ВП.

Устойчивость пород кровли штреков (ПКШ) наиболее четко оценивается на базе рассмотрения полей ε_x. Наличие в ПКШ значений $\varepsilon_x < 0$ (сжатие) либо выполнение условия $|\varepsilon_x| < [\varepsilon_x]$ ($[\varepsilon_x]$ (значения величин допустимых деформаций) позволяют констатировать устойчивое (при нарушении указанных условий – неустойчивое) состояние.

Для действующего во вмещающем штреки массива горных пород (МГП) исходного геостатического поля напряжений (σ_y = 10,2 МПа; σ_x = 2,3 МПа), а также поля априорного - характеризуемого наличием повышенной величины (~ на 30 %) горизонтальной его составляющей - поля ε_Xприведены, в частности, на рисунках 3.29 и 3.30. Анализ данных полей говорит о достаточной устойчивости кровель штреков (второго и третьего штрека от ВП). Отметим, что наличие анкерного крепления в штреках позволило принять соответствующие механические характеристики пород кровли, отраженные в ГГМ(РС).

Для МШЦ с исходными параметрами B_1 = 10 м и B_2 = 25 м при E = 20 000 МПа и μ = 0,15 оценена возможность развития в них зон предельных состояний (ЗПС). Последние отвечают, в частности, наличию в МШЦ зон, характеризуемых $\varepsilon_X > 0$. Для условий формирования в целиках полей ε_X как при действии в МГП геостатического поля (σ_y = 10,2 МПа; σ_X = 2,3 МПа), так и поля с аномальным значением горизонтальной компоненты (σ_X = 3 МПа) указанная оценка представлена на рисунках 3.29 и 3.30. Предельные зоны имеют место в обоих случаях, характеризуясь приближенно одинаковой протяженностью от контуров целиков к их центрам. Протяженность ориентировочно идентична и составляет около 2,5 м. В пределах ЗПС уровни действующих в МШЦ напряжений σ_y понижены, а на их границе (по направлению к центрам целиков) значимо повышены. В целике B_1 для условий геостатического поля рост σ_y (в сопоставлении со средневзвешенными по целику значениями) составляет более 15 %; при действии внешнего поля с повышенным значением горизонтальной компоненты (σ_X = 3 МПа) указанная разница весьма незначительна (величины σ_y

приблизительно равнозначны, имея в виду то, что средневзвешенная величина $\sigma_У$ в МШЦ B_1 при этом составит около ~ 33 МПа).

Заканчивая анализ величин ЗПС, следует отметить, что изменение геометрических соотношений МШЦ (ширины B_2 при $B_1 = \text{const}$) и свойств угольного пласта (параметров E и μ при различных способах обработки – гидро-.., взрыво-.. и др., обеспечивая, например: $E \approx 10\,000$ МПа и $\mu = 0{,}25$) могут значимо изменять протяженность зон предельного состояния в целиках.

3.5 Обоснование параметров технологий обеспечения податливости межлавных целиков

Вопросы задания податливости целиков неразрывно связаны со способами искусственного изменения несущей способности. На этом, например, основаны способы разупрочнения целиков путем снятия ранее установленных укрепляющих анкеров.

Необходимо обеспечить следующие условия: фактические деформации должны превосходить допустимые упругие деформации при обеспечении требуемой несущей способности целика. Таким образом

$$\Delta h > \Delta h_{упр} \text{ при } P_н < P_{доп},$$

где Δh - деформация целика, мм; $\Delta h_{упр}$ - допустимые упругие деформации целика, мм; $P_н$ – нагрузка, действующая на целик; $P_{доп}$ - допустимая нагрузка на целик.

Условиями для реализации этих, казалось бы взаимоисключающих, положений являются либо сохранение структурной целостности целика и формирование податливых элементов (слоев), либо дезинтеграция структуры при достаточно больших соотношениях *B/m.*

Теоретически зависимость несущей способность целика при различном соотношении *B/m* выглядит следующим образом (следует ввести критерии необходимых состояний - изменения прочности и минимальных размеров):

$$0{,}5 < B/m < 1; 1 < B/m < 2; 2 < B/m < 12; B/m > 12.$$

По различным источникам при $B/m > 12$целик можно считать практически неразрушаемым.

Следует различать деформации целика: в пределах упругости; в пределах пластичности; при разрушении податливого слоя целика; запредельные.

И еще один важный момент необходимо иметь ввиду - связь между высотой целика, его шириной и предельными смещениями кровли над целиком при полной дезинтеграции материала, слагающего целик. При разрушении целика возрастает его площадь, больше становится область гидростатического давления внутри целика, что, в свою очередь, позволяет целику, даже разрушенному, выдерживать нагрузки более тех, которые привели к его разрушению.

Необходимость обеспечения податливости целиков на разных этапах его существования обусловливается целями их формирования, прочностными характеристиками углей, склонностью углей к хрупкому разрушению. Принципиальным способом задания податливости целиков является относительное уменьшение зоны гидростатического состояния пород внутри целика.

Способы задания податливости целиков разделены на активные и пассивные.

К пассивным способам задания податливости целиков, относится способ, базирующийся на формировании целиков, в расчете на параметры их длительной прочности. Длительная прочность материала, слагающего целик, значительно меньше условно-мгновенной прочности и составляет 0,6-0,7 ее величины. При воздействии на целик нагрузки близкой, но меньшей значения условно-мгновенной прочности, последний с течением времени деформируется, т.е. работает до определенного предела в податливом режиме. Следует отметить, что данный способ исключается при склонности материала, слагающего целик, к хрупкому разрушению.

К активным способам задания податливости целиков относятся способы, базирующиеся на уменьшении их несущей способности различными

механическими воздействиями: бурение разгрузочных скважин большого диаметра; устройство щелей; гидрообработка; гидромикроторпедирование.

Рассмотрим детально способы уменьшения несущей способности целиков или увеличения их деформационных свойств (податливости) и поведение целика при различных параметрах.

Наиболее приемлемым способом задания податливости является бурение разгрузочных скважин. Степень податливости целиков зависит от следующих параметров:

1. Расположение скважин относительно пласта:
- вблизи кровли пласта (0-0,25 *m*от кровли пласта);
- в подошве пласта (0-0,25 *m*от почвы пласта);
- в середине пласта (0,25-0,75 *m*от почвы пласта);

2. Плотность скважин в ряду.

3. Количество рядов скважин.

4. Диаметр скважин.

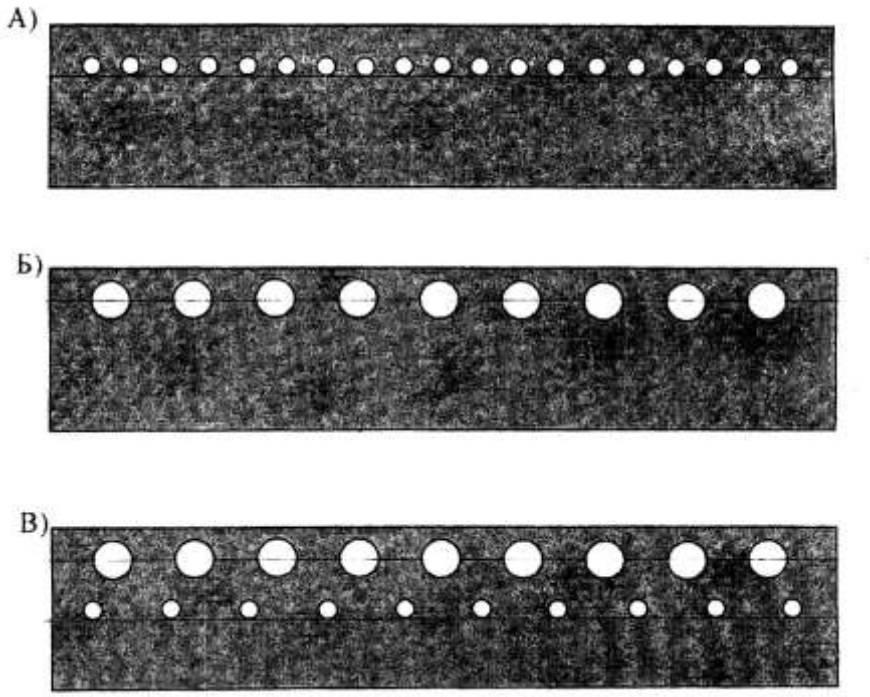
Согласно [56] максимальное расстояние, при котором обеспечивается деформация пласта за счет смятия(раздавливания) разбуренной пачки и исключается опасность возникновения горного удара, составляет:

$$C=K_1 \cdot K_2 \cdot K_3, \qquad (3.3)$$

При максимальных значениях эмпирических коэффициентов C_{max} составит от 1,0 до 4,3 м в зависимости от диаметра скважин и мощности пласта (в пределах изменения мощности пласта от 0,5 м и более и диаметра скважин от 100 до 600 мм). Эти параметры гарантированно позволят деформироваться массиву и исключить опасность возникновения горного удара, хотя обеспечение заданной податливости по условиям работоспособности податливых целиков в заданном режиме будет несколько иным, о чем будет сказано ниже.

На рисунке 3.31 приведены варианты бурения скважин в целике для обеспечения заданной податливости. Количеством рядов с разными диаметрами и плотностью можно регулировать во времени и пространстве степень

податливости, изменять жесткость целика, получить двух или трехступенчатую податливость.



А, Б - одним рядом скважин; В - двумя рядами скважин разного диаметра

Рисунок 3.31 –Варианты разбуривания целика

При задании податливости угольному целику при щелевой разгрузке необходимо учитывать конструктивное выполнение щели. В вариантах с заполнением или без заполнения щели пластичным материалом (создания пластичного контакта) целики будут изменять свои прочностные характеристики и, следовательно, будут меняться деформационные свойства целика.

При формировании разгрузочной щели на всю ширину целика происходит смещение массива на толщину щели с незначительным уменьшением его несущей способности и также незначительным увеличении податливости.

При заполнении щели, прорезанной на всю ширину целика пластичным прослойком, ослабятся силы сцепления материала целика с вмещающими породами и, тем самым уменьшится его несущая способность и увеличится податливость. С увеличением количества щелей, заполненных пластичным

материалом, будет уменьшаться его несущая способность, и увеличиваться податливость.

Один из применяемых в настоящее время способов задания искусственной податливости угольному целику заключается в разбуривании его параллельными скважинами, расположенными на таком расстоянии друг от друга, чтобы целички между скважинами (перемычки) под действием нагрузки раздавливались. При этом материал этих междускважинных целичков уплотнится на заданную величину.

Расчет податливости разрушенных междускважинных целичков можно выполнить по следующей схеме (рис. 3.22). Пусть диаметр скважины будет D, а расстояние между скважинами в среднем сечении скважин d. Тогда объем пространства ABCE между средними вертикальными сечениями двух смежных скважин составит на единице длины вдоль скважин

$$V_в = D(D + d). \tag{3.4}$$

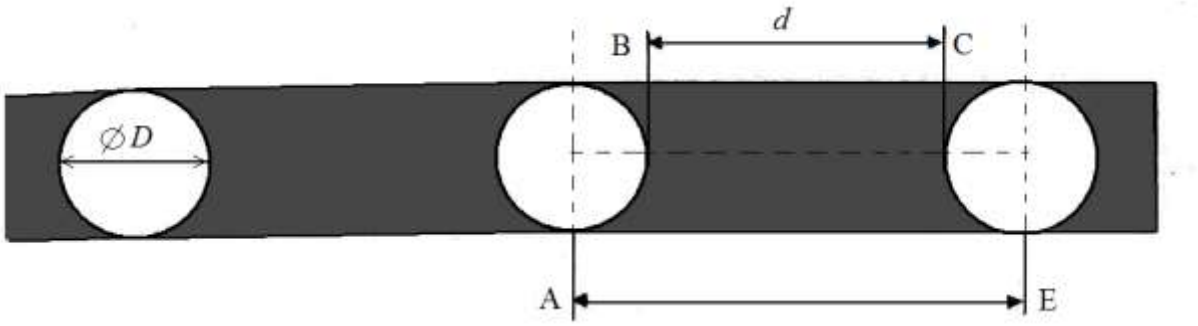


Рисунок 3.32 – Схема к расчету величины податливости целика, разбуренного скважинами

Объем скважины на единице длины будет равен

$$V_{скв} = 0{,}785D^2. \tag{3.5}$$

Тогда объем угля в междускважинном целике с круглыми стенками будет равен

$$V_ц = V_в - V_{скв} \tag{3.6}$$

или

$$V_ц = D(0{,}215D + d). \quad (3.7)$$

Доля угля в целике на единице длины относительно объема выработанного скважинами пространства составит

$$C_ц = \frac{0{,}215D + d}{D + d} \quad (3.8)$$

Относительная деформация материала разрушенного целика определяется по установленной зависимости:

$$\varepsilon_ц = 0{,}90 - 1{,}3C_ц. \quad (3.9)$$

Для определения величины сжатия разрушенного целика следует определить величину $C_ц$.

В качестве примера рассчитаем относительную деформацию междускважинных целиков после их разрушения.

Средний объем пространства в выбуриваемом скважинами участке целика, равном диаметру, составляет:

$$V_ц = D(D + d). \quad (3.10)$$

Среднее сечение элемента выработанного пространства между двумя скважинами $S_в = D + d$.

Среднее сечение целика (перемычки между скважинами), равно:

$$S_ц = \frac{V_ц}{D} = 0{,}215D + d\ . \quad (3.11)$$

Тогда доля угля в междускважинном целике будет равняться

$$C_ц = \frac{S_ц}{S_в} = \frac{0{,}215D + d}{D + d} \quad (3.12)$$

Принимая D=0,6 м; d=0,2 м, получим

$$C_ц = \frac{0{,}215 \cdot 0{,}6 + 0{,}2}{0{,}6 + 0{,}2} \approx 0{,}41 \quad (3.13)$$

Это доля угля, оставленного в междускважинном целике. Подставив $C_ц$= 0,41 в выражение, получим относительную деформацию разрушенного угля в междускважинных перемычках.

$$\varepsilon_{ц} = 0{,}90 - 1{,}3C_{ц} = 0{,}90 - 1{,}3 \cdot 0{,}41 \approx 0{,}37 \qquad (3.14)$$

Величина 0,37 есть относительное сжатие материала разрушенного целика. В соответствии с этим абсолютное сжатие материала целика (податливость) составит $\Delta U_{и} = \varepsilon_{и} \cdot D = 0{,}37 \cdot 0{,}60 \approx 0{,}22 м$. Таким образом, податливость разбуриваемого целика в данном примере составляет около 30 % от диаметра скважин.

На рисунке 3.33 представлены зависимости податливости разбуренных целиков при различном диаметре и плотности скважин. Как видно, максимальная податливость целиков различных диаметров скважин от 0,1 до 0,5 м при расстоянии между скважинами 0,1 м составляет, примерно, 30 % от диаметра скважин. При увеличении расстояния между скважинами величина податливости уменьшается.

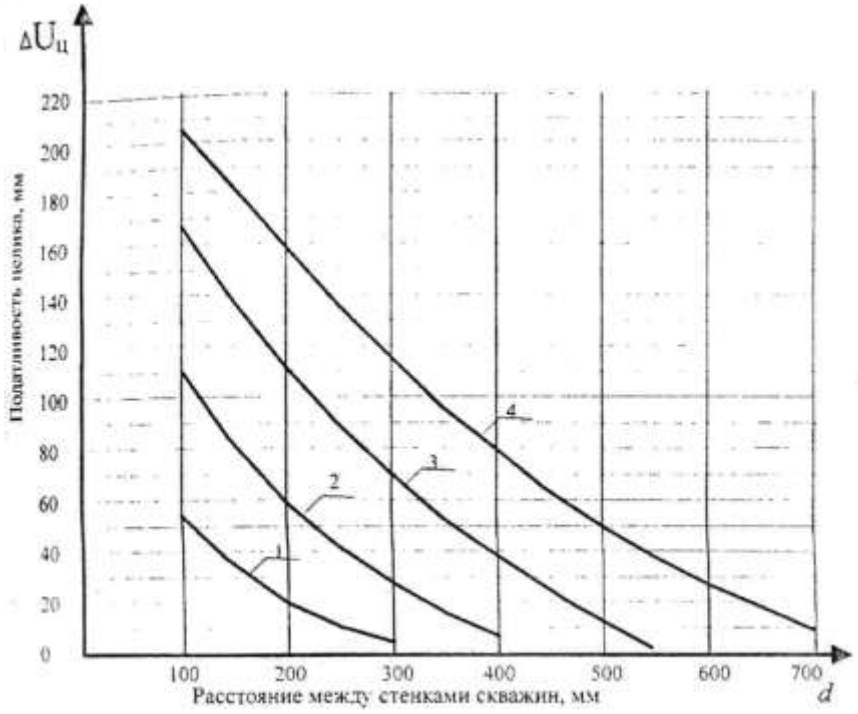


Рисунок 3.33 – Зависимость величины податливости угольных целиков от диаметра скважин D и плотности скважин d

1 –D=0,2 м; 2 –D=0,3 м; 3 –D=0,4 м; 4 –D=0,5 м

Расчеты и наблюдения показывают, что если доля угля, оставленного в междускважинных целиках, составляет 70 % от объема угля, выбуриваемого скважинами, податливость целика в этом случае практически не проявляется, т.е. целик будет работать как «жесткий», хотя если рассматривать с позиций опасности горных ударов, то какое-то время, даже при такой сетке скважин, целик будет неудароопасным, но затем при дальнейшем нагружении может достаточно быстро вновь перейти в удароопасное состояние.

Методика расчета размера целика при переводе его из «жесткого» в податливый за счет бурения разгрузочных скважин заключается в следующем.

1. Определяется размер «жесткого» целика.
2. Устанавливается величина заданной податливости.
3. Определяется диаметр разгрузочных скважин в зависимости от установленной величины заданной податливости

Размеры «жесткого» целика определяют в зависимости от глубины работ, назначения целика, прочности материала на сжатие, соотношения геометрических размеров (высоты и ширины целика).

Для случая «жесткого» целика отличие в расчете заключается в том, что вместо длительной прочности при расчете несущей способности целика используют кубиковую прочность на сжатие, т.е. уравнение примет следующий вид:

$$(B + 0{,}5D + 0{,}5Htg\alpha)\gamma H = R_c B(0{,}75 + 0{,}25B/H) \qquad (3.15)$$

где R_c–кубиковая прочность материала целика на сжатие.

Решая уравнениеотносительно *B* определяем ширину «жесткого» целика.

Установление необходимой податливости целика производят из условия совместной работы крепи иохранного целика, т.е. задаются податливостью целика ΔU,примерно равной податливости крепи выработки.

По величине заданной податливости по графику (на рисунке 3.33) определяют необходимый диаметр скважин и расстояние между скважинами (плотность бурения скважин).

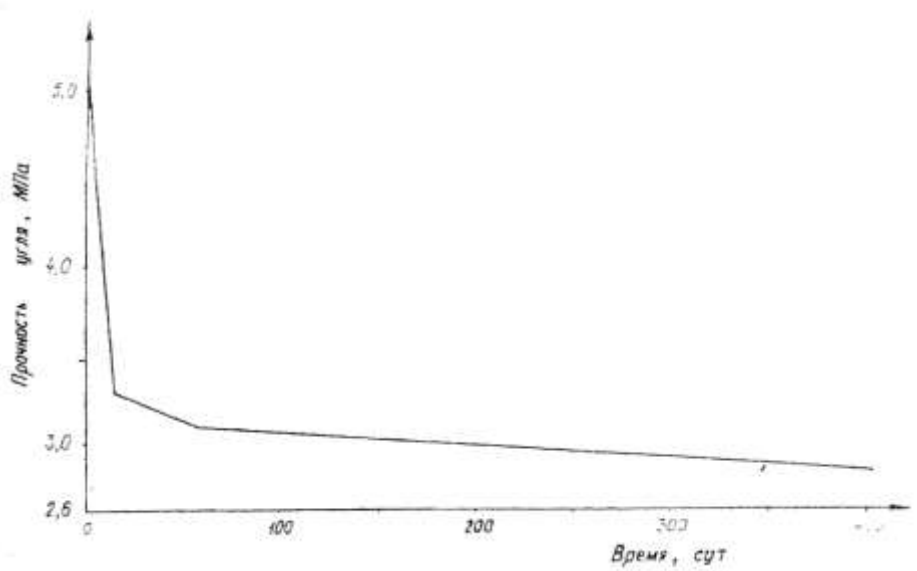


Рисунок 3.34 – Изменение длительной прочности угля

Определяют время работы целика в податливом режиме. Для этого по формулеопределяют прочность целика, которую он получает после бурения в нем скважин и затем по значению этой прочности, например, из рисунка3.34 получают время работы целика в податливом режиме,

$$R_{\tau} = \frac{(B + 0{,}5D + 0{,}5Htg\alpha)\gamma H}{R_c(B - \Delta U_ц)\cdot(0{,}75 + 0{,}25B/H)} \qquad (3.16)$$

где$\Delta U_ц$ - суммарное уменьшение ширины целика в результате бурения в нем скважин.

3.6 Выводы по главе

1. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков угольных пластов должны обеспечивать безопасность и эффективность ведения работ при минимальных потерях полезного ископаемого. Основные требования к технологическим схемам можно сформулировать следующим образом.

- Подготовка выемочных участков должна обеспечивать возможность эффективного управления газовыделением, управления состоянием массива, полного использования технических возможностей применяемого оборудования.
- Применяемые средства управления газовыделением на выемочных участках (вентиляция, дегазация, изолированный отвод метановоздушной смеси) должны обеспечивать снятие ограничений нагрузок на очистные забои по газовому фактору.
- Средства управления состоянием массива должны обеспечивать геодинамическую безопасность ведения работ, исключить влияние вторичных осадок основной кровли на работу очистных забоев, исключить формирование вывалов на сопряжениях и в лавах.
- Сечение, способы и средства крепления и поддержания выемочных выработок должны обеспечивать их эксплуатационное состояние в течение всего периода отработки выемочных участков.
- Способы и средства крепления сопряжений лав с примыкающими выработками должны обеспечивать минимальную трудоемкость работ на концевых участках лав и исключить вывалы пород кровли.

Одновременное выполнение всех требований возможно лишь при применении многоштрековых схем подготовки и отработки выемочных участков. Применение многоштрековой подготовки существенно расширяет возможности управления газовыделением на выемочных участках средствами вентиляции,

дегазации и изолированного отвода метановоздушной смеси (МВС), что позволяет снять ограничения нагрузки на забой по газовому фактору и более полно использовать возможности современной выемочной техники.

2. Результаты моделирования процессов деформаций и разрушений целика за весь срок его службы с момента проведения выработок показали, что на конечных стадиях отработки панелей после обрушения непосредственной кровли и разрушения основной, происходит резкое увеличение напряжений в почве под целиком, которые приводят к его разрушению. На модели этот процесс зафиксирован в 40 м позади лавы. Разрушения и осыпания краевых частей целика, приводящие к увеличению пролета кровли штрека, отрицательно сказываются на ее устойчивости.

3. Исследования устойчивости целиков на моделях из эквивалентных материалов показали возможность изменения несущей способности и податливости целиков за счет их коэффициента формы в 1,00-2,25 раза; с помощью мероприятий по их упрочнению – в 1,9 раза.

4. При испытаниях целиков на моделях был установлен факт формирования в разрушенном целике ядер уплотнения, который ранее был отмечен и другими исследователями (М.А. Розенбаум, Н.В. Титов, 2006).

5. Результаты исследований полей напряжений σ_Y и полей деформаций ε_x позволили установить, что принятые параметры междуштрековых целиков на глубинах отработки запасов до 400 м обеспечивают их достаточную устойчивость. Для широкого целика коэффициент запаса несущей способности соответствует ~ 2,5, для целика, примыкающего к выработанному пространству, несущая способность целика соответствует приходящимся на него нагрузкам.

6. Варьирование параметрами (ширина 20; 15; 10 м) целика, примыкающего к массиву, показало возможность его устойчивого состояния как применительно к обычным характеристикам пласта, так и при искусственном задании податливости. Последнее достижимо за счет обработки целиков (бурение скважин и др.).

7. Для целиков, примыкающих к выработанному пространству, при сохранении их констатированных параметров (B_1 = 10 м), но при изменении ширины целиков, примыкающих к массиву (B_2 = 20; 15 и 10 м), установлено следующее:

Без искусственной обработки устойчивость целика B_1 во всех случаях (т.е. при B_2 = 20; 15 и 10 м) сохраняется, но на уровне, приближенно отвечающем величинам приходящихся на него нагрузок.

При аналогичном варьировании параметрами B_2 и наличии искусственной обработкинагрузки на целики, примыкающие к выработанному пространству, превышают их несущую способность на 20÷30 %.

8. Породы кровли при наличии анкерного крепления штреков устойчивы, что достаточно характеризуется наличием в них условия $\varepsilon_x < 0$. Отмеченное отвечает практически всем рассмотренным условиям формирования в элементах массива полей σ_{ij} и ε_{ij}.

9. Для рассмотренных схем оценки НДС можно констатировать наличие в целиках (со стороны штреков) зон предельных состояний, отвечающих условию $\varepsilon_x > 0$. Обобщенно можно считать, что указанные зоны (их протяженность) значимо могут изменяться с учетом варьирования «геометрии» целиков ($B_2 \neq$ const; B_1 = const), а также за счет искусственного задания податливости целикам.

ГЛАВА 4 МЕТОДОЛОГИЧЕСКИЕ ПОДХОДЫ К ОЦЕНКЕ ПРЕДЕЛЬНО ДОПУСТИМОГО УРОВНЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ И ВЫБОРА СПОСОБОВ ДЕГАЗАЦИОННОЙ ПОДГОТОВКИ УГЛЕГАЗОНОСНОГО МАССИВА

Выбор способов дегазационной подготовки углегазоносного массива к эффективной отработке угольных пластов базируется в первую очередь на достоверной оценке величины предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору (далее в тексте для краткости – величины ПДНОЗГФ).

Сложность горно-геологических условий, в которых ведется разработка угольных месторождений на территории России, а также несоответствие применяемых способов управления состоянием горного массива и газовыделением существующим и всё возрастающим нагрузкам на забой неоднократно приводили к катастрофическим авариям с большим числом человеческих жертв. Для повышения эффективности управления метановыделением, корректного выбора параметров дегазации необходимо повышение качества прогноза метановыделения на выемочном участке и прогноза ПДНОЗГФ.

Основные параметры могут быть объективно рассчитаны на базе известных фундаментальных законов массопереноса метана в угольном пласте с использованием известных математических методов и средств компьютерного моделирования. На настоящем уровне развития вычислительных технологий использование в практических задачах решений дифференциальных уравнений в частных производных или даже более сложных аналитических выражений, например, систем дифференциальных уравнений, не служат препятствием для оперативного получения качественного прогноза.

ПДНОЗГФ при интенсивной отработке выемочных участков может достоверно определяться на основе разработанной модели формирования газообильности очистной выработки, учитывающей поступление метана из всех источников и вклад внутреннего источника разрабатываемого пласта в виде

сорбированного в нем газа, базирующейся на использовании фундаментальных законов газовой динамики и современных средств компьютерного моделирования.

Наличие современных средств компьютерного моделирования позволяет в настоящее время разработать и внедрить новый методологических подход к разработке достоверной и обоснованной методике определения ПДНОЗГФ, чего невозможно было сделать в свое время коллективу авторитетных специалистов МакНИИ и ряда других организаций при разработке ныне действующей методики, приведенной в [147].

В ведущих угледобывающих странах мира (Австралия, США и др.) понятию «ПДНОЗГФ» придается существенно меньшее значение ввиду того, что там приняты достаточно жесткие ограничения на нижний предел газоносности угольных пластов, подлежащих к безопасной отработке. В частности, в Австралии [221] это величина составляет 8 м^3/т. В РФ такие ограничения составляют величину 13 м^3/т с.б.м и имеют чисто условный характер (допускается возможность ведения горных работ на пластах со значительно большей газоносностью) [55], так как все отдается на откуп величине ПДНОЗГФ, что делает настоящие исследования крайне актуальными.

4.1 Рекомендации по практической реализации метода непрерывного контроля за состоянием газоносного угольного пласта

Для достоверного расчета ПДНОЗГФ необходимо иметь некоторое число исходных данных, которыми может располагать шахта, ведущая добычу угля. В руководящем документе «Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана…» [182] для определения максимальной нагрузки $A_{\max}$ используют следующую эмпирическую формулу:

$$A_{\max} = 5{,}35 \cdot 10^{-4} \cdot A_p \cdot I_{оч}^{-1,67} \cdot Q_{оч.\max}^{1,67} \qquad (4.1)$$

Где A_{max}– нагрузка, соответствующая производительности комбайна, при которой было определено ожидаемое газовыделение, т/сут;

$I_{оч}$ – ожидаемое газовыделение в очистной забой, м^3/мин;

$Q_{\text{оч. max}}$ – максимальный объем воздуха, который можно подать в очистную выработку, м^3/мин.

Применение в расчетах эмпирической формулы (4.1) не дает надежного прогноза, так как требует знания множества необъективных параметров, задаваемых в достаточно широком диапазоне возможных значений. Например, необходимо знать значения:

– коэффициента, учитывающего вынос метана утечками воздуха из очистного забоя в выработанное пространство;

– коэффициента, учитывающего особенности тонких, средней мощности и мощных пластов;

– коэффициента, характеризующего метаноотдачу угля в массиве;

– коэффициента, характеризующего метаноотдачу отбитого угля;

– коэффициента, учитывающего изменение метановыделения во времени;

– коэффициента эффективности изолированного отвода газа по газодренажной выработке и другие.

Приведенные коэффициенты не имеют физического смысла, так как их величина не может быть определена однозначно. Например, указанный первый параметр – «коэффициент, учитывающий вынос газа утечками воздуха из очистного забоя в выработанное пространство» зависит от площади выработанного пространства, шага обрушения кровли, длины лавы, герметичности крепи, расхода вентиляционного потока и других факторов. Все эти особенности могут быть учтены аналитическим решением самостоятельной задачи. Так, например, в работе специалистов МГГУ (ныне Горного института НИТУ «МИСиС») и АО «СУЭК-Кузбасс» [67] приведен методический прием определения утечек воздуха из очистного забоя, основанный на результатах газовой съемки, что позволяет давать более объективный и достоверный прогноз.

Еще один указанный параметр «коэффициент, характеризующий газоотдачу

угля в массиве» также не имеет физического смысла, так как газоотдача меняется в течение времени по законам массопереноса метана в угольном пласте с учетом проницаемости угля, пластового давления и параметров Ленгмюра. Задача также имеет самостоятельное аналитическое решение, приведенное в настоящей работе.

«Коэффициент эффективности изолированного отвода метана по газодренажной выработке» также не имеет физического смысла, поскольку его невозможно определить измерительными средствами, также как и предыдущие.

По вышеназванному руководящему документу эмпирическим путем рассчитывают следующие показатели:

– абсолютное газовыделение из обнаженной поверхности вынимаемой пачки угля, $м^3$/мин;

– абсолютное газовыделение из отбитого угля, вынимаемого комбайном, $м^3$;

– абсолютное газовыделение из обнаженной со стороны очистного забоя, $м^3$/мин.

Выше перечисленные показатели являются переменными величинами, зависящими в первую очередь от времени, и принципиально не могут задаваться как постоянные величины.

В обосновываемом нами подходе к решению задачи в качестве исходных данных используют ограниченное число базовых физических свойств угля, вмещающих пород и метана, имеющихся в справочной литературе и исходной информации по геологии месторождения. При отсутствии некоторых данных их определяют в лабораторных или шахтных условиях по известным методикам [63], что позволяет получать однозначные результаты независимыми группами специалистов.

В предложенной нами методике расчета используются исходные данные, включающие физические свойства угольного пласта и вмещающих пород, а также технологические параметры системы разработки.

К технологическим параметрам системы разработки можно отнести:

– мощность угольного пласта;

– высота выемки угля комбайном;

– длина очистного забоя;

– ширина заходки комбайна;

– поперечное сечение очистной выработки;

– коэффициент использования комбайна в течение рабочей смены;

– длительность концевых операций комбайна;

– режим работы очистного забоя;

– поступающая концентрация метана в вентиляционном штреке на входе в очистной забой;

– допустимая концентрация метана в исходящей из лавы струе (не более 1 %);

– допустимая скорость воздуха в лаве (не более 4 м/с).

Технологические параметры устанавливаются на стадии проектирования.

Свойства угольного пласта и вмещающих пород определяют притоки метана в лаву:

– пористость и плотность угля и вмещающих пород, определяются в лабораторных условиях по образцам проб;

– константы изотермы сорбции Ленгмюра, определяемые в лаборатории, или ориентировочно по классификатору бассейна;

– пластовое давление метана в угольном пласте, определяемое в шахтных условиях;

– проницаемость пласта в зоне опорного давления в очистном забое (определяется по результатам газовой съемки в лаве в ремонтную смену);

– проницаемость вмещающих пород (определяется по результатам шахтных испытаний).

Число основных свойств, необходимых для реализации методики расчета нагрузки, невелико. При этом пористость, плотность и параметры сорбции Ленгмюра определяются по известным методикам в лабораторных условиях. Исключение составляет пластовое давление, которое определяют непосредственно в шахтных условиях путем герметизации устья пластовых

дегазационных скважин и измерения скорости нарастания давления до максимума.

Наиболее целесообразен следующий вариант определения пластового давления, чисто схематически представленный на рисунке 4.1. Угольный пласт 1 между вентиляционным 2 и откаточным 3 штреками дегазируют скважинами 5. Дегазационные скважины 5 подключают к магистральному трубопроводу, имеющему аэродинамическую связь с вакуум-насосом на дневной поверхности. Часть скважин 6 используют для измерения пластового давления, закрывая их устье на период измерений.

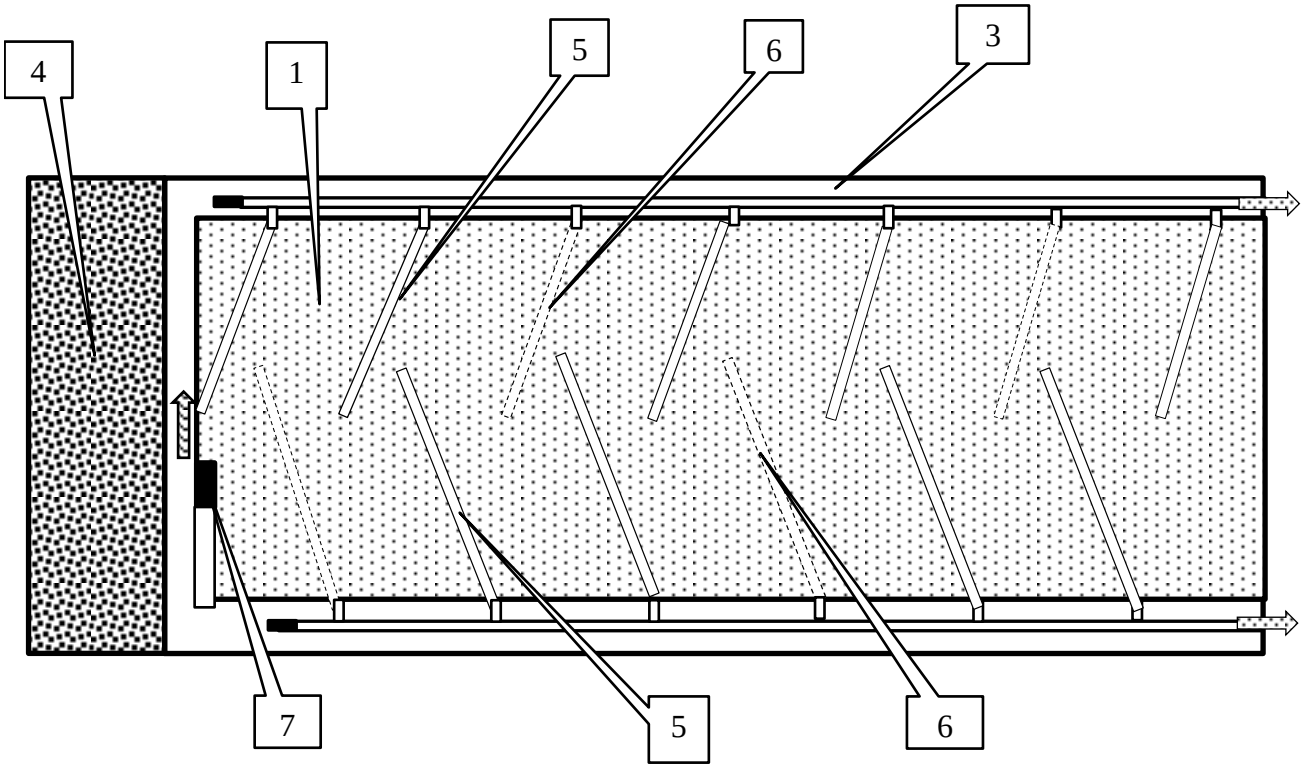


Рисунок 4.1– Технологический вариант определения пластового давления метаноносного угольного пласта

1 – угольный пласт; 2,3 – вентиляционная и откаточная подготовительные выработки; 4 – зона обрушения пород; 5 – дегазационные скважины; 6 – измерительные скважины; 7 - очистной комбайн

На рисунке 4.2 представлена схема измерительной системы в одной скважине.

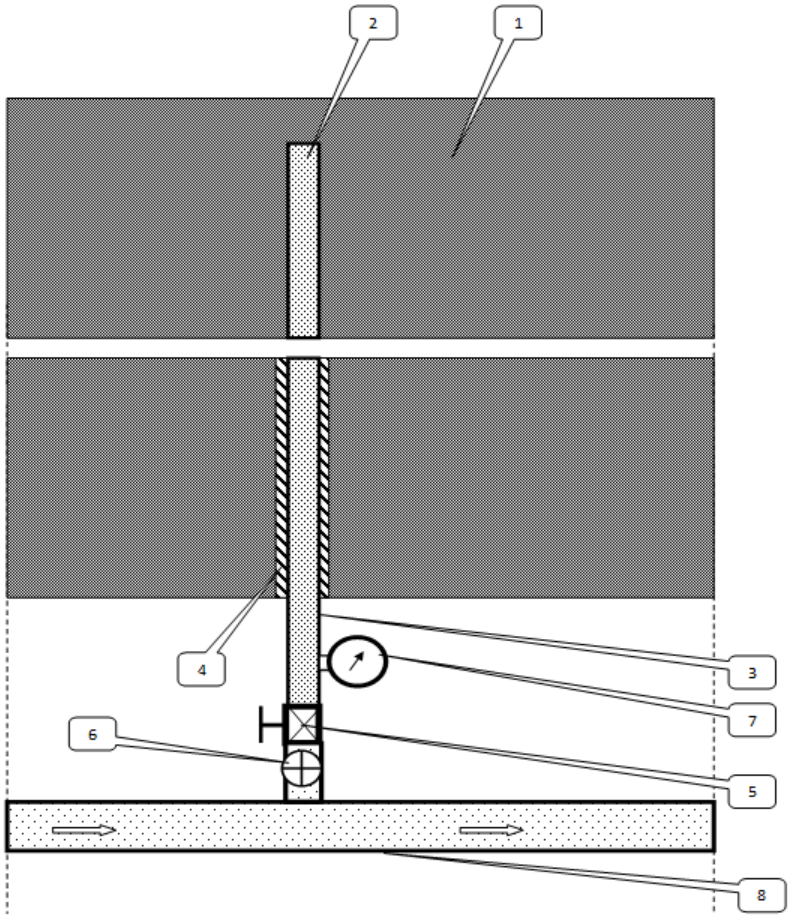


Рисунок 4.2 – Схема обустройства пластовой дегазационной скважины

В угольном пласте 1 пробурена дегазационная скважина 2. В устье скважины вставлена обсадная труба 3, которая герметизирована в скважине вяжущим составом 4. Устье скважины оборудовано вентилем 5, расходомером 6 и манометром 7. Угольный метан после нарастания давления и измерений сбрасывают в магистральный газопровод 8.

С использованием данной системы осуществляют измерения давления газа в процессе достижения максимального значения. После открытия скважины газ поступает из скважины первоначально с большим дебитом, затем (через 3÷5 суток) дебит стабилизируется. Информацию об изменении дебита во времени используют для расчета съема газа из угольного пласта в процессе пластовой дегазации.

На практике для вычисления дебита метана в шахтных условиях целесообразно применять шахтный прибор ПГ-2МА, измеряющий разность давлений газа на входе и выходе через кольцевую диафрагму в устьевой трубе дегазационной скважины. Подставляя измеренную разность давлений в расчетную формулу, вычисляют расход метана. Надо иметь в виду, что этот шахтный прибор не обеспечивает необходимой точности измерений и при малых расходах метана до 10 л/мин его использование практически невозможно. В связи с этим было предложено применять для этой цели прибор прямого измерения расхода – ротаметры «ЭМИС-МЕТА» 210 и 210-Р, которые предназначены для измерения расхода газов в широком диапазоне (до 1 л/мин, до 10 л/мин, до 100 л/мин и более).

Для определения пластового давления может использоваться манометр типа «ТВ» 10-ой серии, позволяющий измерять давления метана в перекрытой пластовой скважине в диапазоне до 4 МПа. Предназначен для измерения давления газообразных сред с температурой до 150 ºС. Манометр имеет следующие характеристики:

- диапазон показаний прибора ТВ: 0…4 МПа;
- измерительный элемент, стрелочный механизм;
- диаметр корпуса: 150, 250 мм;
- класс точности 1,5;
- рабочая температура окружающей среды: -60...+60 ºС.

В соответствие с разработанной методикой испытаний измерения пластового давления проводят в течение 10÷15 суток. За этот период времени давление в скважине стабилизируется. Если времени недостаточно, то о максимально возможной величине давления в скважине судят методом аппроксимации.

По темпу увеличения давления в скважине в течение времени, на основе возможностей компьютерного моделирования с учетом дифференциальных уравнений массопереноса методом решения обратной задачи можно определить константы уравнения сорбции Ленгмюра и газопроницаемость пласта [63]. Надо

отметить, что для прогноза притоков метана в очистной забой информация о газопроницаемости угольного пласта в данном эксперименте не представляет большой ценности. Это связано с тем, что газопроницаемость угля вокруг скважины и в очистном забое отличаются очень существенно. В условиях отбойки угля комбайном газопроницаемость угольного пласта в призабойной зоне увеличивается более, чем на порядок в связи с влиянием опорного давления, раскрывающего каналы газопроницаемости. Поэтому особый интерес представляет измерение величины среднего пластового давления метана по длине очистного забоя. Константы сорбции уравнения Ленгмюра более достоверно определяются в лабораторных, а не в натурных условиях.

Рекомендации по практической реализации метода непрерывного контроля за состоянием метаноносного угольного пласта с целью уточнения и корректировки ПДНОЗГФ представлены на рисунке 4.3.

Рисунок 4.3 – Рекомендация по практической реализации метода контроля за состоянием газоносного угольного пласта

Метод основан на использовании современных достижений в области фундаментальных наук, включает решения задач массопереноса метана и

численные методы расчетов с применением современных компьютерных технологий. Реализация оперативного контроля состояния разрабатываемого угольного пласта может возлагаться на технические отделы шахты, которые ведут сбор данных по исходным физическим свойствам, выполняют расчеты и предоставляют достоверную информацию по допустимой нагрузке на забой техническому руководству шахты.

4.2 Методология расчета ПДНОЗГФ

Обосновывается следующая методология расчета ПДНОЗГФ представлена на рисунке 4.4.

Сущностью методологического подхода является расчет притоков газа в очистной забой из источников его поступления (поверхности обнажения забоя, отбитого угля, пород почвы и кровли). Расчет производится на основе использования фундаментальных законов метанопереноса, применения современных средств компьютерного моделирования и использования достоверных численных значений основных свойств и характеристик дегазируемого массива, входящих в эти фундаментальные законы.

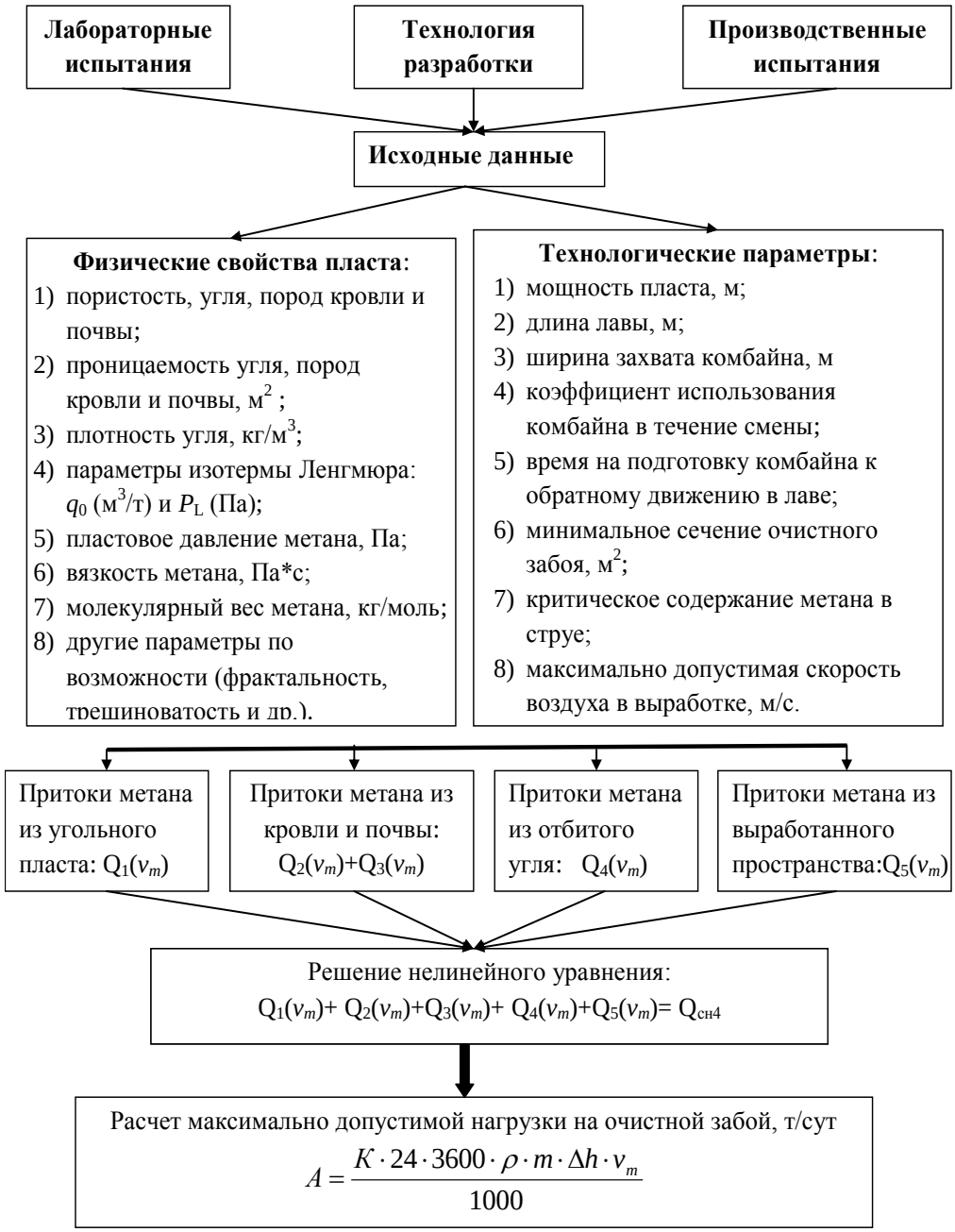


Рисунок 4.4 – Методология расчета ПДНОЗГФ

В основу аналитической модели метанопереноса легли положения, отражающие основные закономерности перемещения метана в угольных пластах и вмещающих породах [126,164,188,207]. Уголь содержит метан в газообразном состоянии, находящийся под давлением в поровом пространстве и трещинах. Угольный пласт содержит также метан в виде твердого раствора и в сорбированном состоянии. Фильтрация метана в трещиновато-пористой среде описывается уравнением Дарси, выявляющим связь между переносом метана и

градиентом давления. Метан можно считать идеальным при давлениях до 10 МПа, что с запасом выполняется в наших шахтных условиях. Вследствие этого в модели использовано классическое уравнение состояния Клаперона – Менделева, применимое для идеального газа. Фильтрация метана происходит без значительного изменения температуры. Фактически тепловые эффекты проявляют себя на стадии десорбции газа из угля (уменьшение температуры) и вязкого течения при фильтрации (увеличение температуры), но изменения температуры не превышает 2÷3º К. Подобные изменения температуры несущественно меняют вязкость метана и мало отражается на динамики фильтрации. В связи с этим в модели можно принять постоянство температуры при изотермическом процессе. При залегании угольных пластов на глубинах до 500÷600 м правомерно с допустимой погрешностью описывать процесс десорбции газа уравнением Ленгмюра, учитывающим переход газа из связанного состояния в газообразное по всему массиву в каналах газопроницаемости. Константы уравнения Ленгмюра для угля определяют в лабораторных испытаниях угольной мелочи, отобранной при бурении пластовых скважин. Указанные константы могут быть определены в ходе натурных экспериментов, методика которых изложена в работе [63]. Вторым обязательным уравнением является закон сохранения массы.

При однофазном движении газа в пористой среде метаноносного угольного пласта дифференциальное уравнение [19,82,188] выглядит следующим образом:

$$div\left(\frac{C}{\mu}\rho \cdot gradp\right) = \frac{\partial}{\partial t}\left[\Pi\rho + \frac{abp}{(1+ap)}\right] \qquad (4.2)$$

где C– газопроницаемость угля, м^2;

μ –вязкость, Па·с;

ρ – плотность метана, кг/м^3;

t – время, с;

Π – пористость угля;

a, b –постоянные адсорбции Ленгмюра;

p – давление газа, Па;

Дивергенция и градиент функции вычисляются по формулам:

$$divA = \frac{\partial A_x}{\partial x} + \frac{\partial A_y}{\partial y} + \frac{\partial A_z}{\partial z} \tag{4.3}$$

$$gradA = \frac{\partial A}{\partial x} i + \frac{\partial A}{\partial y} j + \frac{\partial A}{\partial z} k \tag{4.4}$$

где A_x,A_y,A_z- проекции вектора A на направления осей в декартовой системе координат;

i ,j , k – базисные векторы декартовой системы координат.

Для фильтрации метана в изотермическом процессе вдоль оси x в угольном пласте уравнение (4.2) принимает вид:

$$\frac{C}{\mu П} \cdot \frac{\partial}{\partial x}\left(p \frac{\partial p}{\partial x} \right) = \frac{\partial}{\partial t}\left[p + \frac{1}{П} \frac{RT}{\mu_{сн4}} \frac{abp}{(1+ap)} \right] \tag{4.5}$$

где p – давление метана в поровом пространстве, Па;

R – универсальная газовая постоянная, R = 8.31 Дж/(моль·К);

T – температура, К;

$\mu_{СН4}$ – молярная масса метана, $16 \cdot 10^{-3}$ кг/моль.

Для реализации метода численного решения уравнения (4.5) методом конечных элементов более подходит преобразованное уравнение, которое получается после операций дифференцирования

$$\frac{C}{\mu П}\left[\left(\frac{\partial p}{\partial x} \right)^2 + p \frac{\partial^2 p}{\partial x^2} \right] = \left[1 + A \frac{ab}{(1+ap)^2} \right] \cdot \frac{\partial p}{\partial t} \tag{4.6}$$

где $A = \left[\frac{1}{П} \frac{RT}{\mu_{сн4}} \right]$;$p=p(x,t)$

Там, где нет сорбционного массообменного процесса в поровом пространстве, уравнение (4.6) принимает вид:

$$\frac{C}{\mu П}\left[\left(\frac{\partial p}{\partial x} \right)^2 + p \frac{\partial^2 p}{\partial x^2} \right] = \frac{\partial p}{\partial t} \tag{4.7}$$

Описание массопереноса притока метана из угольного пласта к скважине в осесимметричной постанове задачи (4.2) имеет вид:

$$\frac{\partial}{\partial t}\left[П\rho + \frac{abp}{(1+ap)} \right] + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}\left(\frac{C}{\mu} \rho \cdot r \frac{\partial p}{\partial r} \right) = 0 \tag{4.8}$$

где r – радиальная координата, м;

Радиальная компонента вектора массовой скорости фильтрации составляет

$$q_r = -\rho \frac{C}{\mu} \frac{dp}{dr}, \text{ кг/(с·м}^2\text{)} \qquad (4.9)$$

Настоящие дифференциальные уравнения достаточно апробированы в прикладных научных исследованиях при решении задач в области дегазации угольных пластов. Отметим, что фундаментальной и прикладной наукой обоснованы более корректные постановки задачи, которые учитывают наличие воды в поровом пространстве, фрактальную структуру угольного пласта и вмещающих пород, пространственную анизотропию физических свойств, газопроницаемость угля под действием горного давления и другие факторы [65]. Однако при этом возникает проблема достоверного экспериментального определения численных значений большого количества исходных свойств, что не всегда возможно.

Менее сложные аналитические модели с небольшим количеством исходных свойств часто по достоверности прогноза не уступают многофакторным моделям. Кроме того, фундаментальные законы сохранения энергии и массы, учитываемые в дифференциальных уравнениях, не позволяют значительно отклониться от реальности прогнозов.

Большой практический интерес представляет анализ процессов газопереноса, отражающих притоки метана в очистной забой [65,158,164,207]. Знание общих закономерностей и конкретных методик определений притоков метана позволяют оптимизировать факторы безопасности при функционировании очистного забоя. На рисунке 4.5 представлен вертикальный разрез лавы.

Притоки газа в очистной забой происходят из пласта 1, пород почвы 2 и кровли 4. Забой поддерживается крепью 5, ограничивающей пространство лавы от обрушенных пород 3. В очистной забой поступают: приток газа 7 из угольного пласта; приток газа 8 из вмещающих пород; приток газа 9 из зоны обрушения.

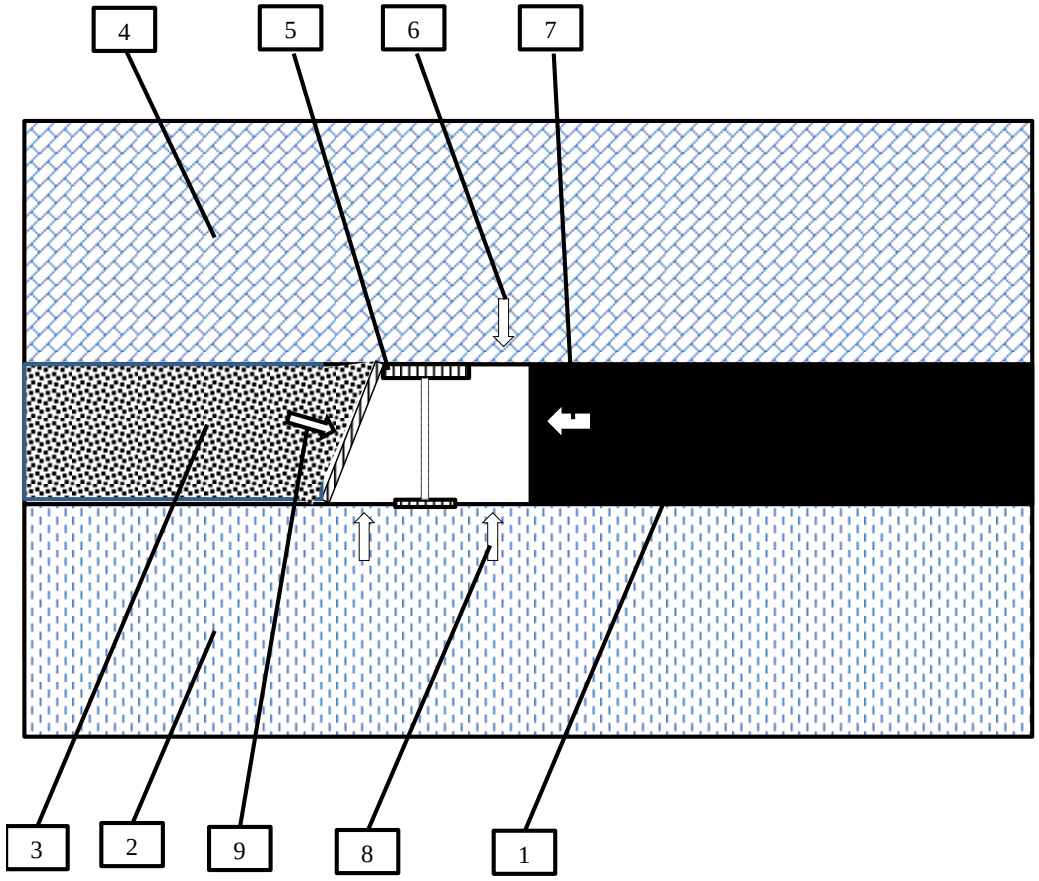


Рисунок 4.5 – Источники притока газа в лаву

1 –пласт; 2 – породы почвы; 3 – обрушенные породы; 4 – породы кровли; 5 – крепь; 6 – приток газа из кровли; 7 – приток газа из пласта; 8 – приток газа из почвы; 9 – приток газа из зоны обрушения

Величина указанных притоков метана зависит от режима работы очистного забоя, включая формирование свежей обнаженной поверхности угольного забоя, а также вмещающих пород.

Представляют интерес два различных режима массопереноса: в течение рабочей и ремонтной смены. В рабочую смену продолжительность цикла выемки угля зависит от скорости движения комбайна на прямом и обратном ходе и длины очистного забоя. Особый интерес представляет величина максимального притока метана из угольного забоя в течение всего цикла отбойки. Знание этой величины позволяет учитывать ее при расчете ПДНОЗГФ.

В течение ремонтной смены можно осуществлять измерение притоков метана в исходящую струю и концентрацию метана вдоль длины очистного забоя.

По данным шахтных замеров возможно судить о физических свойствах пласта, включая такой трудно определяемый параметр, как газопроницаемость в зоне опорного давления угольного пласта. Этот параметр представляет особый интерес, так как даже самые совершенные теоретические модели не способны учесть влияние тензора напряжений на изменение газопроницаемости угля и вмещающих пород.

При участии автора разработана методика определения газопроницаемости угольного пласта в зоне опорного давления, которая приведена в приложении 1 к настоящей диссертационной работе.

На рисунке 4.6 представлен результат расчета установившегося распределения давления метана в конце рабочей смены. Для решения задачи использовано уравнение (4.5) при следующих краевых условиях:

начальное давление метана в пласте (перед обнажением свободной поверхности) равно пластовому давлению $p_{0,}$

$$p(\infty, t) = p_0 \tag{4.10}$$

$$\frac{\partial p(\infty, t)}{\partial x} = 0 \tag{4.11}$$

и давление метана на свободной поверхности в течение всей последующей фильтрации газа равно атмосферному давлению.

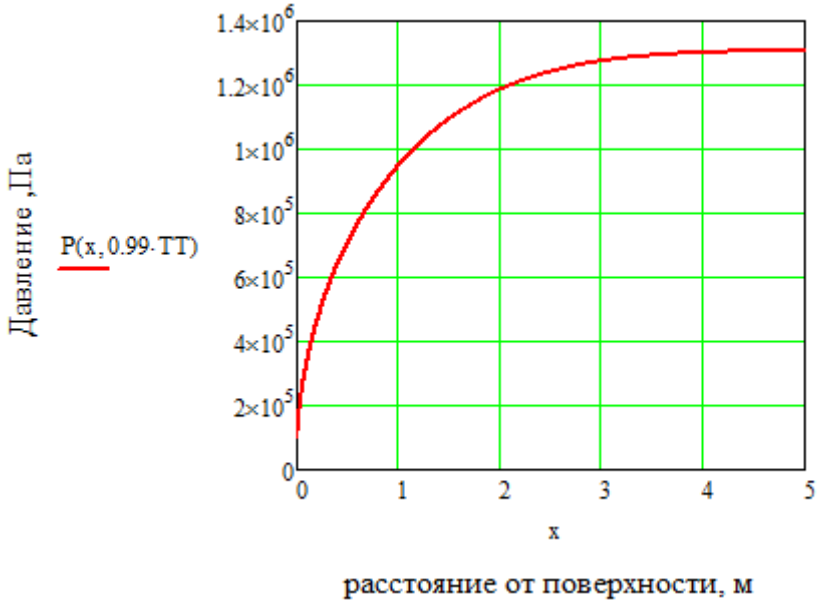


Рисунок 4.6 – Давление газа в пласте к концу ремонтной смены

p_0=1,3 МПа; p_{am}=0,1 МПа; константы Ленгмюра a=0,207·10^{-6} Па$^{-1}$;b =49,3кг/м^3; C=0,5 мД, $П$=4,5%; T=300 °К; μ=0,018·10^{-3} Па·с; ρ =1280 кг/м^3. Газоносность угля – 12 м^3/т

На рисунке 4.7 дан результат расчета при этих же исходных данных удельного притока газа (размерность м^3/м^2·мин) до конца ремонтной смены.

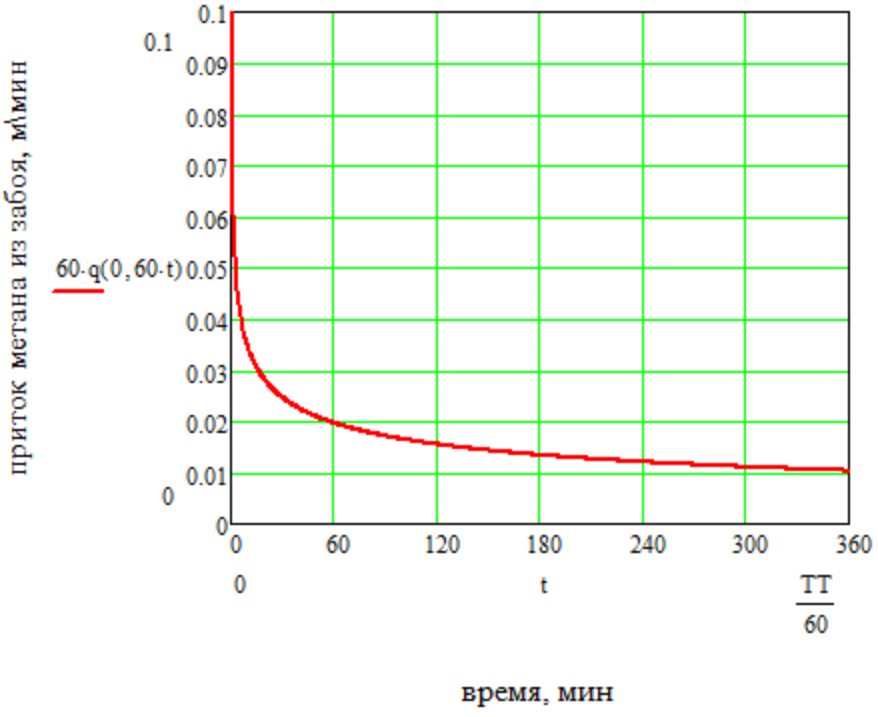


Рисунок 4.7 – Удельный приток газа из угольного пласта в течение ремонтной смены

Согласно рисунку 4.7 в середине ремонтной смены удельный приток составляет q=0,013 м^3/м^2·мин. В исходящую струю из очистного забоя длиной L=230 м, при мощности пласта m=2,23 м поступает приток метана величиной:

$$Q = q \cdot m \cdot L \tag{4.12}$$

$$Q = 0{,}013 \cdot 2{,}23 \cdot 230 = 6{,}67 \text{ м}^3/\text{мин} \tag{4.13}$$

Аналогично с распределением давления газа во вмещающих породах. На рисунке 4.8 можно видеть распределение давления метана по глубине вмещающих пород в конце ремонтной смены. Можно видеть более сильную дегазацию пород по сравнению с угольным забоем. Существенно различаются удельные притоки метана.

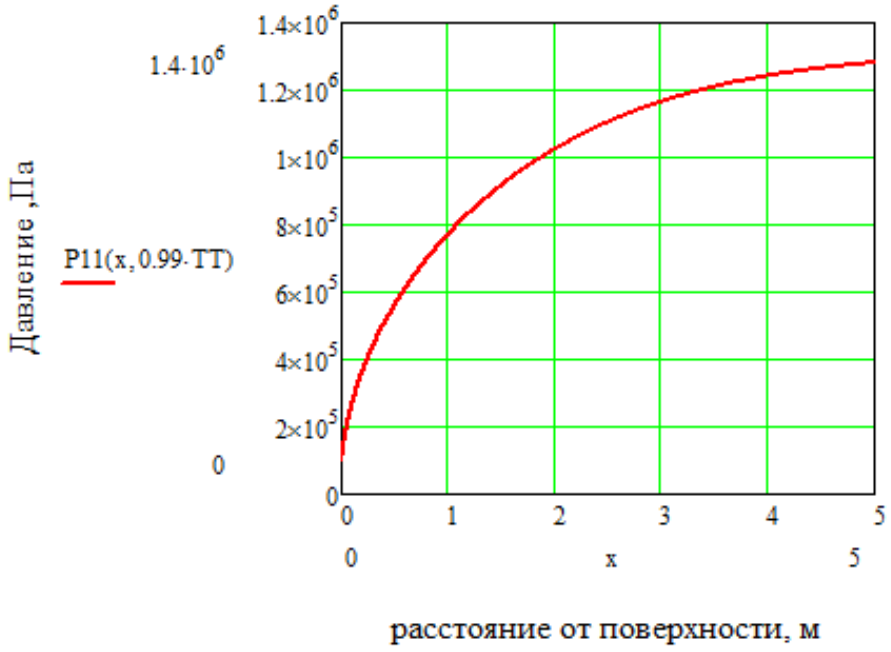


Рисунок 4.8 – Распределение метанового давления во вмещающих породах в конце ремонтной смены

p_0=1,308 МПа; p_{am}=0,1 МПа; C=0,05 мД, $П$=4,0%; T=300 °К; μ=0,018·10^{-3} Па·с; ρ =1280 кг/м^3. Газоносность угля – 12 м^3/т

На рисунке 4.9 показано изменение удельных притоков газа в лаву из пород кровли и почвы.

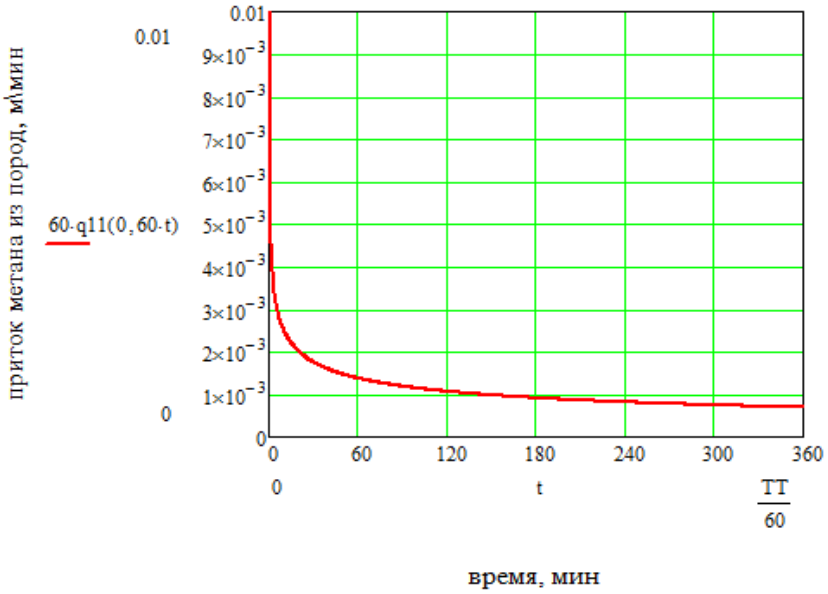


Рисунок 4.9 – Удельный метановый приток из вмещающих пород в течение ремонтной смены

Из рисунка 4.9 можно видеть, что в середине ремонтной смены удельный приток газа из вмещающих пород составляет 0,001 м^3/(м^2·мин). Вычислим по формуле (4.12) фактический приток газа в лаву, полагая продольный размер вмещающих пород 5 м

$$Q = 0{,}001 \cdot 5{,}0 \cdot 230 = 1{,}15 \text{ м}^3/\text{мин} \qquad (4.14)$$

Видим, что приток газа в очистной забой из угольного пласта в 6 раз больше, чем из пород почвы и кровли. Расчеты проводятся с некоторым запасом надежности т. к. в методике расчета решается одномерная задача и принята модель плоскопараллельной фильтрации газа. Фактическая картина отличается от принятой в расчетах и по физическому смыслу занижает значения значениям дебитов метана.

Правомерность представленной методики расчета имеет существенное значение для решения обратной задачи по определению газопроницаемости угольного пласта в зоне опорного давления. По результатам замеров концентрации газа в исходящей струе можно судить о газопроницаемости угля. Это необходимо для прогноза притоков газа в течение рабочей смены.

В соответствие с принятой моделью фильтрации метана из угольного пласта дадим расчет притока газа в зависимости от скорости движения комбайна вдоль

очистного забоя. Поставим задачу определения притока газа при нахождении очистного комбайна в конце лавы, когда имеется обнажение забоя при ширине захвата комбайна Δh, при скорости передвижения υ.

Тогда:

$$Q(\upsilon) = m\int_0^L q(0, \frac{L-y}{\upsilon})dy \qquad (4.15)$$

При y=0 значение удельного дебита газа в момент времени L/v соответствует положению источника газа в начале лавы относительно комбайна. При y=L имеем иное значение удельного притока, соответствующее расположению комбайна в конце очистного забоя. В этот момент удельный приток газа максимален и фильтрация идет со свежей обнаженной поверхности забоя. Концентрация газа в исходящей струе определяется суммарным притоком по всей длине забоя. Реально при скорости вентиляционного потока 4 м/с газ из начального участка приходит в исходящую струю ориентировочно через минуту. Погрешность расчета не существенна, так как различие в удельных притоках газа через одну или две минуты в рассматриваемом диапазоне менее 0,5%, что подтверждается графиком, представленным на рисунке 4.9. Например, при скоростях движения комбайна 3,286 м/мин и 3,239 м/мин различие во времени достижения комбайном конечного пункта при длине забоя 230 м составляет одна минута, за которую по графику 4.10 приток газа в лаву изменится на величину: $\frac{14{,}074-14{,}01}{14{,}074}\cdot 100 = 0{,}455\%$

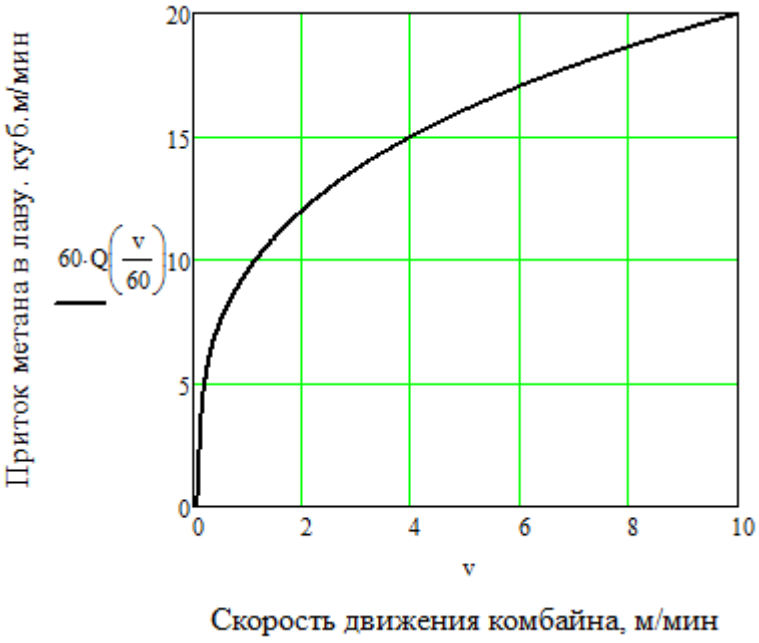


Рисунок 4.10 – Притоки газа в лаву как функция скорости движения комбайна в процессе отбойки угля

Реальные скорости движения комбайна при отбойке угля, при которой достигается нагрузка на очистной забой в пределах от 5 до 10 тыс. т/сутки, в анализируемых условиях изменяется от 3 до 6 м/мин. График 4.10 отражает возможную ситуацию по максимальной скорости передвижения комбайна до 10 м/мин.

4.3 Методика предварительного и оперативного прогноза газообильности подземных горных выработок в условиях интенсивной отработки угольных пластов

Методика предварительного и оперативного прогноза метанообильности горных выработок при высокоинтенсивной отработке угольных пластов ориентирована на газовые шахты и рекомендует способ аналитического определения притоков газа в вентиляционную струю очистного забоя.

Действующие в настоящее время руководящие документы по проектированию вентиляции угольных шахт основываются на опытных зависимостях, корректных для нагрузок на очистной забой до 4000÷5000 т/сут.

Реально имеют место значительно большие нагрузки на очистной забой, в связи с чем в этих условиях указанные нормативные документы не удовлетворяют необходимым требованиям и реализация рекомендаций без конкретного научного обоснования может иметь самые негативные последствия.

Методика предварительного прогноза метанообильности используется на стадии проектирования работы очистных забоев новых и действующих шахт и базируется на основополагающих законах, учитывающих физические и газокинетические свойства и характеристики состояния углегазоносного массива. Методика оперативного прогноза метанообильности на стадии ведения горных работ на выемочном участке реализуется с учетом ряда значений, полученных на выемочных участках-аналогах.

Фундаментальные знания позволяют решить выше названные задачи, базируясь на современных средствах компьютерного моделирования и прогрессивных системах мониторинга.

4.3.1 Теоретические положения

В методике расчета притоков газа из всех источников углегазонасыщенного массива горных пород используется дифференциальное уравнение, применение которого достаточно полно обосновано в известных работах [19,126]

$$\frac{\partial}{\partial t}\left[\Pi\rho + (1-\Pi)\frac{abP}{(1+aP)} \right] - \mathrm{div}\left(\frac{k}{\mu}\rho \cdot \mathrm{grad\ P} \right) = 0 . \qquad (4.16)$$

где Π – эффективная пористость; ρ – плотность газа; a, b – константы уравнения сорбции Ленгмюра; P –давление метана; k – газопроницаемость угля; μ –вязкость газа, Па·с.

На рисунке 4.11 показаны все основные источники выделения метана на выемочном участке при столбовой системе разработки.

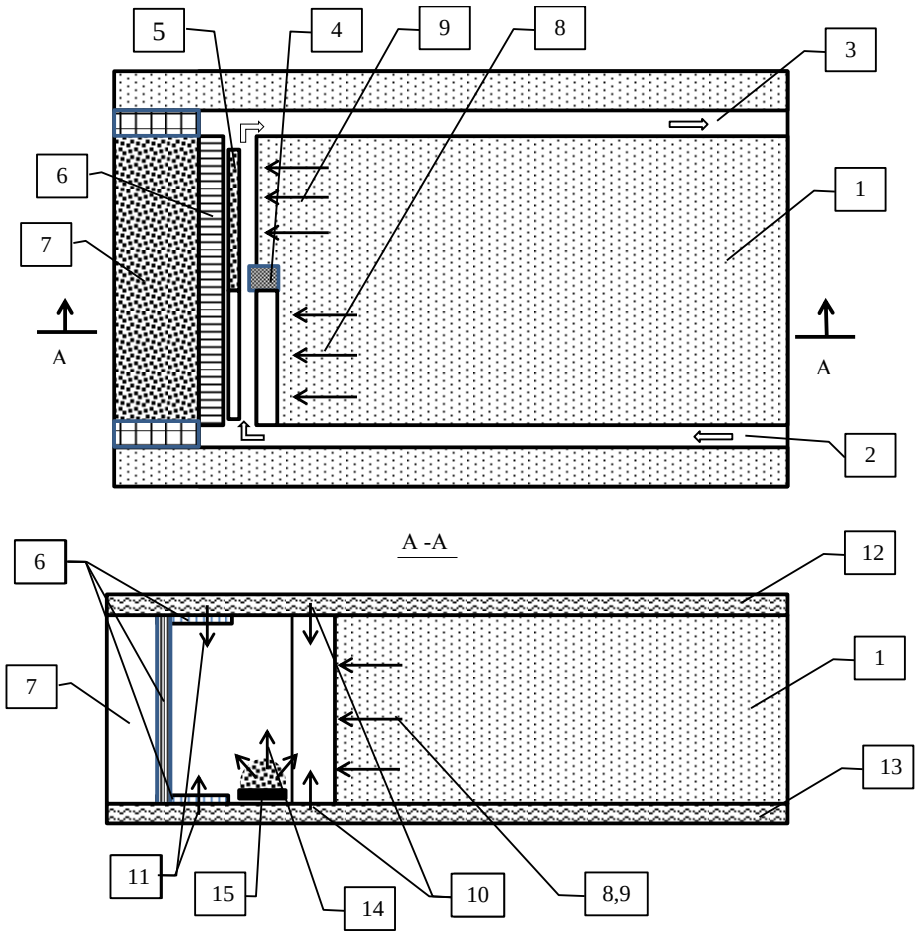


Рисунок 4.11 - Источники поступления газа в очистном забое

Пласт 1 оконтурен вентиляционной 2 и откаточной 3 подготовительными пластовыми выработками. Очистной комбайн 4 в процессе отбойки угля передвигается по направлению к откаточной выработке, отбитый уголь 5 транспортируется в этом же направлении по лавному конвейеру. Пространство лавы поддерживается крепью 6, отделяющей лаву от выработанного пространства 7. Газ в лаву поступает из ниже перечисленных источников: 8 - из угольного забоя свежего обнажения, образуемого при передвижении комбайна; 9 - из угольного забоя перед комбайном, сформированного ранее в предыдущем цикле отбойки угля; 10 - в месте свежего обнажения из вмещающих пород кровли 12 и почвы 13; 11 - в месте расположения крепи из пород кровли 12 и почвы 13; 14 - из отбитого угля 5, находящегося на конвейере 15.

Для проведения расчетов в качестве исходных данных нужны параметры системы разработки, физические и некоторые другие свойства пласта, пород почвы и кровли. Последовательность проведения расчетов была приведена на

рисунке 4.4. Основные параметры системы разработки и оборудования базируются на утвержденной в установленном порядке технологической документации.

Фундаментальные свойства газа берутся из справочной литературы. Физические и некоторые другие свойства угля и пород определяют в лабораторных условиях по известным методикам. Лабораторные исследования включают определение объёмной массы угля, пористости, метаноносности угля и констант сорбции в уравнении Ленгмюра. Проводят ситовый анализ и определяют гранулометрический состав отбиваемого комбайном угля. Все измерения должны производиться в углехимической лаборатории, обслуживающей угольные шахты.

Шахтные исследования предусматривают газовую съемку лавы в ремонтную смену, методика которой описана в работе [67]. По измерениям средней скорости вентиляционного потока и концентрации газа вдоль очистного забоя определяют экспериментальные зависимости, позволяющие рассчитать перетоки вентиляционной струи и газа в выработанное пространство.

Используя метод решения обратной теоретической задачи на основе уравнения 4.16 по результатам газовой съемки определяют проницаемость угольного пласта в очистном забое [64].

Большой практический интерес представляет измерение пластового давления метана в пределах выемочного участка, методика проведения которого описана в работе [68]. Методика определения давления метана в угольном пласте в шахтных условиях в достаточной степени сложная и весьма трудоемкая, поэтому при отсутствии шахтных испытаний пластовое давление метана в некотором приближении вычисляется по известным значениям метаноносности и постоянным изотермы Ленгмюра, полученным в лабораторных условиях (смотри раздел 4.4).

4.3.2 Предварительный прогноз газообильности очистного забоя

Предварительный прогноз ПДНОЗГФ осуществляется в технических службах АО "СУЭК-Кузбасс" на стадии перспективного планирования добычных работ.

При этом виде прогноза не имеется в наличие текущих данных газовых съемок лавы и результатов пластовой дегазации. В связи с этим можно частично опираться на некоторые известные результаты работы лавы-аналога.

На стадии проектирования новых выемочных участков на действующих или перспективных угольных шахтах необходимо осуществлять технико-экономическую оптимизацию технологических параметров системы разработки с целью уменьшения себестоимости угля. К управляемым факторам относятся:

- длина лавы;
- метаноносность угольного пласта, подвергаемого дегазации;
- производительность добычного оборудования;
- поперечное сечение в лаве;
- скорость передвижения лавного конвейера;
- гранулометрический состав отбитого угля и др.

Предварительный прогноз газообильности приводит к определению притоков газа в вентиляционную струю и обеспечение условий, удовлетворяющих требованиям ПБ по газовому фактору. Самым весомым фактором экономической эффективности является обеспечение условий достижения максимальной нагрузки на очистной забой

4.3.3 Оперативный прогноз газообильности очистного забоя

При изменении горно-геологических и горнотехнических условий, а также газовой ситуации технические службы шахты должны на основе оперативного прогноза управлять технологическим оборудованием участка в сторону соответствующего изменения производительности добычных работ.

При оперативном прогнозе нагрузок на очистной забой в очередную рабочую смену пользуются данными газовой съемки лавы в предшествующую ремонтную смену. Оперативный прогноз ПДНОЗГФ реализуется по разработанной компьютерной программе.

4.3.4 Расчетная модель

На рисунке 4.11 дана расчетная схема очистного забоя, учитывающая поступление газа из источников его поступления, в частности:

– из очистного забоя в процессе фильтрации с учетом процесса десорбции газа из угля - Q_1;

– из пород почвы и кровли – Q_2 и Q_3 ;

– из отбитого угля– Q_4 (на рисунке не показано);

– из вмещающих пород непосредственно из свежеобнаженной поверхности в процессе передвижения очистного комбайна - Q_{22} и Q_{33} (на рисунке не показано).

При расположении комбайна на концевом участке лавы длиной ***L,*** его скорости ***v,*** приток газа в выработку с обнаженной поверхности очистного забоя мощностью ***m*** определяется

$$Q_1(v) = \int_0^L 60 \cdot m \cdot q_1(0, \frac{L-x}{v})dx \text{, м}^3/\text{мин} \qquad (4.17)$$

Аналогично для расчета притока газа из вмещающих пород (кровли Q_2 и почвы Q_3):

$$Q_2(v) = \int_0^L 60 \cdot \Delta h \cdot q_2(0, \frac{L-z}{v})dz \text{;} \qquad (4.18)$$

$$Q_3(v) = \int_0^L 60 \cdot \Delta h \cdot q_3(0, \frac{L-z}{v})dz \text{ ,} \qquad (4.19)$$

где Δh – заходка комбайна, м.

Из вмещающих пород газ в очистную выработку может поступать также из места соприкосновения крепи в ней с вмещающими породами. Данные источники аналогичны рассчитываемым по (4.18) и (4.19). Различие связано со временем действия этих источников на момент отбойки угля комбайном (L-y)/v , временем L/v одной заходки и временем $t_{пер}$, нужным на подготовку к обратному движению комбайна. Зависимости для расчетов имеют вид:

$$Q_{22} = \int_0^L 60 \cdot \Delta h \cdot q_2(0, \frac{L-y}{v} + \frac{L}{v} + t_{пер})dy \qquad (4.20)$$

$$Q_{33} = \int_0^L 60 \cdot \Delta h \cdot q_3(0, \frac{L-y}{v} + \frac{L}{v} + t_{пер})dy \qquad (4.21)$$

Весомым источником поступления газа является отбитый уголь. По результатам ситового анализа гранулометрический состав известен. Среднее давление порового газа на участке отбиваемого угля определяют путем усреднения давления метана в пласте на ширине Δh заходки комбайна. Среднее давление в момент времени t прохождения комбайна определяется интегрированием

$$P_{ср}(t) = \frac{\int_0^{\Delta h} P(x,t)dx}{\Delta h} \qquad (4.22)$$

Суммарный дебит газа, поступающий в очистную выработку из всех обозначенных источников

$$Q_{\Sigma}(v) = Q_1(v) + Q_2(v) + Q_{22}(v) + Q_3(v) + Q_{33}(v) + Q_4(v) \qquad (4.23)$$

Зависимость (4.23) составляет базис предварительного и оперативного прогноза метанообильности очистного забоя.

Нагрузка на очистной забой при работе комбайна с учетом коэффициента использования во времени $K_{исп}$

$$A = \frac{K_{исп} \cdot 24 \cdot 3600 \cdot \rho_y \cdot m \cdot \Delta h \cdot v}{1000}, \text{ т/сут.} \qquad (4.24)$$

Согласно норм ПБ предельно допустимая скорость движения воздуха при проветривании очистного забоя составляет V_{max}= 4 м/с. При сечении выработки $S_{оч}$ допустимый расход воздуха

$$Q_{очmax} = S_{оч} \cdot V_{max} \qquad (4.25)$$

С учетом потерь воздуха в выработанное пространство и разбавления свежей струи на пути передвижения до очистного забоя метаном допустимый приток газа в струю

$$Q_{CH4} = 60 C_{кр} Q_{оч\,max} \pm \Delta Q \quad \text{м}^3/\text{мин} \qquad (4.26)$$

где $C_{кр}$ – критическое содержание газа в исходящей струе по нормам ПБ, $C_{кр}$ = 0,01 м^3/м^3; $\pm Q$ – приток (отток) метана в выработанное пространство [67].

Изложенное выше является вычислительным алгоритмом для предварительного и оперативного прогноза притоков метана в очистной забой, достаточным для расчета ПДНОЗГФ.

Алгоритм реализован на программном обеспечении «MathCad-14».

4.3.5 Исходные данные

Для расчета ПДНОЗГФ необходимо иметь определенное число исходных данных, которыми должна располагать шахта. В таблицах 4.1 – 4.3 приведены необходимые для расчета исходные данные.

Таблица 4.1 – Свойства угольного пласта

Шахта _____ Пласта_____ Очистной забой_____			
№п/п	Свойство, параметр		Значения
1	Пористость,%	Угольный пласт, %	
		Кровля, %	
		Почва, %	
2	Проницаемость	Угольный пласт, $м^2$	
		Кровля, $м^2$	
		Почва, $м^2$	
		Отбитые фракции угля, $м^2$	
3	Постоянные уравнения сорбции Ленгмюра	параметр изотермы, $Па^{-1}$	
		максимальный объем газа в тонне угля, $м^3/т$	
4	Метаноносность пласта, $м^3/т$		
5	Давление газа по изотерме Ленгмюра, Па		
6	Объемная масса угля, $кг/м^3$		
7	Зольность угля, $м^3/м^3$		

Таблица 4.2 – Горно-геологические условия

№ п/п	Основные технологические параметры		Значения
1	Мощность пласта, м		
2	Длина лавы, м		
3	Минимальное сечение очистной выработки, $м^2$		
4	Концентрация метана в воздушном потоке в подготовительной пластовой выработке на входе в очистной забой,%		
5	Максимально допустимая концентрация газа на выходе из очистного забоя, %		
6	Максимально допустимая скорость вентиляционного потока в лаве, м/с		
7	Режим работы очистного забоя	Количество смен в сутках	
		Продолжительность рабочей смены, час	
		Продолжительность ремонтной смены, час	
8	Параметры вентиляционного потока по результатам газовой съемки в ремонтную смену [77]		-
8.1	Фактические перетоки вентиляционной струи через крепь в выработанное пространство, $м^3/м^3$		
8.2	Массовый отток (приток) газа из лавы в выработанное пространство, кг/мин		

Таблица 4.3 – Характеристики комплекса и комбайна

№ п/п	Основные технологические параметры	Значения
1	Высота заходки комбайна, равная мощности пласта, м	
2	Ширина заходки комбайна, м	
3	Надежность (Коэффициент безаварийной работы комбайна в рабочей смены в течение всего срока эксплуатации)	
4	Продолжительность концевых операций комбайна, сек	
5	Скорость обратного движения комбайна при зачистке, м/мин	
6	Гранулометрический состав угля на лавном конвейере	
7	Скорость передвижения лавного конвейера, м/с	

4.3.6 Пример расчета

В таблицах 4.4 - 4.6 представлены исходные данные для реализации прогноза в горно-геологических и горнотехнических условиях шахты им. С.М. Кирова.

Таблица 4.4 – Свойства угольного пласта

№ п/п	Свойство, параметр		Значения параметров
1	Пористость	Угольный пласт, %	2,0
		Кровля, %	2,0
		Почва, %	2,0
2	Проницаемость	Угольный пласт, $м^2$	$0,2 \cdot 10^{-15}$
		Кровля, $м^2$	$0,01 \cdot 10^{-15}$
		Почва, $м^2$	$0,01 \cdot 10^{-15}$
		Отбитые фракции угля, $м^2$	$1,25 \cdot 10^{-22}$
3	Постоянные уравнения сорбции изотермы Ленгмюра	параметр изотермы, $Па^{-1}$	$0,207 \cdot 10^{-6}$
		максимальный объем метана в тонне угля, $м^3/т$	49,3
4	Природная газоносность пласта, $м^3/т$		12,0
5	Давление газа по изотерме Ленгмюра, Па		$16,54 \cdot 10^5$
6	Объемная масса угля, $кг/м^3$		1280
7	Зольность угля, $м^3/м^3$		0,27

Таблица 4.5 – Горно-геологические и горнотехнические условия

№ п/п	Основные технологические параметры		Значения
1	Мощность пласта, м		2,23
2	Длина лавы, м		240
3	Минимальное сечение очистной выработки, $м^2$		6,8
4	Концентрация газа в воздушном потоке в штреке на входе в очистной забой,%		0,05
5	Максимально допустимая концентрация газа в исходящей струе, %		1,0
6	Максимально допустимая скорость вентиляционного потока в лаве, м/с		4,0
7	Режим	Количество смен в сутках	4

№ п/п	Основные технологические параметры		Значения
	работы очистного забоя		
		Продолжительность рабочей смены, час	6
		Продолжительность ремонтной смены, час	6
8	Параметры вентиляционного потока по результатам газовой съемки в ремонтную смену [77]		-
8.1	Фактические перетоки вентиляционной струи в выработанное пространство, $м^3/м^3$		-0.00204
8.2	Массовый отток (приток) газа из лавы в выработанное пространство, кг/мин		- 1.277

Таблица 4.6 – Характеристики комбайна и механизированного комплекса фирмы «Джой»

№ п/п	Основные технологические параметры	Значения
1	Высота заходки комбайна (мощность пласта), м	2,23
2	Ширина заходки комбайна, м	0,8
3	Надежность (коэффициент безаварийной работы комбайна в течение рабочей смены)	0,95
4	Продолжительность концевой операции комбайна (после производительной заходки перед операцией зачистки забоя), с	300
5	Скорость обратного хода комбайна при зачистке перед очередным циклом заходки, м/мин	Аналогично скорости при заходке
6	Продолжительность концевой операции комбайна (после зачистки) перед очередным циклом заходки, с	300
7	Гранулометрический состав угля на лавном конвейере	По результатам шахтных замеров
8	Скорость движения лавного конвейера, м/с	2,4

Расчет выполнен по программе расчёта, текст которой представлен в Приложении 2.

Основные результаты расчета:

1) ПДНОЗГФ составляет 13960 т/сут.

2) Метанообильность очистного забоя при данной нагрузке составляет 13546 $м^3$/мин.

4.4 Аналитическая оценка природной газоносности и пластового давления

Анализ имеющейся информации о метаноносности угольных пластов [49,53,145] позволяет с некоторыми допущениями и точностью выявить зависимость величины метаноносности угольных пластов от глубины их залегания.

Интересующая нас связь в интервале глубин залегания угольных пластов 140÷600 м от поверхности для 9 пластов поля шахты им. С.М. Кирова представлена на рисунке 4.12 а, на котором просматривается прямая пропорциональная зависимость x =f(H) на шахтном поле им. С.М. Кирова.

Указанная зависимость может быть представлена следующим образом:

$$X = 0{,}038 \cdot H \text{ ,м}^3\text{/т с.б.м.} \qquad (4.27)$$

Зависимость (4.27) может быть использована для пластов «Болдыревский» и «Поленовский» (рисунок 4.12 б).

Безусловный интерес представляет связь природной метаноносности с пластовым давлением. Природная метаноносность угольных пластов определяется геологоразведкой в разведочных скважинах.

Исследования, проведенные М.А. Ермековым, установили закономерность изменения метаноносности с глубиной залегания угольных пластов:

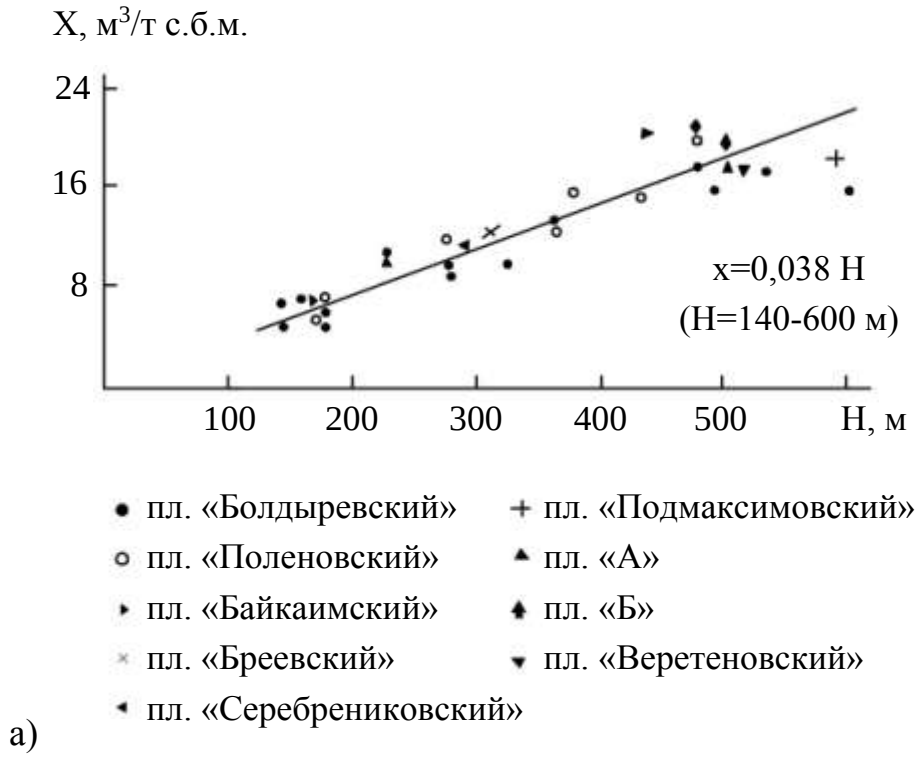
$$X = c \cdot (H\text{-}H_0) / 1 + b \cdot (H\text{-}H_0) \qquad (4.28)$$

где X – природная метаноносность угля на глубине залегания угольного пласта H, м, м^3/т;

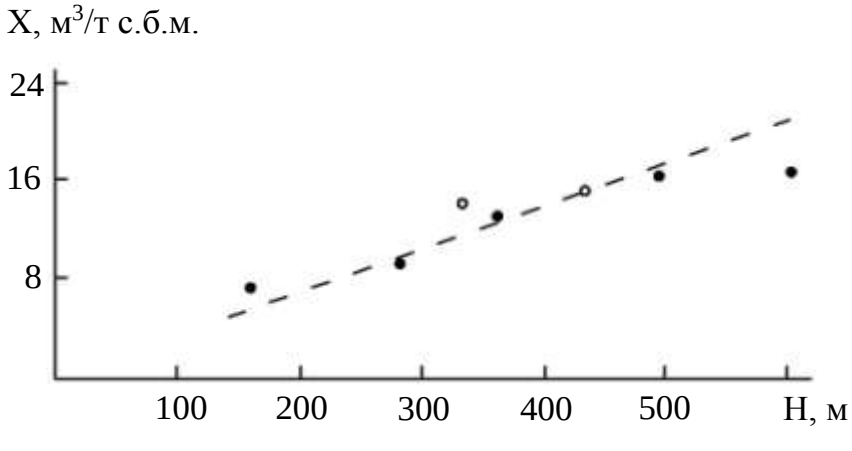
Ho – глубина зоны газового выветривания угольного пласта, м;

c и b- коэффициенты уравнения.

Постоянные c, b и глубина зоны газового выветривания H_o, были определены для отдельных участков Карагандинского бассейна по данным газового опробования угольных пластов на метаноносность в процессе ведения геологоразведочных работ. Подобные данные приведены в классификаторах газоносности угольных пластов и других угольных бассейнов.



а)



б)

Рисунок 4.12 – Изменение метаноносности пластов с глубиной

а – по 9 пластам угля;

б – по пластам «Болдыревский» и «Поленовский»

Метаноносность угля может быть также определена по величине пластового давления газа в угольном пласте. При прямолинейном изменении давления метана с глубиной зависимость полной газоносности угля от давления метана в угольном пласте можно описать уравнением Ленгмюра:

$$X = (a \cdot в_0 \cdot P_0) / 1 + в_0 \cdot P_0 \qquad (4.29)$$

где P_0 – давление метана в угольном пласте, кгс/см^2;

a и b_0 – коэффициенты уравнения Ленгмюра, характеризующие сорбционную метаноёмкость углей. Значения этих коэффициентов взаимосвязаны с коэффициентами c и b формулы (4.28):

$$a = c / b, \tag{4.30}$$

$$b_0 = 10b \tag{4.31}$$

4.5 Расчет ожидаемой нагрузки на очистной забой на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»

С учетом уточненных исходных данных, полученных на шахте имени С.М. Кирова АО «СУЭК-Кузбасс», выполнены расчеты ПДНОЗГФ. Результаты представлены в таблице 4.7.

Таблица 4.7 – Результаты расчета максимально допустимых нагрузок на очистной забой для шахты им. С.М. Кирова

Лава, пласт	Минимальное сечение лавы, м²	Ширина заходки комбайна /длина лавы (м/м)	Тип очистного комбайна	Газоносность (природная) м^3/т	Диапазон пластового давления метана до дегазации, атм	Нагрузка на очистной забой, т/сут (планы СУЭК)	Нагрузка по методике (минимальная)	Нагрузка по методике (максимальная)
Лава 24-58 Болдыр	6,8	0,8 / 289,29	SL-300 № 105087	17,65	17,7…29,5	13500	12900	15300
Лава 24-59 Болдыр	6,8	0,8 / 301,18	SL-300 № 105087	18,93	19,3…29,1	13500	10800	15600
Лава 24-60 Болдыр	6,8	0,8 / 300,78	SL-300 № 105087	19,87	20.0…35,0	13500	10200	12100
Лава 25-95 Поленов	5,2	0,78 / 300,11	JOY 4LS20 № LWS590	17,99	18,1…30,3	10000	9800	12400
Лава 25-96 Поленов	6,8	0,8 / 300,22	SL-300 ИП_2012	18,71	19.0…32,1	10000	8900	12100

В расчетах приведен диапазон вероятных пластовых давлений газа при заданной газоносности угольного пласта. В частности, для лавы 24-57 пласта «Болдыревский» известно значение газоносности, равное 16,14 $м^3$/т с.б.м. Ожидаемый диапазон пластовых давлений находится в пределах 15,8…26,0 бар. Разброс данных по пластовому давлению связан с разбросом принимаемых к учету значений коэффициентов сорбции, а также диапазон экспериментально полученных значений в шахтных условиях, в том числе и с использованием экстраполяции кривых. В этой связи один расчет производим при минимальном, а второй расчет – при максимально возможном пластовом давлении.

В последних двух колонках в таблице 4.8 представлены данные разработанного аналитического прогноза по минимальным и максимальным значениям ПДНОЗГФ. Этот коридор обусловлен диапазоном разброса ожидаемых пластовых давлений на проектируемых или подготавливаемых к отработке выемочных участков. При экспериментальном более представительном и достоверном уточнении этой величины можно конкретизировать предел нагрузок по газовому фактору.

На основе представленных в таблице данных можно сделать вывод: для указанных в таблице лав, за исключением лавы 24-60, применение предварительной пластовой дегазации с эффективностью 10÷15 % позволит с большой вероятностью решить проблему метановых ограничений на нагрузки на очистной забой. Для выемочного участка 24-60 может оказаться недостаточным применение технологии подземной пластовой дегазации в типовом исполнении, как это имело место на предыдущих выемочных участках по пластам «Болдыревский» и «Поленовский».

Обосновано рекомендовать применение вспомогательных активных воздействий на угольный пласт, особенности и существо которых будет изложена в главе 5 настоящей работы.

Таблица 4.8 – Результаты сравнительного анализа фактических и прогнозируемых нагрузок на очистной забой для шахты им. С.М. Кирова

Лава, пласт	Минимальное сечение лавы, м²	Ширина заходки комбайна /длина лавы (м/м)	Тип очистного комбайна	Газоносность, м³/т	Пластовое давления метана, Атм	Планируемая СУЭКом нагрузка на очистной забой, т/сут	Максимально допустимая нагрузка по разработанной методике т/сут	Добыча, тыс. т / Средняя нагрузка, т/сут.	Максимальная достигнутая нагрузка (по факту), т/сут
Лава 24-57 Болдыр.	6,8	0,8 / 307,06	SL-300 №105087	16,14	15,8	7840	8665	560 за 2 мес. 2014 г. / 9180	8665
Лава 25-92 Поленов.	5,2	0,76 / 240,23	JOY 4LS-5	16,73	16,5	3310	7063	917 за 13 мес. 2010 г. 630 за 4,2 мес. 2011 г. / 2998	5700
Лава 25-93 Поленов.	5,2	0,78 / 238,88	JOY 4LS20 №LWS590	16,55	16,3	3480	6731	1379 за 9,2 мес. 2010 г. 1007 за 6 мес. 2011 г. / 4912	7452
Лава 24-57 Болдыр.	6,8	0,8 / 307,06	SL-300 №105087	16,14	15,8	7840	8665	560 за 2 мес. 2014 г. / _ 9180	8665
Лава 25-92 Поленов.	5,2	0,76 / 240,23	JOY 4LS-5	16,73	16,5	3310	7063	917 за 13 мес. 2010 г. 630 за 4,2 мес. 2011 г. / _ 2998	5700
Лава 25-93 Поленов.	5,2	0,78 / 238,88	JOY 4LS20 №LWS590	16,55	16,3	3480	6731	1379 за 9,2 мес. 2010 г. 1007 за 6 мес. 2011 г. / _ 4912	7452

Оценку работоспособности и достоверности аналитического метода определения ПДНОЗГФ могут быть сделаны на основании данных, приведенных в таблицах 4.2-4.6, где представлены результаты сравнительного анализа прогнозных и фактических показателей для шахты им. С.М. Кирова на начало 2015 г.

Приведем результаты анализа прогнозной величины предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору и фактически достигнутых показателей нагрузки на ряде лав шахты им. С.М. Кирова.

В лаве 24-57 (пласт Болдыревский) АО «СУЭК-Кузбасс» в 2014 г. планировалась нагрузка на очистной забой 7840 т/сут. По факту за 2 полных рабочих месяца было добыто 260+300=560 тыс. т. В соответствие с аналитическим прогнозом по ПДНОЗГФ эта величина составила 8665 т/сут.

В начале работы газа было относительно мало, так как лава только что отошла от разрезной печи. На участке 24-57 в декабре была достигнута отметка среднесуточной добычи 9667 т. Декабрь является не самым представительным для анализа месяцем. Максимальные крайние точки отбрасываются как промахи. В качестве фактического значения следует принять величину 8667 т.

В лаве 25-92 на пласте «Поленовский» планировалась нагрузка 3310 т/сут. По факту за 13 мес. 2010 г было добыто917 тыс. т. и за 4,2 мес. 2011 г. – 630 тыс. т. Всего за 17,2 месяца добыча угля составила 1547 тыс. т.

ПДНОЗГФ, рассчитанная по разработанной методике, составила 7063 т/сут. Фактическая нагрузка на очистной забой по месяцам в 2009-2011 гг. приведена в таблице 4.9.

Максимальная среднесуточная нагрузка была достигнута в апреле 2011 г. и составила в среднем 8767 т/сут. Однако это значение как крайнее исключаем. Тогда в качестве максимально достигнутой следует принимать 5710 т/сут. а согласно аналитическому прогнозу максимально допустимая среднесуточная нагрузка– 7063 т.

Таблица 4.9 – Фактическая нагрузка на очистной забой по пласту «Поленовский» шахты им. С.М. Кирова в 2009-2011 гг.

Год	Месяц	Среднемесячная нагрузка на очистной забой, т/сут	Среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут
2009	декабрь	75000	2419
2010	январь	45000	1452
2010	февраль	44000	1692
2010	март	105000	3387
2010	апрель	120000	4000
2010	май	106000	3419
2010	июнь	30000	1000
2010	июль	78000	2700
2010	август	38000	1226
2010	сентябрь	81000	2700
2010	октябрь	78000	2516
2010	ноябрь	30000	1000
2010	декабрь	87000	2806
2011	январь	80000	2581
2011	февраль	90000	3333
2011	***март***	***177000***	***5710***
2011	апрель	263000	8767 – исключаем

В лаве 25-93 по пласту «Поленовский» планировалась среднесуточная добыча 3480 т. По факту за 7 месяцев 2011 г. объем добытого угля составил1007 тыс. т., за 9,2 месяцев2012 г. – 1379 тыс. т. Всего за 16,2 месяцев добыто 2386 тыс. т. Согласно аналитическому прогнозу ПДНОЗГФ равна 6731 т.

Данные по добыче угля по месяцам в 2011-2012 гг. приведены в таблице 4.10.

Таблица 4.10 – Фактическая нагрузка на очистной забой по пласту «Поленовский» шахты «им. С.М. Кирова» в 2011-2012 гг.

Год	Месяц	Среднемесячная нагрузка на очистной забой, т/сут	Среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут
2011	июль	86000	2774
2011	***август***	***231000***	***7452***
2011	сентябрь	235000	7833 – исключаем
2011	октябрь	137000	4419
2011	ноябрь	144000	4800
2011	декабрь	167000	5387
2012	январь	148000	4774
2012	февраль	170000	6296
2012	март	200000	6452
2012	апрель	158000	5267
2012	май	94000	3032
2012	июнь	143000	4767
2012	июль	145000	4677
2012	август	142000	4581
2012	сентябрь	126000	4200

По факту была достигнута максимальная нагрузка 7833 т/сут. Этот максимум исключаем. К учету принимаем второй максимум 7452 т/сут.

В лаве 25-94 по пласту «Поленовский» планировалась среднесуточная нагрузка 6890т. По факту за 11 месяцев 2013 г. добыто1819 тыс. т и 1383 тыс. т – за 12 месяцев 2014 г. Прогнозная ПДНОЗГФ – 7409 т/сут. Показатели добычи угля по месяцам в 2013-2014 гг. представлены в таблице 4.11.

Из приведенных данных следует, что максимальная среднемесячная нагрузка была достигнута в октябре 2014 г. и составила в среднем 8097 т/сут. Первый максимум исключаем. Принимаем к учету второй максимум 7200 т/сут. Ниже приведена таблица 4.12 с данными прогноза по базовой нормативной

методике и разработанной аналитической методике определения ПДНОЗГФ для условий ряда выемочных участков шахты им. С.М. Кирова.

Таблица 4.11 – Фактическая нагрузка на очистной забой по пласту «Поленовский» шахты им. С.М. Кирова в 2013-2014 гг.

Год	Месяц	Среднемесячная нагрузка на очистной забой, т/сут.	Среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут.
2013	февраль	178000	2543
2013	март	192000	6193
2013	***апрель***	***216000***	***7200***
2013	май	146000	4710
2013	июнь	121000	4033
2013	июль	60000	1935
2013	август	132000	4258
2013	сентябрь	200000	6667
2013	октябрь	220000	7097
2013	ноябрь	125000	4167
2013	декабрь	221000	7129
2014	январь	131000	4226
2014	февраль	150000	5769
2014	март	111000	3581
2014	апрель	66000	2200
2014	май	65000	2097
2014	июнь	75000	2500
2014	июль	66000	2200
2014	август	130000	4193
2014	сентябрь	77000	2567
2014	октябрь	251000	8097 – исключаем
2014	ноябрь	180000	6000
2014	декабрь	81000	2613

Таблица 4.12 – Оценка достоверности прогноза нагрузки на очистной забой на выемочных участках шахты им. С.М. Кирова

Номер п/п	Лава	Прогноз базовый (принятый в СУЭКе)	Прогноз по разработанной методике максимально допустимой нагрузки, т/сут	Фактическая, максимальная достигнутая нагрузка, т/сут	Объем добытого угля, тыс.т
1	24-57	7840	8665	8667	560
2	25-92	3310	7063	5700	1547
3	25-93	3480	6731	7452	2386
4	25-94	6890	7409	7200	3184

Приведенные в таблицах данные позволяют выявить большую точность прогноза, выполненного по разработанному аналитическому методу на основании объективного критерия, а именно, средневзвешенного по объему отклонения от факта. Предполагается, что чем меньше значение критерия, тем более достоверен прогноз.

Погрешность базового прогноза, выполненного по применяемой в компании «СУЭК-Кузбасс»

методике:

$$\Delta = \frac{\frac{(8667-7840)\cdot 560}{8667} + \frac{(3310-5700)\cdot 1547}{5700} + \frac{(7542-3480)\cdot 2386}{7452} + \frac{(6890-7200)\cdot 3184}{7200}}{560+1547+2386+3184}$$

$$= 0{,}275$$

Оцененная достоверность прогноза (1-0,275)·100=72,5%

Погрешность прогноза ПДНОЗГФ по разработанной аналитической методике составляет:

$$\Delta = \frac{\frac{(8667-8665)\cdot 560}{8667} + \frac{(7065-5700)\cdot 1547}{5700} + \frac{(7542-6731)\cdot 2386}{7452} + \frac{(7409-7200)\cdot 3184}{7200}}{560+1547+2386+3184}$$

$$= 0{,}09$$

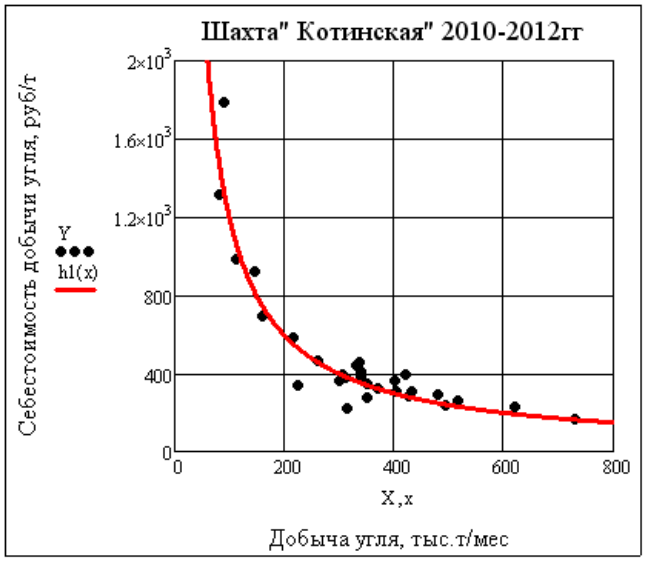
Оцененная достоверность прогноза (1-0,09)·100=91,0%

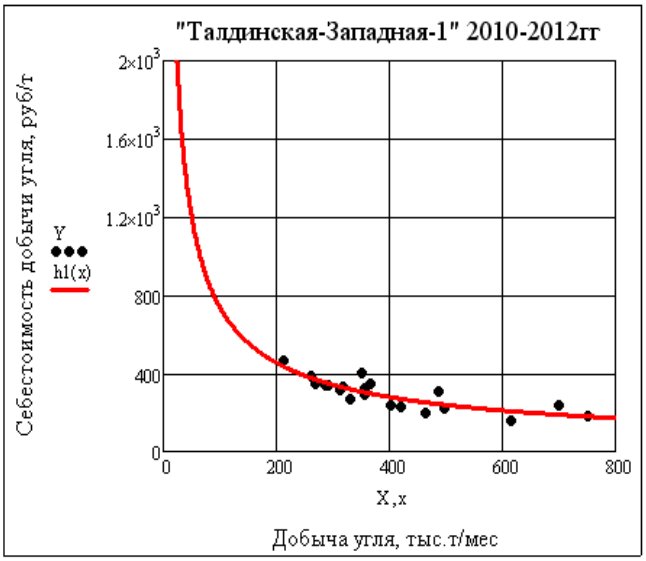
Выполненный анализ позволяет сделать вывод, что достоверность разработанной аналитической методики прогноза существенно выше базовой методики, применяемой в АО «СУЭК-Кузбасс» (91% > 72,5%).

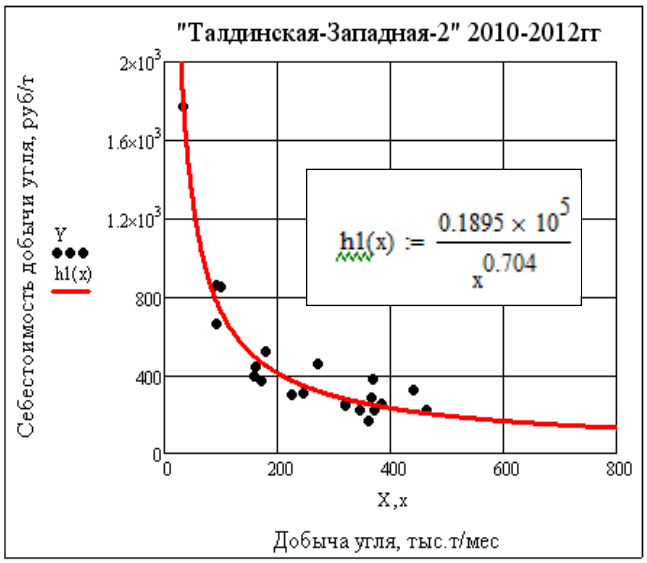
Тем не менее, необходимо отметить, что подобная сравнительная положительная оценка подтверждает только методическую правильность разработанного аналитического метода и его принципиальную работоспособность. В это же время, полученные численные значения не могут считаться представительными и достоверными ввиду существенной неточности исходных данных для выполненных расчетов. Это относится в первую очередь к значениям метаноносности, пластовому давления метана и к сорбционным характеристикам угольного пласта.

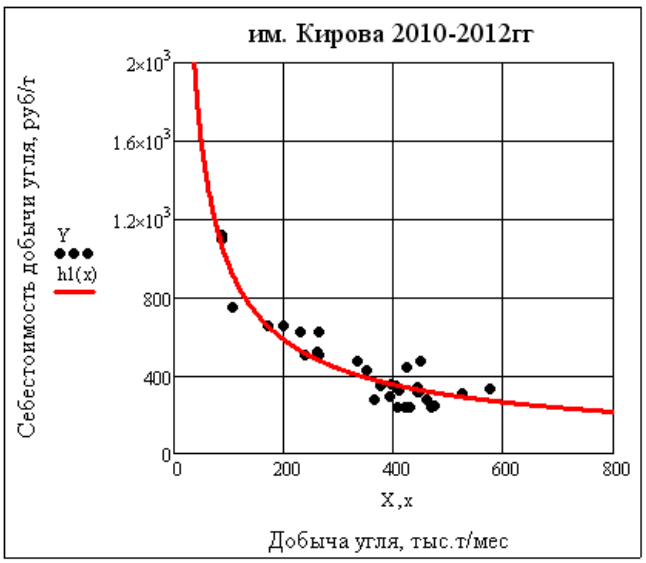
4.6 Технико-экономическая оценка реализации способов аналитического прогноза газообильности горных выработок и повышения эффективности дегазации в условиях интенсивной отработки угольных пластов

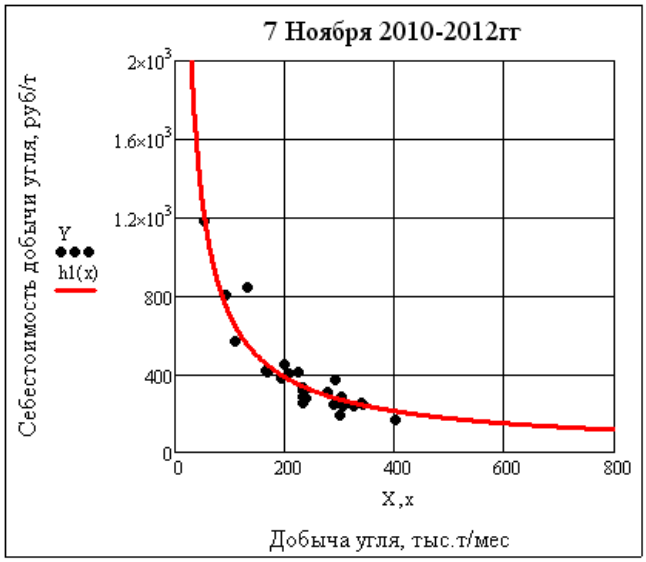
Целесообразно получить достоверную информацию относительно ожидаемой экономической отдачи от реализации технологических мероприятий, направленных на внедрение разработанного метода аналитического прогноза метанообильности горных выработок и повышение эффективности дегазации в условиях интенсивной отработки газоносных угольных пластов. Экономические расчеты по известным и применяемым методикам не всегда приводят к правомерным результатам, так как в современных рыночных отношениях ряд технико-экономических показателей не подлежат свободному распространению. Также, некоторые исходные данные существенно меняются во времени. Примененная нами методика расчета себестоимости угледобычи в зависимости от нагрузки на очистной забой базируется на анализе шахтной статистики и построении соответствующих корреляционных зависимостей. На графиках рисунков 4.13 приведены результаты построения корреляционных степенных зависимостей для шахт АО «СУЭК-Кузбасс».











$$(h1(300) - h1(400)) \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 12 = 7.173 \times 10^7$$

Рисунок 4.13 – Корреляционные зависимости себестоимости добычи угля от производительности очистных забоев шахт

Для примера выполним расчет ожидаемого экономического эффекта для условий шахты АО «СУЭК-Кузбасс» шахты «Котинская». Рассмотрим случай, когда согласно оперативному прогнозу имеется возможность повышения нагрузки на очистной забой на величину 100 тыс. т/мес: от 300 до величины 400 тыс. т/мес.

Годовой экономический эффект за счет понижения себестоимости угледобычи может быть определен по формуле:

$$\Delta Э = [h_1(300) - h_1(400)](400 - 300)12. \qquad (4.32)$$

Результат расчета для шахты «Котинская», руб/год:

$$\Delta Э = \left[\frac{1{,}221 \cdot 10^5}{300^{1{,}004}} - \frac{1{,}221 \cdot 10^4}{400^{1{,}004}}\right](400 - 300)12 = 119{,}5 \cdot 10^6. \qquad (4.33)$$

Подобные расчеты для ряда других шахт в соответствии с данными рисунков 4.13 получают следующие результаты, представленным в таблице 4.13.

Таблица 4.13 – Экономический эффект от повышения нагрузки на очистной забой

№ п/п	Производственный объект	Расчетный экономический эффект за счет повышения производительности шахты на 100 тыс. т, млн. руб/год.
1	«Котинская»	119.5
2	«Талдинская-Западная -1»	75.15
3	«Талдинская-Западная -2»	74.70
4	Им. С.М.Кирова	98.32
5	«7 Ноября»	71.73

Проведенная временная корректировка данных (для компактности изложения не приводится) позволила построить корреляционную зависимость приведенной себестоимости угля от интенсивности угледобычи, представленная на рисунке 4.14. Сплошной линией показаны значения без учета дисконтирования. Очевидно, что по мере увеличения производительности добычного участка себестоимость снижается.

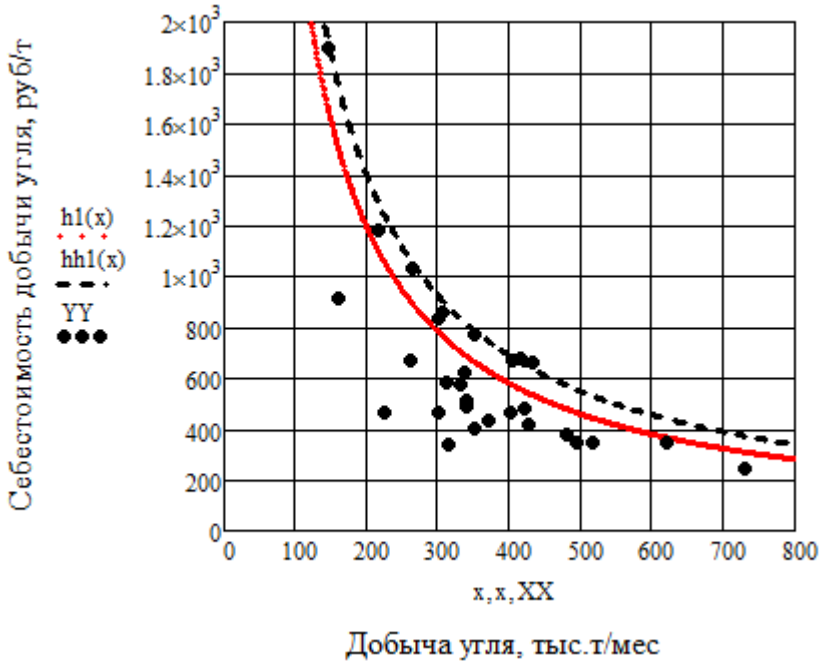


Рисунок 4.14– Корреляционная зависимость себестоимости добычи угля от интенсивности угледобычи

Предположим, что в результате совершенствования дегазации нагрузка на очистной забой увеличилась с 600 до 700 тыс. т/мес, т.е на 16,7 %. Согласно корреляционной зависимости себестоимость добычи угля снижается на величину

$$(455{,}098-388{,}804)=66{,}3 \text{ руб/т} \qquad (4.37)$$

Снижение себестоимости составляет

$$\frac{66{,}3}{455{,}098}100 = 14{,}6\% \qquad (4.38)$$

При этом экономия средств за месяц в результате увеличения интенсивности угледобычи на 100 тыс. т/мес составит

$$66{,}3 \text{ руб/т}\cdot 100 \text{ тыс.т} = 6{,}63 \text{ млн. руб/мес} \qquad (4.39)$$

Это значение обосновывает целесообразность проведения специальных технологических мероприятий по совершенствованию дегазации, обеспечивающих интенсификацию угледобычи. В базовом варианте стандартной предварительной пластовой дегазации выемочного участка в течение времени работы дегазационных скважин из скважины извлекается газ в следующем объеме:

$$\Delta q = \frac{qt}{mR(L - l_0)\rho} \text{ , м}^3/\text{т} \qquad (4.40)$$

где q– средний дебит газа, м^3/с;

t –время активной дегазации выемочного участка перед началом работы очистного комбайна;

m - мощность пласта, м;

R – расстояние между скважинами, м;

L – длина лавы, м;

l_0 – размер зоны дегазации между через оконтуривающие выработки, м;

ρ – плотность угля, т/м^3.

Выполним оценочный расчет применительно к очистным работам по пласту «Болдыревкий» шахты им. С.М.Кирова: q = 10 л/мин; t = 6 мес.; m = 2,23 м; R = 12 м; L = 240 м; l_0 = 40 м; ρ = 1,28 т/м^3.

В расчете по формуле (4.40): $\Delta q = 0{,}84$ м^3/т.

Следовательно, при начальной метаноносности угольного пласта 12 м^3/т стандартная (базовая) технология может обеспечить снижение метаноносности до начала очистных работ до значения 11,16 м^3/т.

Если в результате применения вспомогательных и дополнительных способов активного воздействия на угольный пласт в составе комплексной дегазации (о них будет более подробно написано в главе 5 настоящей диссертации) по подземному гидроразрыву и (или) автопневматическому воздействию на пласт через дегазационные скважины будет достигнуто повышение средних дебитов метана до величины, например, 25 л/мин, то в этом случае метаноносность угольного пласта, рассчитанная по формуле (4.40) будет понижена на величину 2,1 м^3/т. Следовательно, газоносность пласта в результате разработанных мероприятий составит 9,9 м^3/т.

Возьмем разработанную нами методику предварительного прогноза метанообильности и определения ПДНОЗГФ. Прогноз нагрузки на очистной забой представлен в таблице 4.14.

Таблица 4.14 – Прогноз нагрузки на очистной забой

№ п/п	Применяемый способ дегазации	Метаноносность, $м^3/т$	Нагрузка на очистной забой, т/сут
1	Пластовая дегазация не применяется	12,0	11 470
2	Стандартная (базовая) пластовая дегазация (без физических воздействий)	11,16	12 200
3	Комплексная пластовая дегазация (с применением дополнительных активных воздействий на пласт)	9,9	13 310

На базе сделанных расчетов получено, что при реализации базовой технологии пластовой дегазации ПДНОЗГФ возрастает ориентировочно на 6,4%. В то же время, при реализации, например, разработанной нами технологии пневматического воздействия (подробно в главе 5), нагрузка возрастает на 16%, что представляет более существенный практический вклад.

В соответствие с рисунком 4.15 рост производительности очистных работ с 12,2 до 13,3 тыс. т/сут приводит к уменьшению себестоимости добычи угля приблизительно на 55,1 руб./т. Отсюда делается вывод, что мероприятия по интенсификации дегазации не должны повышать суммарные затраты более, чем на 730 тыс. руб в месяц. При меньших месячных затратах применение новых технологий пластовой дегазации экономически обосновано и имеют свои перспективы.

4.7 Выводы по главе

1. Действующие руководящие документы (Инструкция по применению схем проветривания [76], а также базовая методика, приведенная в [147]) не пригодна для объективного и обоснованного расчета ПДНОЗГФ, так как содержат множество эмпирических коэффициентов, не имеющих однозначного физического смысла.

2. Научно обоснована методология, разработана и апробирована методика расчета ПДНОЗГФ, позволяющая на базе технологических параметров системы разработки, базовых физических свойства угольного пласта и вмещающих пород, фундаментальных уравнений математической физики и современных средств компьютерного моделирования объективно определять допустимый по газовому фактору уровень нагрузок на очистной забой. Методикой предусмотрены лабораторные определения плотности, пористости и параметров Ленгмюра, шахтные эксперименты по определению пластового давления метана в выемочном столбе и вычисление газопроницаемости угля по результатам газовой съемки лавы в ремонтную смену.

3. Предложен организационный механизм планирования очистных работ на основе предварительных и оперативных расчетов суточных нагрузок на очистной забой средствами компьютерного моделирования, реализуемый службой технического отдела шахты.

4. На основе выполненных по разработанной методике шахтных экспериментальных работ по определению пластового давления метана, выполнен прогноз ПДНОЗГФ для условий шахты им. С.М. Кирова, который показал, что в некоторых случаях запланированные ранее нагрузки на очистной забой не выполнимы без успешной реализации предварительных мероприятий по интенсификации пластовой дегазации угольных пластов.

5. Дана технико-экономическая оценка реализации способа аналитического прогноза метанообильности горных выработок и целесообразности повышения эффективности пластовой дегазации в условиях интенсивной отработки высокогазоносных угольных пластов.

ГЛАВА 5 РАЗРАБОТКА И МЕТОДОЛОГИЯ ВЫБОРА СПОСОБОВ ДЕГАЗАЦИОННОЙ ПОДГОТОВКИУГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ К ВЫСОКОЭФФЕКТИВНОЙ ОТРАБОТКЕ

Вопросам разработки, внедрения, оценки эффективности различных способов дегазации посвящены многочисленные исследования различных научных школ и организаций, высококвалифицированных ученых и специалистов начиная с 50-70-х годов прошлого столетия [4,5,80,108,129,148], 70-90-х годов [8,35,39,49,81,89,107,141] и в последующий период [16,142,143,145,162]. Анализ источников был использовал при разработке методологических подходов к обоснованному выбору технологий пластовой дегазации в условиях интенсивной разработки газоносных угольных пластов. Необходимо отметить, что приведенная достаточно высокая эффективность некоторых технологий пластовой дегазации, внедренных в ранние периоды функционирования угольной отрасли (50-е и 60-е годы прошлого столетия), в первую очередь может быть объяснена относительно небольшой глубиной залегания угольных пластов (200 ÷ 300 метров) и, соответственно, высокой их проницаемостью. На аналогичные результаты вряд ли можно рассчитывать на современных глубинах разработки (500÷600 и более метров). Однако учет результатов этих исследований необходим для достоверности и представительности разработанных рекомендаций.

Целесообразно также отметить, что разработанный методологический подход к оценке эффективности дегазации разрабатываемых угольных пластов основывается на двух составляющих. Первая – это обобщение шахтных результатов эффективности применяемых способов дегазации, вторая – это расчет эффективности с применением фундаментальных законов метанопереноса в не разгруженном от горного давления низкопроницаемом угольном пласте и насыщением их достоверной информацией по свойствам и основным характеристикам угольных пластов, полученным непосредственно на объекте дегазации экспериментальным путем по известным, усовершенствованным и авторским методикам при соответствующем их обосновании.

5.1 Общие принципы выбора рациональных технологических схем дегазационной подготовки угольных пластов

В этой главе диссертации главное внимание будет уделено вопросам дегазационной подготовки интенсивно разрабатываемых газоносных угольных пластов для минимизации поступления метана в очистной забой непосредственно из данного источника, что особенно актуально на данном этапе.

В настоящее время актуальность этого вопроса определяется тем, что при постоянном углублении горных работ (10÷15 метров в год и более) растет газоносность угольных пластов, что приводит к увеличению газообильности очистного забоя, а также тем, что неуклонный рост производительности угледобычи также непосредственно связан с повышением газовыделения из разрабатываемого угольного пласта.

Также необходимо отметить, что основное количество метана (до 95-98%) в не разгруженных от горного давления угольных пластах находится в связанном (сорбированном) состоянии [4,5,33,66,107,132,216,233], перевод его в свободную фазу и метаноперенос по мельчайшим порам и трещинам низко проницаемого угольного пласта (сотые и тысячные доли миллидарси) [6,16,49,82,107,221,224] – процесс весьма сложный, связанный с большими временными и энергетическими затратами, что сказывается на относительно низком уровне глубины дегазации этого источника, редко превышающую 10-15%.

Относительно большие поступления метана из выработанного пространства представляют менее сложную научно-практическую задачу, так как подавляющая часть метана находится в свободном состоянии и применяемые способы дегазации этого источника имеют надежную эффективность до 75 ÷80% и более.

Методология выбора рациональных технологий управления метановыделением при дегазационной подготовке собственно угольного пласта предусматривает выполнение двух основных этапов.

На первом этапе решается три основных вопроса.

1) Оценивается целесообразность и необходимость проведения дегазационных работ. Основным моментом тут является наличие ограничений по нагрузке на очистной забой по газовому фактору с учетом нормативных документов и изучения на базе последних научных исследований процессов метановыделения из разрабатываемых угольных пластов в очистной забой при высокопроизводительной добыче угля.

2) Определяется уровень метаноотдачи и дается прогноз потенциальной эффективности способа пластовой дегазации, оцениваются его потенциальные возможности по уменьшению газовыделения в очистной забой из разрабатываемого пласта после его дегазации. Ключевым фактором является наличие достоверной информации по основным свойствам и характеристикам состояния дегазируемого пласта, полученным непосредственным образом опытно-экспериментальным путем на объекте дегазации.

3) Определяется резерв времени, имеющийся на проведение дегазации угольного пласта.

Эффективность многих схем дегазации весьма существенно зависит от времени, отведенного на извлечение метана из соответствующего источника его поступления в горные выработки. Этим фактором предопределяется низкая эффективность текущих (оперативных) технологий дегазации, применяемых практически одновременно с ведением основных горных работ. При применении предварительной пластовой дегазации удельный съем метана ограничен именно по временному фактору: опережение очистных работ редко превышает 6 месяцев (как этого требуют руководящие документы [55,91], чаще в реальности этот период значительно меньше.

Заблаговременная дегазационная подготовка не разгруженного от горного давления угольного пласта в стандартном варианте, изложенном в [56,91,107] (сокращенно здесь и далее - ЗДП) эффективно применяется при сроках дегазации не менее 3÷5 лет. При сроке дегазации менее 3 лет можно говорить только о предварительной пластовой дегазации (сокращенно здесь и далее - ППД), осуществляемой как скважинами с поверхности, так и из подземных выработок.

При наличии резерва времени на дегазацию более 3÷5 лет возможно эффективно применять технологию гидрорасчленения угольных пластов через скважины с поверхности (ГРП), достигая основной эффект по уменьшению газовыделения в горные выработки за счет заблаговременного извлечения метана из пластов на поверхность. При меньших сроках в определенных горно-геологических условиях (в основном при больших глубинах залегания угольных пластов и низкой их природной газопроницаемости) эффект может быть не удовлетворительным и будет необходимо применение комплексной дегазации, включающей в себя также пластовую дегазацию скважинами, пробуренными из подготовительных выработок в зонах ГРП. Возможно также при ППД применение технологии гидровоздействия без освоения скважин для повышения остаточной газоносности угля вследствие блокирования метана в мельчайших порах и трещинах пласта.

Исходя из трех выше изложенных факторов на втором этапе дается научное обоснование конструирования общей технологической схемы пластовой дегазации, предусматривающей выбор вида дегазации, определения на основе выполненных газодинамических исследований угольного пласта базовой технологии, несущей основную энергетическую нагрузку по подготовке углегазоносного массива к извлечению метана, а также ее возможное усиление вспомогательными (повышающими эффективность базовой схемы) и дополнительными, интенсифицирующими газовыделения из отдельных неблагоприятно функционирующих пластовых скважин видами активного воздействия на дегазируемый угольный пласт. Весьма важным является обоснование применяемых способов дегазации, для чего необходимо правильно оценивать реальную эффективность той или иной известной технологии пластовой дегазации. В руководящем документе [91], например, на странице 78 приведены численные значения эффективности ППД на участках ведения очистных работ (таблица 5.1).

Таблица 5.1 – Эффективность ППД на выемочных участках

№ п/п	Технологическая схема	К-т дегазации пласта
1	Скважины восстающие или горизонтальные параллельно-одиночные на пологих пластах	0,2-0,25
2	Скважины нисходящие параллельно-одиночные	0,15-0,20
3	Скважины пластовые параллельно-одиночные в зоне ГРП	0.3-0.4* 0,2-0,3
4	Скважины перекрещивающиеся	0,3-0,4
5	Скважины перекрещивающиеся в зоне ГРП	0,4-0,5

* Числитель — для восстающих или горизонтальных скважин; знаменатель — для нисходящих скважин.

Необходимо для корректности картины обратить внимание на то, что все приведенные в таблице 5.1 коэффициенты эффективности выше 0,2 являются декларативными и, как правило, представительного подтверждения в горной практике сегодняшнего дня на шахтах РФ не имеют.

Отмеченная в методических руководящих документах [55,91] технология предварительного гидроразрыва на шахтах РФ и СНГ не применяется, что связано с отсутствием достаточно производительных, но мобильных водяных насосов, которые необходимо доставить и расположить в подготовительных горных выработках, большой трудоемкостью технологии, отсутствием, как правило, времени на ее реализацию, а также трудностями герметизации скважин и возможностью прорыва воды в подготовительные выработки, из которых бурятся скважины ГРП. В значительно большей степени эти трудности сопутствуют поинтервальному ГРП, требующему, кроме всего прочего, больших временных затрат на реализацию чрезвычайно сложной технологии.

Оценка реальной эффективности стандартной ППД, осуществляемой из подготовительных выработок, по результатам исследования динамики метановыделения из дегазационных скважин проводилась на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» «Котинская» и им. С.М. Кирова.

Исследования дебитов газа производились с помощью прибора МБГО-2, концентрация метана измерялась с помощью переносных газоанализаторов. Замеры также производились с помощью ротаметра ЭМИС.

Замеры производились на 15 скважинах ППД. Было выбрано 5 «старых» скважин, работающих 12 месяцев, 5 «средних» – 6 месяцев и 5 «свежих», работающих менее 3 месяцев.

Падение дебита метана в течение 40 суток было незначительным. Метановыделение из «свежих» скважин (20 л/мин) с течением времени падало до 2,5 л/мин.

Расположение пластовых скважин на выемочном участке представлено на рисунке 5.1. Показана очевидная тенденция уменьшения дебита скважин со временем.

Достаточно сложно говорить об истинной длине дегазационных скважин, пробуренных непосредственно по угольному пласту. Как показали наши исследования, около 30 % скважин имеют практически нулевые дебиты. Это можно объяснить пересыпанием скважин, раздавливанием угля под действием горного давления при наличии в угольном пласте слабых перемятых пачек и некоторыми другими причинами.

На рисунке 5.2 показаны результаты дебитов газа, отнесенные к условной длине скважины 100 м. Можно видеть высокую дисперсию дебитов скважин ППД в начале их эксплуатации по сравнению с положением через 6 месяцев. Динамика изменения метановыделения из дегазационных скважин (результаты измерений указаны в массовых единицах, г/мин), пробуренных на шахте им. С.М. Кирова по пласту 24 из подготовительных выработок, показывает, что значимое изменение дебита метана из скважин (с 5 г/мин до 2 г/мин в средних значениях) идет в первые пять - шесть месяцев освоения скважин, после чего дебит фиксируется на некотором условно фоновом уровне. Особо интенсивное метановыделение из скважин фиксируется первые 3 месяца освоения пластовых скважин. На выемочном участке 52-07 шахты «Котинская» и некоторых других участках этой шахты установили, что съем газа изменялся от 1,0 до 2,0 $м^3$/т, эффективность пластовой дегазации составила 10 - 20 % (д.т.н. Забурдяев В.С.).

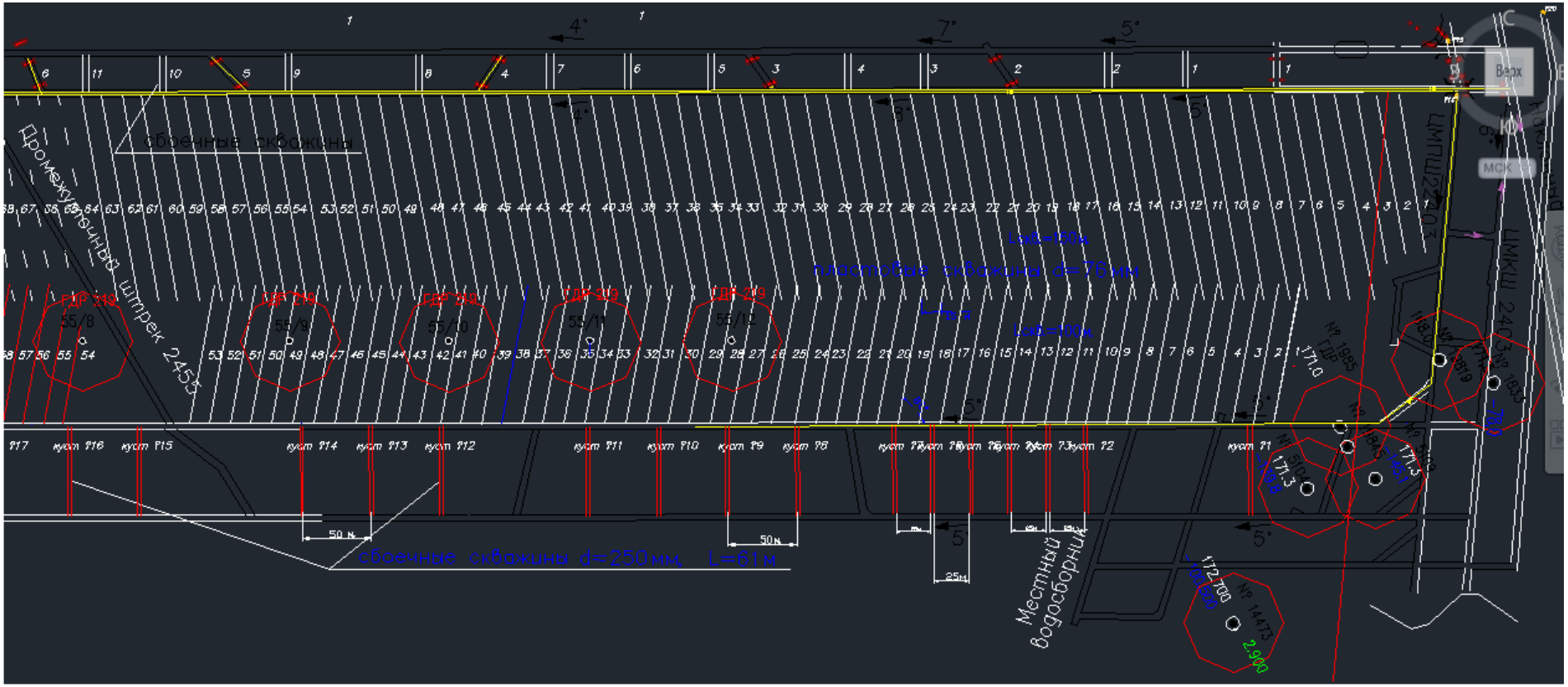


Рисунок 5.1 – Схема расположения дегазационных скважин

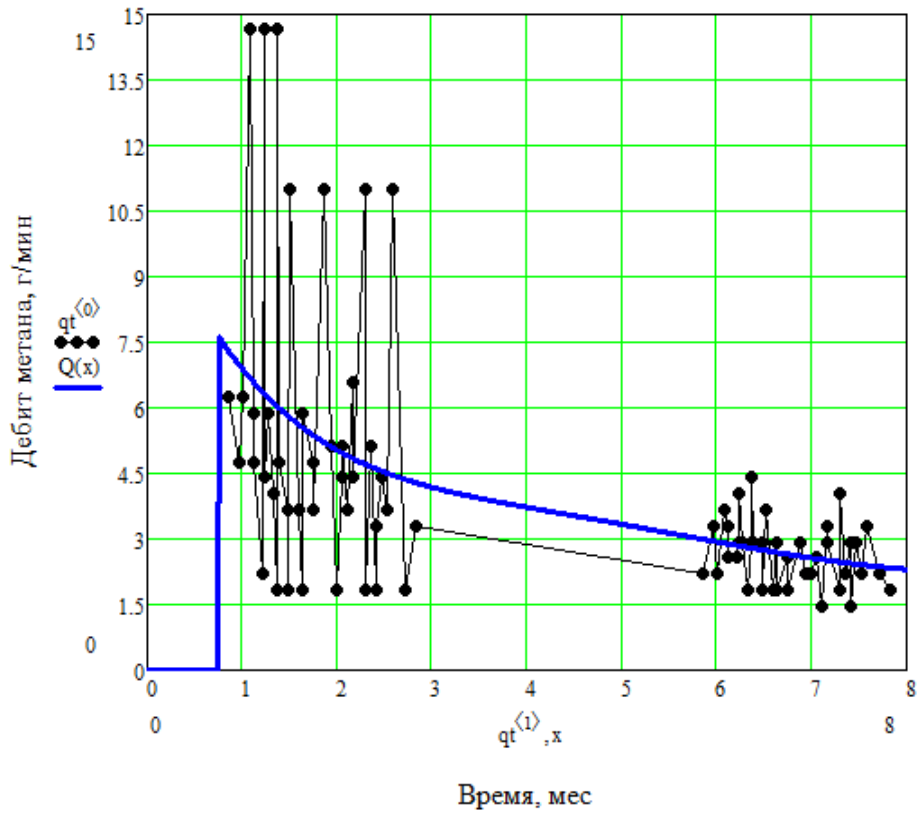


Рисунок 5.2 –Дебиты метана из пластовых дегазационных скважин (шахта им. С.М. Кирова)

Установлено, что рост срока эксплуатации пластовых дегазационных скважин ППД не может радикально решить задачу значимого повышения эффективности пластовой дегазации, так как основной съем метана осуществляется в начальные 3÷4 месяца освоения скважин по съему газа. Достоверную и представительную информацию о фактической эффективности ППД можно получить из данных по эффективности ППД на шахтах угольного департамента АО «АрселорМиттал Темиртау» (АМТ) [16,153,167,176,177], где работы по ППД ведутся весьма длительный период времени, начиная с 60-х гг прошлого столетия. Газоносность угольных пластов на объектах ППД составляла 15÷20 м^3/т и более. Пластовые дегазационные скважины в бассейне бурятся через 2 - 4 м со сроком дегазации не менее 6 месяцев. Сетка скважин 2÷4 м обусловлена низкой проницаемостью угольных пластов, составляющей 0,01÷0,02 и менее милидарси (мД) и их низкой метаноотдачей. Обобщенные данные для анализа работы ППД представлены в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Сведения по работе скважин ППД на шахтах Угольного департамента АО «АМТ»

Шахта, лава	Способ дегазации	Наименование выработки	Дегази-руемые запасы, тыс.т	Кол-во сква-жин, шт	Средняя длина скважин, м	Рас-ния между скваж., м	Срок дегаза-ции, сут	Средний дебит, м3/мин	Удельный съем метана, м3 /п.м.сут	Извлечено метана, м3/т	Извлечено метана, тыс.м3
			Шахта им.Кузембаева								
42 К10-з	пред. пласт.	конв.штр.42 К10-з	760	211	120	8	840	1,21	0,07	1,93	1464
	пред. пласт.	вент.штр.42 К10-з	118	18	110	8	285	0,15	0,11	0,57	67
42 К12-1в	пред. пласт.	конв.штр.42 К12-1в	392	160	120	2	302	0,89	0,07	0,99	387
	пред. пласт.	вент.штр.42 К12-1в	369	75	120	8	907	0,5	0,08	1,77	654
			Шахта "Саранская"								
63 К10-в 3 р-н	пред. пласт.	конв.штр.63 К10-в	1530	185	160	8	930	0,8	0,04	0,7	1071
	пред. пласт.	пар.кон.ш. 63 К10-в	742	175	70	8	285	0,65	0,07	0,36	267
			Шахта "Абайская"								
31 К10-с	пред. пласт.	конв.штр.31 К10-с	1452	253	146	4	590	1,36	0,05	0,8	1155
	перед. пласт.	вент.штр.31 К10-с	35,8	15	120	2-4	12	1,22	0,97	0,59	21,1
31 К10-ю	пред. пласт.	конв.штр.31 К10-ю	840	80	120	8-12	540	1,4	0,2	0,55	466
	перед. пласт.	вент.штр.31 К10-ю	31,7	15	100	2-4	12	1,7	1,1	0,9	29,4
32 К 10- ю	пред. пласт.	конв.штр.32 К10-ю	1000	138	150	8	330	0,9	0,06	0,43	428
			Шахта "Шахтинская"								
322 Д6-ц	пред. пласт.	конв.штр.322 Д6-ц	663,3	245	110	4	459	1,49	0,08	1,48	985
	перед. пласт.	вент.штр.322 Д6-ц	24,9	28	80	4	15	0,49	0,32	0,42	10,6
			Шахта им.Ленина								
3.03 Д6-1в	пред. пласт.	конв.штр 3.02 Д6-1в. в сторону .3.03	456,8	139	90	8	1290	0,38	0,04	1,79	708
	пред. пласт.	конв.штр 3.03 Д6-1в. в сторону .3.03	355,3	145	70	8	1460	0,35	0,05	1,79	743
3.04 Д6-1в	пред. пласт.	конв.штр 3.03 Д6-1в в сторону .3.04	568,3	152	70	8	2190	0,42	0,06	1,88	1311
	пред. пласт.	конв.штр 3.04 Д6-1в. в сторону .3.04	730,3	190	90	8	1257	0,62	0,05	1,88	1124
3.05 Д6-1в	пред. пласт.	конв.штр 3.04 Д6-1в в сторону .3.05	855	227	90	4-8	1144	1,21	0,09	1,95	2129
	пред. пласт.	конв.штр 3.05 Д6-1в. в сторону .3.05	570	203	60	4-8	685	0,67	0,08	1,95	655
3.06 Д6-1в	пред. пласт.	конв.штр 3.05 Д6-1в в стор..3.06 от +120 до 0	570	60	130	8	1970	0,68	0,12	3,37	1917
	пред. пласт.	конв.штр 3.05 Д6-1в. в стор..3.06 ниже гор.0	580	161	130	4	966	0,69	0,12	1,64	953
	пред. пласт.	конв.штр 3.06 Д6-1в. в стор..3.06 выше гор.0	537	84	130	8	613	1,89	0,16	1,94	1040
	пред. пласт.	конв.штр 3.06 Д6-1в. в стор..3.06 ниже гор.0	660	96	130	4	187	2,19	0,18	0,89	590
			Шахта "Казахстанская"								
232 Д6-з	пред. пласт.	конв.штр.232 Д6-з	830	125	175	8-12	545	1,45	0,09	1,37	1138
	перед. пласт.	конв.штр.232 Д6-з	94,1	18	100	4	40	0,2	0,16	0,12	11,5
314 Д6-в	пред. пласт.	конв.пр.штр.314Д6-в	232	53	135	4	104	4,2	0,85	2,7	629

Применение ППД обеспечивает в течение 6÷12 месяцев средний съем газа до 1-2 $м^3$/т, что при нагрузке 3000÷4000 т/сутки позволяет снизить метанообильность очистного забоя на 4÷5 $м^3$/мин. Эффективность пластовой дегазации для восстающих скважин ППД составляет в среднем приблизительно 0,15÷0,2, для нисходящих – 0,1.

Вопросу разработки методологических подходов к оценке извлекаемости метана на основе прогноза дебитов метана из угольного пласта были посвящены исследования Н.В. Ножкина, Ю.Ф.Васючкова, Г.Н. Фейта, А.Т. Айруни, С.В. Сластунова, Г.Г. Каркашадзе и некоторых других [5,8,34,80,89,107,132,152].

Достоверный прогноз метаноотдачи не разгруженных от горного давления угольных пластов основывается на аналитическом расчете дебитов стандартных (типовых) скважин ППД. Эти зависимости базируются на фундаментальных законах газопереноса, в частности, на законе фильтрации Дарси с учетом применения уравнения сорбции Ленгмюра.

Достаточно объективная оценка метаноизвлекаемости может быть получена по данным скоростей газоотдачи из поверхностей обнажения угольных пластов. Для этого может быть рассмотрена теоретическая модель фильтрации газа с соответствующими граничными условиями [156]. В данной модели учитывается закон сохранения массы, сжимаемость метана (уравнение Менделеева - Клапейрона), перемещение метана под действием градиента давлений (закон линейной фильтрации Дарси).

Базируясь на данной модели можно установить, что дебит метана из пластовой скважины ППД радиусом r_0 и длиной H может определяться последующей зависимости:

$$Q = -2\pi H \frac{K}{\mu} \cdot \frac{M}{R_c T} \left(P_\infty^2 - P_0^2\right) \frac{e^{-R_0}}{\ln \gamma R_0} \quad , \text{кг/с} \qquad (5.1)$$

где K - газопроницаемость, м^2; μ - вязкость газа, *Па·с*; M- молекулярный вес метана, кг/моль; R_c- универсальная газовая постоянная, R_c=8,31 Дж/(моль·К); T - абсолютная температура газа, К; P_∞ - пластовое давление, Па; P_0 - давление на контуре скважины, Па; γ - постоянная Эйлера, γ = 1,781.

$$\mathrm{R}_0 = \frac{\mathrm{r}_0^2}{4\mathrm{at}}; \; a = \frac{K}{\mu П} \cdot \frac{P_0 + P_\infty}{2}; \qquad (5.2)$$

a - пьезопроводность, *м^2/с*; $П$- пористость среды; t- время, с.

Зависимости (5.1 и 5.2) дают возможность оценить потенциальные возможности скважин ППД по съему метана и снижению газоносности угольного пласта в процессе его дегазации.

Точность расчетов прогнозируемых дебитов скважин ППД основывается на экспериментальном (шахтном и лабораторном) определении свойств и характеристик состояния неразгруженного угольного пласта (пластовое давление, газопроницаемость, константы сорбции), входящих в основополагающие законы (в частности и в первую очередь закон Дарси с включением в него уравнения Ленгмюра).

Разработанная при непосредственном участии автора методика определения вышеперечисленных основных характеристик приведена в приложении 3 к диссертационной работе.

Одним из основных параметров является пластовое давление, или давление газа в нетронутом угольном пласте. Попытки определять пластовое давление на стадии освоения скважин ППД делались с 60-х годов прошлого века, но, как правило, были неудачными. Устья скважин герметизировались на недостаточную глубину (3÷6 метров, редко более). После закрытия скважин давление увеличивалось до некоторой величины, существенно меньшей пластового давления в нетронутом массиве и прекращало свой рост вследствие утечек газа по зоне дезинтеграции угольного пласта в области влияния подготовительной выработки. Зона влияния подготовительной выработки на фильтрационные свойства угольного пласта зависит от многих факторов (мощность пласта, глубина его залегания и др.) и может достигать пятнадцати - двадцати метров и более. В процессе шахтных экспериментальных работ по апробации технологии подземного гидроразрыва (ПодзГРП) на выемочных участках 24-58, 24-59 и 24-60 шахты им. С.М. Кирова было установлено, что выйти за зону дезинтеграции позволяет герметизация устья скважины металлическими трубами и двухкомпонентным герметизирующим составом «Шахтиклеем» (работы проводились силами ООО «Сибхимукрепления») на 36 метров. Было установлено, что пластовые скважины целесообразно закрывать не сразу после их

сооружения ввиду длительности набора давления при относительно низких дебитах метана, а после проведения гидроинъекций (закачек небольших объемов рабочей жидкости), приводящих к гидроразрыву пласта в радиусе 25÷30 метров. Такая операция позволяет получить достоверное значение пластового давления по представительной области радиусом до 30 и более метров, куда распространяются одиночные трещины гидроразрыва. Для угольного пласта «Болдыревский» величина пластового давления на глубине 400 ÷ 450 метров составила 31÷32 атм. Надо отметить, что информации о достоверном пластовом давлении не имеют подавляющее большинство шахт РФ, несмотря на то, что этот показатель имеет крайне важное значение для определения ПДНОЗГФ и прогнозу дебитов пластовых дегазационных скважин, что необходимо для корректного проектирования дегазационных работ.

Методика определения газокинетических и фильтрационных свойств угольного пласта в условиях его гидравлической обработки приведена в приложении 4 к настоящей диссертации.

Шахтные испытания способа определения пластового давления, описанного выше, проведены в 2016 г. на угольном пласте «Болдыревский» шахты им. С. М. Кирова. Из вентиляционной печи выемочного участка 24-58 (глубина заложения 440 м) была пробурена скважина длиной 36 м. Обсадка скважины осуществлена стальными трубами диаметром 70 мм при толщине стенки – 5 мм. Затрубное пространство заполняют путем закачки шахтного двухкомпонентного герметика «Шахтиклей». После герметизации скважина разбурена на длину 3 м буровой коронкой диаметром 50 мм.

В скважину осуществили нагнетание рабочей жидкости в режиме гидроразрыва под давлением 14 МПа. Скважину подземного гидроразрыва (здесь и далее ПодзГРП) перекрыли и выдержали под давлением в течение 4 суток.

После этого открыли вентиль и обеспечили самопроизвольный слив рабочей жидкости из скважины. Скважину закрыли вентилем и манометром измерили рост давления метана в скважине, вплоть до величины пластового давления. Результаты измерений представлены в таблице 5.3 и на рисунке 5.3.

Таблица 5.3 – Давление метана в скважине ПодзГРП

№ п/п	Время после закрытия скважины, час	Давление метана в скважине, МПа
1	0	0,1
2	24	2,5
3	48	3,0
4	72	3,2

В ходе проведенных экспериментальных работ было установлено, что пластовое давление метана в угольном пласте на участке бурения данной скважины составляет 3,2 МПа.

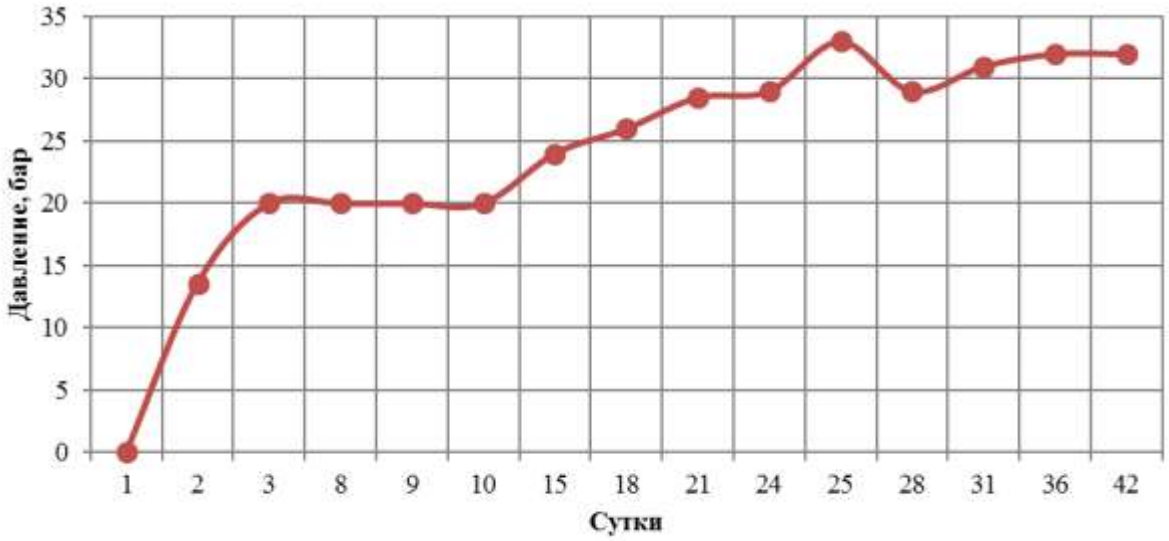


Рисунок 5.3 – График нарастания давления в скважине

Кроме прямого определения пластового давления метана в ходе шахтного эксперимента, полученной информации достаточно для определения констант сорбции угля в исходном и влажном состояниях.

На основе компьютерной обработки экспериментальных данных по закачкам в процессе ПодзГРП и выдержки рабочей жидкости в пласте после гидроразрыва определяются проницаемость угольного пласта и постоянные уравнения сорбции Ленгмюра [66].

Для уточнения значений полученных сорбционных характеристик в

шахте отбираются продукты бурения пластовых скважин (угольный штыб) для дополнительных испытаний на лабораторной установке, созданной при участии автора сотрудниками Управления дегазации и утилизации метана (УДиУМ) АО «СУЭК – Кузбасс» и Горного института НИТУ «МИСиС». Исследования проводятся по методике, приведенной в приложении 5 диссертации.

Резюмируя выше изложенное можно констатировать, что эффективность ППД ограничивается величиной, как правило, не более 15÷20 % (0,15÷0,2).

Такая достаточно низкая эффективность вполне объективна [16,176] и обусловлена недостаточным сроком извлечения метана из угольного пласта. Последнее, как правило, связано с недостаточным опережением фронта очистных работ и низкой проницаемостью угольного пласта.

Ключевым и определяющим моментом схем пластовой дегазации является интенсивность метанопереноса в трещиновато-блочной структуре не разгруженного от горного давления угольного пласта. Процесс метанопереноса представляется в качестве движения метана по законам диффузии внутри блоков (в частности, по закону Фика) и вязкого течения по фильтрующему объему, в частности, по закону Дарси. Протекание этих процессов зависит от проницаемости пласта *K,* коэффициента диффузии *D,* давления газа в пласте $P_{пл}$ и сорбционных свойств угля (в частности, постоянных уравнения Ленгмюра).

Процесс десорбции и миграции метана к скважине требует существенных временных и энергетических затрат для значимого изменения основных характеристик углегазоносного массива.

Энергетический барьер состоит в значительных затратах энергии на разрыв связей газа с углем и активацию метана [132,152,167]. Этот барьер показывает уровень энергии, который необходим для извлечения метана из пласта, включая затраты на бурение скважин с образованием зоны дезинтеграции, на увеличение газопроницаемости угля, десорбцию газа и перенос его к скважине и далее по шахте. При ППД без применения каких-либо воздействий на угольный пласт энергетические затраты невелики , но и эффект по уменьшению метаноносности

ограничен. Этот эффект можно повысить путем проведения активных воздействий на угольный пласт (гидрорасчленение, гидроразрыв, различные гидродинамические воздействия и пр.), но эти технологии редко используются вследствие сложности их реализации, существенной вероятности прорывов рабочей жидкости в выработки, трудности герметизации пластовых скважин и, что иногда основное, малым временем на сложную работу на местах проведения горных работ.

Значительно более существенные возможности имеют региональные технологии, например, технология ЗДП скважинами, пробуренными с дневной поверхности с гидрорасчленением угольных пластов и порядковым увеличением его газопроницаемости, значительным резервом времени для достижения нужной эффективности пластовой дегазации.

Все предопределяет принципиальные моменты, которые необходимо учитывать при выборе базового воздействия на дегазируемый массив. При необходимости обеспечивать коэффициент эффективности пластовой дегазации на уровне не менее 0,3÷0,4 безальтернативной становится ЗДП низкопроницаемых высокогазоносных угольных пластов скважинами с поверхности с ГРП и (или) другими воздействиями, направленными на повышение метаноотдачи и газопроницаемости пластов [16,34,56,107,134,141,168].

В соответствие с руководящими документами [56,91] при применении технологии ЗДП с ГРП последних через скважины, пробуренные с поверхности, объем извлекаемого газа q' зависит от метаноносности дегазируемого угольного пласта, времени освоения скважин и вычисляется по зависимости:

$$q' = a' \cdot l \cdot n \cdot t / k_0 + b' \qquad (5.3)$$

где a', b' – коэффициенты из таблицы 5.4;

t – время освоения скважин ГРП, (t>3 лет);

k_0 – коэффициент приведения, k_0 = 1 год.

Таблица 5.4 – Численные значения коэффициентов a' и b'

Коэффициенты	Размерность	При метаноносности пласта, $м^3/т$		
		10-15	15,1-20	20,1-25
a'	$м^3/т$	2,1-2,8	2,9-3,3	3,4-3,7
b'	$м^3/т$	0,7-1,0	1,1-1,4	1,5-1,9

коэффициенты дегазации при ЗДП с ГРП угольных пластов находятся в диапазоне (как правило) 0,3÷0,5 [16,34,91,134].

Более высокая эффективность пластовой дегазации может обеспечиваться комплексной дегазацией, включающей ГРП с использованием скважин с поверхности и дополнительное извлечение газа пластовыми скважинами, пробуренными в зоны ГРП из подземных выработок. Известно [16,34,91,134], что извлечение газа из таких пластовых скважин в зонах ГРП повышается в 3÷7 раз.

Ориентировочные показатели эффективности различных способов пластовой дегазации, полученные по экспертным оценкам и из доступных источников, представлены в таблице 5.5. Указанные значения эффективности пластовой дегазации, подтверждены многолетними и представительными исследованиями, проведенными различными учеными, специалистами и организациями, целесообразно использовать при выборе способа дегазации.

Очень важно при выборе технологии дегазации наличие реальной шахтной апробации рекомендуемых технологических схем пластовой дегазации (базовой, вспомогательной и дополнительной) с представительной оценкой их эффективности. При выборе вспомогательных активных воздействий и способов интенсификации метановыделения из дегазационных скважин нужно учитывать фильтрационные, газокитетические, прочностные и многие другие свойства угольного пласта. При этом весьма важна горно-геологическая и горнотехническая информация по дегазируемому угольному пласту.

Таблица 5.5 – Реальные показатели эффективности различных способов пластовой дегазации

№ п/п	Способ пластовой дегазации	К-т пластовой дегазации
1	ППД из подземных выработок[90,92]	0,1÷ 0,2
2	ППД с активными воздействиями на пласт (автопневмовоздействием [104] и (или) гидроразрывом угольных пластов [105,106])	0,15÷0,3
3	ЗДП с гидрорасчленением пластов [88, 90, 92,100,107]	0,3÷0,5
4	Усовершенствованная технология ЗДП (пневмотепловое воздействие[98,99], физико-химическое воздействие и др. [108,109, 102,110])	0,4÷0,6
5	Комплексные схемы дегазация (ЗДП+ППД) [88,102,150]	0,5÷0,8

При наличии в угольном пласте карбонатов в качестве вспомогательной технологии дегазации может применяться также известная технология соляно-кислотной обработки [33-35,200]. Также известно, что процесс сорбции метана на угле экзотермичен, что предопределяет возможное использование других видов активного воздействия [132,152], связанных с повышением температуры в системе «уголь-газ» (паротепловое, пневмотепловое, термо-физико-химическое и др.).

5.2 Выбор параметров пластовой дегазации с учетом планируемой нагрузки на очистной забой

Ряд работ в этом направлении частично изложен в работах [133,134,159]. Рассмотрим процесс составления прогноза ПДНОЗГФ на примере выемочного участка 52-09 шахты «Котинская» АО «СУЭК-Кузбасс». Прогноз выполнен в соответствие с методикой, приведенной в главе 4 настоящей диссертации. Угольный пласт 52 залегает на глубине 370 м. Метаноносность пласта составляет 13,1 $м^3$/т. На рисунке 5.4 показан прогноз метановыделения в очистной забой 52-09. На рисунке 5.4 ПДНОЗГФ прогнозируется на уровне 30,0 т.т/сут. Оценим необходимую эффективность дегазации угольного пласта.

В действующих нормативных документах по расчету воздуха, необходимого для проветривания очистных забоев угольных шахт, приведены зависимости, основанные на имеющимся производственном опыте разработки угольных пластов. Необходимо отметить, что утвержденные в документах эмпирические зависимости не учитывают всех свойств и характеристик состояния углегазоносного массива (газопроницаемость, фильтрующая пористость угольного пласта и окружающих пород, давление метана, постоянные сорбции метана и других), а также процессов, происходящих при разработке угольных пластов.

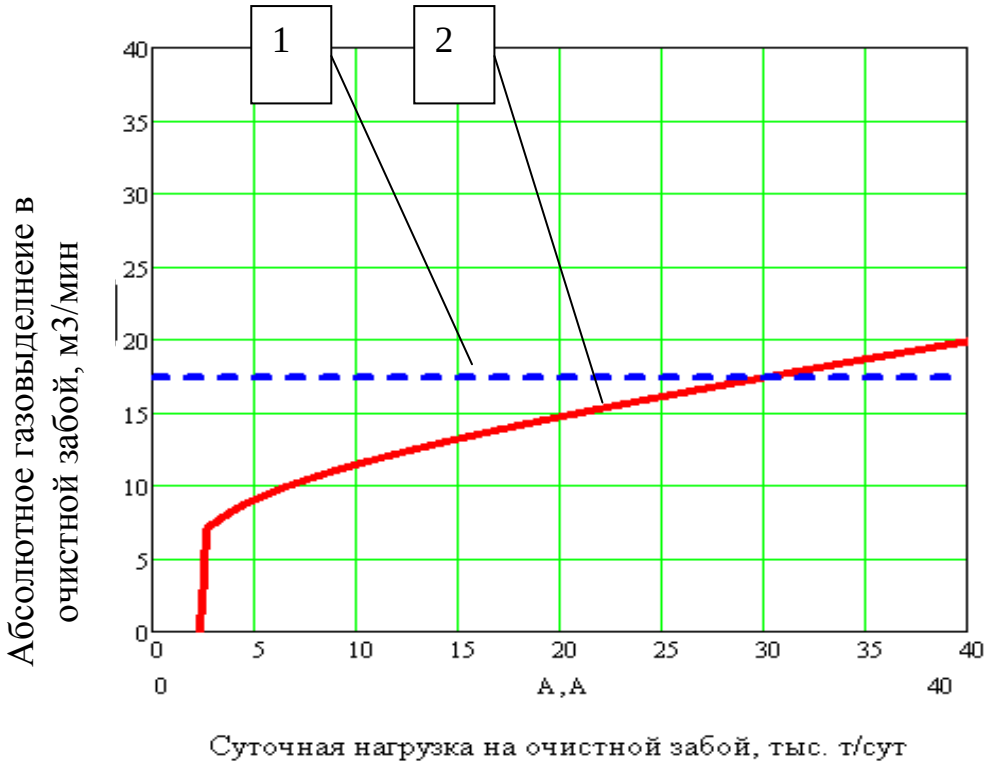


Рисунок 5.4 –Аналитический прогноз газовыделения в очистной забой 52-09

1 – предельное метановыделение по ПБ; 2 – ожидаемое метановыделение (по аналитической методике)

Обще признана необходимость разработки современных методов прогноза, но при их разработке необходимо проанализировать основные недостатки действующих руководящих и нормативных документов. Газовыделение из

разрабатываемого пласта при значительных нагрузках на очистные забои в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях выступает лимитирующим фактором. Для условий лавы 52-09 шахты «Котинская» результаты расчета этой величины с учетом рекомендаций [85,147,182,199] приведены в таблице 5.6.

Таблица 5.6 - Расчетное газовыделение из разрабатываемого пласта 52

Нагрузка на очистной забой, т/сут	Величина подвигания, м/сут	n	Газоносность угля, выдаваемого за участок x_1, $м^3/т$			Газовыделение из разрабатываемого пласта, $g_{пл}$, $м^3/т$		
			k_1=0,84*	k_1=0,85*	k_1=0,86*	k_1=0,84*	k_1=0,85*	k_1=0,86*
5000	3,69	1,09	5,9	5,97	6,04	4,47	4,4	4,33
10000	7,38	2,17	7,89	7,98	8,08	2,57	2.49	2,39
15000	11,1	3,26	8,56	8,66	8,77	1,94	1.84	1,74
20000	14,75	4,35	8,79	8,89	9,0	1,72	1,62	1,52
25000	18,44	5,44	8,87	8,97	9,08	1,64	1,55	1,44
30000	22,13	6,52	8,89	9,0	9,1	1,62	1,52	1,425
35000	25,81	7,60	8,9	9,01	9,11	1,615	1,51	1,42

Примечание: ∗Коэффициент k_1 определен для скоростей участкового конвейера 2; 3 и 4 м/с.

Допустимая метанообильность лавы в зависимости от планируемой нагрузки определяется по формуле:

$$g_{л} = \frac{864 \cdot S_{min} \cdot c \cdot V_{в} \cdot k_{в.п.}}{A \cdot k_{н}} \quad (5.4)$$

где S_{min} – проходное сечение для воздуха в лаве, 9,6 $м^2$;

c – допустимое содержание метана на исходящей струе из лавы, 1%;

$V_в$ –допустимая скорость воздуха в лаве, 4 м/с;

$k_{в.п.}$ – к-т, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству за крепью лавы, равный 1,25;

$k_н$– к-т неравномерности газовыделения в лаву (принимается равным 1,2);

A – нагрузка на очистной забой, т/сут;

Для условий шахты «Котинская» допустимая относительная газообильность очистного забоя составит $g_л$ = 34560/А (таблица 5.7).

Таблица 5.7 – Допустимая газообильность разрабатываемого пласта как функция нагрузки на очистной забой

Нагрузка на очистной забой, т/сут	5 000	10 000	15 000	20 000	25 000	30 000	35 000
Допустимая газообильность, $м^3/т$	6,9	3,46	2,3	1,73	1,38	1,15	0,99

При отсутствии притока газа из выработанного пространства в лаву нагрузка ограничивается только фактором газовыделения из разрабатываемого пласта. Отсюда возникает требование его эффективной дегазации. В таблице 5.8 представлены результаты определения требуемого уровня дегазации *($k_{эф.дег.}$)* как функции величины газовыделения из разрабатываемого угольного пласта и нагрузки на очистной забой.

Таблица 5.8 – Требуемая глубина дегазации как функция прогнозного газовыделения из разрабатываемого пласта и нагрузки на очистной забой.

Метановыделение из пласта, $м^3/т$	К-т эффективности пластовой дегазации при нагрузках на лаву А, т/сут						
	5000	10000	15000	20000	25000	30000	35000
1	–	–	–	–	–	–	0,01
2	–	–	–	0,135	0,31	0,425	0,5
3	–	–	0,23	0,42	0,54	0,62	0,67
4	–	0,135	0,425	0,57	0,66	0,71	0,75

$$k_{эф.дег.} = \Delta x/(x - x_0) \qquad (5.5)$$

где: Δx – необходимое снижение газоносности угольного пласта, $м^3/т$;

$к_{эф.дег}$. – к-т эффективности пластовой дегазации;

x – метаноносность пласта,$м^3/т$;

x_0 – остаточная метаноносность пласта, $м^3/т$.

Выше приведенные результаты показывают, что только при газовыделении до 1 $м^3/т$ практически отсутствует ограничение нагрузки по фактору газовыделения из дегазируемого пласта. При метановыделении 2 $м^3/т$ уже требуется предварительная дегазация угольного пласта, однако, как указывалось ранее, она не может обеспечить нагрузку в 30 000 и тем более 35000 т/сут. Для

обеспечения таких нагрузок эффективность пластовой дегазации должна быть на уровне не менее 50 %, что на настоящий момент может обеспечить только ЗДП или комплексная дегазация в варианте с применением дегазации пласта пластовыми скважинами в зонах ЗДП.

Потребной эффективности пластовой дегазации более 0,5 можно достичь применением только технологией ЗДП с ГРП скважинами с поверхности в составе комплексной дегазации с сокращением расстояния между скважинами.

Для условий шахты им. С.М. Кирова (лава 24-55) в качестве примера реализации разработанной методики определения ПДНОЗГФ определим требуемую глубину дегазации. Данные для расчета представлены в таблице 5.9.

Рассчитанная в соответствии с разработанной методикой ПДНОЗГФ как функция газоносности пласта «Болдыревский» (лава 24-55) приведена в таблице 5.10 и на рисунке 5.5. Номограмма для определения необходимого удельного объема извлечения метана в процессе проводимой пластовой дегазации приведена на рисунке 5.6 и позволяет делать обоснованный выбор пластовой дегазации в зависимости от требуемой нагрузки на очистной забой.

Таблица 5.9 – Данные для расчета ПДНОЗГФ по шахте им. С.М. Кирова АО «СУЭК-Кузбасс»

№ п/п	Параметр, свойство.		Значения
1	Пористость, %	Угольный пласт, %	2,0
		Кровля, %	0,2
		Почва, %	0,2
2	Газороницаемость	Угольный пласт, $м^2$	$0{,}1 \cdot 10^{-15}$
		Кровля, $м^2$	$0{,}01 \cdot 10^{-15}$
		Почва, $м^2$	$0{,}01 \cdot 10^{-15}$
3	Константы уравнения сорбции Ленгмюра	k, $Па^{-1}$	$0{,}11 \cdot 10^{-6}$
		q_{max}, $м^3$/т (норм. $м^3$ метана в тонне угля)	76,8
	Давление метана, соответствующее постоянным уравнения сорбции Ленгмюра при метаноносности15$м^3$/т		23,07 10^5 Па
4	Объемная масса угля, кг/$м^3$		1280
5	Метаноносность пласта, $м^3$/т с.б.м.		15
6	Мощность пласта ,м		2,23
	Высота выемки угля комбайном из пласта, м		2,23
7	Длина лавы, L , м		240
8	Заходка комбайна, м		0,8
9	Минимальное сечение очистной выработки, $м^2$		6,8
10	Надежность (коэффициент безаварийной работы комбайна в рабочей смены в течение всего срока эксплуатации)		0,95
11	Продолжительность концевой операции комбайна (после производительной заходки – перед операцией зачистки забоя), t_1, сек		200
12	Скорость обратного движения комбайна (на зачистке) перед очередным циклом заходки – равна скорости движения комбайна во время заходки, м/с		–
13	Продолжительность концевой операции комбайна (после зачистки) перед очередным циклом, t_2, сек		200
14	Расчетное суммарное время перед очередным циклом заходки, с $t123 := t1 + \frac{L}{Vзач} + t2$		–
15	Содержание газа в воздушном потоке в штреке – на входе в очистной забой,%		0,0005
16	Режим работы очистного забоя	Количество рабочих смен в сутках	4=(3+1)
		Продолжительность рабочей смены, час	6
		Продолжительность ремонтной смены, час	6
		Время остановки комбайна в начале и конце рабочей смены, мин	10+10=20
17	Коэффициент раскрытия трещин в отбитом угле (зависит от кусковатости)		0,67
18	При отсутствии результатов газовой съемки эмпирический коэффициент перетока воздуха в выработанное пространство		1,2

№ п/п	Параметр, свойство.	Значения
19	Допустимый приток метана рекомендуется определять по известной методике газовой съемки [117].	
20	Объемные потери (с плюсом)\ или притоки (с минусом) воздуха в выработанное пространство, в долях единицы,	ηη = -0,00204
21	Приток метана (с плюсом) отток (с минусом) в исходящую из лавы струю из выработанного пространства, кг/мин	QF=-1,277

Таблица 5.10 – ПДНОЗГФ как функция газоносности пласта «Болдыревский» (лава 24-55)

Газоносность угля, $м^3/т$	Расчетное давление газа, МПа	Приток газа из угольного забоя, $м^3/мин$	Приток газа из отбитого угля, $м^3/мин$	Скорость движения комбайна при отбойке угля, м/мин	ПДНОЗГФ, т/сут
10	1,46	7,416	5,618	19,891	15 560
11	1,62	7,751	5,254	17,028	13 910
12	1,78	8,067	4,912	14,719	12 460
13	1,95	8,363	4,59	12,834	11 200
14	2,13	8,642	4,286	11,268	10 010
15	2,31	8,906	3,996	9,947	9 120
16	2,49	9,152	3,724	8,829	8 510
17	2,68	9,386	3,465	7,866	7 480
18	2,88	9,607	3,219	7,028	6 780

Рисунок 5.5 – Нагрузка на очистной забой как функции газоносности угольного пласта «Болдыревский», лава 24 -55

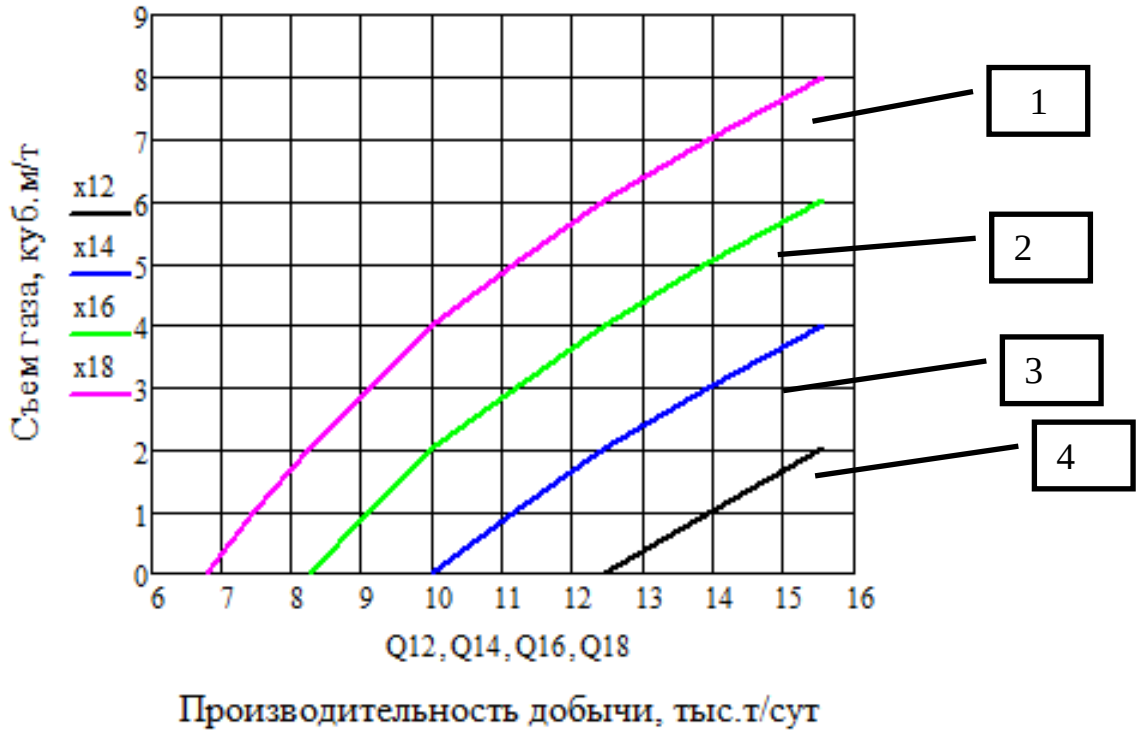


Рисунок 5.6 – Необходимый съем метана для повышения нагрузок на очистной забой

Начальная газоносность угольного пласта:

1) 18 м^3/т;2) 16 м^3/т;3)14м^3/т;4) 12 м^3/т

Например, если фактическая газоносность пласта 24 на выемочном поле составляет 14 м^3/т и нагрузка на очистной забой планируется на уровне 11 000 т/сут, то требуемая глубина дегазации, или необходимый съем метана из дегазируемого пласта в процессе его дегазации составит 1 м^3/т. Такая эффективность может быть обеспечена за счет применения технологии ППД одиночными скважинами, пробуренными из горных выработок.

При фактической газоносности пласта 24 на выемочном поле 16 м^3/т и планируемой нагрузке на очистной забой на уровне 14000 т/сут необходимая необходимый съем газа из пласта составит 5 м^3/т. В этом случае целесообразно рекомендовать технологию ЗДП с применением ГРП. Реальная эффективность ее, как указывалось выше, находится в интервале 0,3÷0,5 и может обеспечить нужный съем метана на уровне 5 м^3/т. В качестве вспомогательного воздействия должна быть рекомендована технология ППД в зонах ГРП. Эта технология должна быть

применена в случае не достижения требуемой эффективности дегазации на стадии ЗДП. На шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» наибольший уровень нагрузок на очистные забои имеют шахты «Котинская», «Талдинская-Западная-1», «Талдинская-Западная-2» и им. С.М. Кирова. По фактору газа практический интерес представляют «Котинская» и им. С.М. Кирова. Анализ ПДНОЗГФ по ряду выемочных полей шахт им. С.М. Кирова и «Котинская» [85,86,143,144,198] показывает, что для многих (до 70 %) очистных забоев требуется применение пластовой дегазации с требуемой эффективностью 0,1÷0,3, что могут обеспечить способы ППД.

5.3 Комплексная технологическая схема пластовой дегазации на перспективных объектах шахты им. С.М. Кирова

Проведенные ранее исследования на шахте им. С.М. Кирова определили, что по фактору ограничений, связанных с ПДНОЗГФ, проблемными выемочными участками на пласте «Болдыревский» являлись на тот момент выполнения приведенных в данном разделе диссертации исследований выемочные участки 24-55 и 24-60, на пласте «Поленовский» – выемочные участки 25-95 и 25-96.

Для выемочного участка 24-55 поля шахты им. С.М. Кирова длительность проведения ППД составляла один год. Вариант ЗДП, таким образом, не рассматривался по фактору времени.

В этой ситуации был обоснован вариант с ППД: гидровоздействие (ГВ) из подготовительных выработок в режиме фильтрации с использованием эффекта гидроудара (ГУВ) в качестве вспомогательного воздействия [132,151,176] для повышения гидропроводности пластовых трещин и повышения проницаемости массива. В качестве способа интенсификации газовыделения из неэффективно работающих скважин было предусмотрено применение одной из технологий пневмовоздействия на угольный пласт, а именно, автопневмовоздействие, применяемое на этапе освоения скважин пластовой дегазации (АПВ) [154].

Систематизированные технологические решения по выбору способа пластовой дегазации даны в таблице 5.11.

Таблица 5.11 – Методические рекомендации по выбору технологической схемы дегазации угольного пласта «Болдыревский» на выемочном участке 24-55

<table>
<tr><td>1</td><td colspan="2">Величина «газового барьера»</td><td colspan="2">Аналитический прогноз метаноотдачи угольного пласта с учетом оценки пластового давления</td><td>Резерв времени, имеющийся на пластовую дегазацию</td></tr>
<tr><td rowspan="5">2</td><td colspan="5">Обоснование технологической схемы</td></tr>
<tr><td colspan="5">ППД на выемочном участке 24-55.</td></tr>
<tr><td colspan="5">Параметры
ППД - определяются проектом</td></tr>
<tr><td>Исследование основных свойств и состояния пласта 24.</td><td>Способ вскрытие пласта</td><td>Базовая схема</td><td>Вспо-мога-тельная схема</td><td>Дополните-льная схема</td></tr>
<tr><td>Газоносность, давление метана, газопроницаемость, константы уравнения Ленгмюра</td><td>ППД</td><td>ГВ Гидровоздейст-вие в режиме фильтрации</td><td>ГУВ Гидроударное воздействие</td><td>АПВ автопневмо-воздействие</td></tr>
</table>

В период предпроектной проработки выемочный участок 24-60 на шахте им. С.М. Кирова был намечен к отработке в 2016 г. Средняя глубина залегания пласта 24 на выемочном участке приблизительно составляет 500 м. С этой глубины все пласты данного шахтного поля были отнесены к угрожаемым по внезапным выбросам угля, породы и газа. Метаноносность угольного пласта 24 составляет около 20 $м^3$/т. Мощность пласта – 2,15 м. Запланированная нагрузка – 6240 т/сут.

При нагрузке на очистной забой 24-60 в 6240 т/сут имеют место ограничения по метану приблизительно в 1,5 раза. При задаче обеспечения большей нагрузки на очистной забой лимитирование нагрузки по газу существенно увеличивается. По вышеприведенным факторам величин «газового барьера», аналитически определенного уровня метаноизвлекаемости и резерва времени на пластовую дегазацию (3 года) в качестве базовой (основной) технологии дегазации разрабатываемого пласта 24 было рекомендовано ЗДП с

ГРП в типовом варианте [16,34,107,91,134,141,168]. В качестве вспомогательной технологии пластовой дегазации рекомендована технология гидроударного воздействия (ГУВ) [132,176,177] с последующим (после завершения освоения и эксплуатации скважин) дополнительным гидровоздействием (ГВ) [132] на пласт с целью масштабного блокирования метана в мельчайших порах и трещинах пласта для значительного повышения остаточной метаноносности (на 3,5÷5 $м^3$/т) и соответственно уменьшения метановыделения из дегазируемого угольного пласта и отбитого угля в очистную выработку. После ГРП ведется освоение скважин с извлечением рабочей жидкости и метана на поверхность, а за 3÷4 месяцев до входа подготовительных горных работ к зоне ГРП в пласт подается вода в режиме фильтрации в объеме до 40 л/т.

Методические рекомендации по выбору технологической схемы пластовой дегазации для условий лавы 24-60 шахты им. С.М. Кирова даны схематически следующим образом (таблица 5.12).

Таблица 5.12 – Методические рекомендации по выбору технологической схемы пластовой дегазации (выемочный участок 24-60)

<table>
<tr><td>Этап 1</td><td colspan="2">Величина «газового барьера»</td><td colspan="2">Аналитический прогноз динамики метаноотдачи угольного пласта 24 с учетом пластового давления</td><td>Резерв времени на дегазацию пласта 24</td></tr>
<tr><td rowspan="5">Этап 2</td><td colspan="5">Обоснование общей технологической схемы</td></tr>
<tr><td colspan="5">ЗДП (ПДП) угольного пласта на участке 24-60 скважинами с поверхности</td></tr>
<tr><td colspan="5">Параметры общей технологической схемы - определяются проектом</td></tr>
<tr><td>Исследование основных свойств и состояния пласта 24.</td><td>Способ вскрытие пласта</td><td>Базовая схема</td><td>Вспомогатель-ная схема</td><td>Дополнительная схема</td></tr>
<tr><td>Газоносность, давление метана, газопроницае-мость, константы в уравнении Ленгмюра</td><td>Способ совершен-ного вскрытия пласта вертикаль-ной скважиной</td><td>Гидрорас-членение пласта (ГРП)</td><td>Гидроударное воздействие (ГУВ)</td><td>Гидровоздейст-вие в режиме фильтрации (ГВ)</td></tr>
</table>

Гидровоздействие в режиме фильтрации в качестве дополнительной схемы обусловлено тем, что с глубины 500 м пласт 24 является угрожаемым по внезапным выбросам угля, породы и газа. Значительное увлажнение с указанными параметрами увлажнение увеличивает квазипластичность угольного пласта и ведет к уменьшению его выбросоопасности.

Выемочный участок 25-96 отрабатывался в 2015 г. Газоносность пласта – 19 $м^3$/т, мощность – 2,05 м. Глубина залегания угольного пласта 25 в пределах выемочного участка ориентировочно составляет 440 м. Запланированная нагрузка на очистной забой – 6 300 т/сут. Для условий шахты им. С.М. Кирова при плановой нагрузке на очистной забой 25-96 в 6 300 т/сут имеют место существенные ограничения по газовому фактору, приблизительно в 2 раза. Для обеспечения большей нагрузки на очистной забой лимитирование нагрузки по газовому фактору существенно увеличивается. По факторам величин аналитически определенного уровня метаноизвлекаемости, «газового барьера», и резерва времени на пластовую дегазацию (не более 2,5 лет) рекомендуется применение ППД скважинами с поверхности с совершенным вскрытием угольного пласта с щелевой разгрузкой [132], в качестве базовой (основной) технологии пластовой дегазации рекомендуется технология ГРП с использованием скважин, пробуренных с поверхности и последующей гидратацией пласта. После ГРП ведется освоение скважин с удалением воды и газа на поверхность, а за 3÷4 месяца до подхода подготовительных работ к зоне ГРП в угольный пласт 1-2 раза в неделю доливают воду для обеспечения гидроподпора, который способствует процессу самодвижения воды в угольном пласте и блокирования газа в трещинно-поровом объеме. В связи с опытным характером работ по ППД с использованием скважин, пробуренных с дневной поверхности, на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» дополнительной схемой комплексной пластовой дегазации рекомендуется ППД из подготовительных выработок скважинами, пробуренными в зоны гидрорасчленения.

Для условий лавы 25-96 шахты им. С.М. Кирова методические рекомендации по выбору технологической схемы пластовой дегазации представлен схематически в таблице 5.13.

Таблица 5.13 – Методические рекомендации по выбору технологической схемы пластовой дегазации (выемочный участок 25-96)

<table>
<tr><td>1</td><td>Величина «газового барьера»</td><td colspan="2">Аналитический прогноз динамики метаноотдачи угольного пласта 25 с учетом оценки давления метана</td><td colspan="2">Резерв времени на пластовую дегазацию</td></tr>
<tr><td rowspan="6">2</td><td colspan="5">Обоснование общей технологической схемы</td></tr>
<tr><td colspan="5">Предварительная дегазация угольного пласта «Поленовский» на участке 25-96 скважинами с поверхности</td></tr>
<tr><td colspan="5">Параметры общей технологической схемы - определяются проектом</td></tr>
<tr><td>Исследование основных свойств и состояния пласта 24.</td><td>Вскрытие пласта</td><td>Базовая схема</td><td>Вспомогательная схема</td><td>Дополнительная схема</td></tr>
<tr><td>Газоносность, пластовое давление, проницаемость, постоянные уравнения Ленгмюра</td><td>Способ совершенного вскрытия пласта вертикальной скважиной с щелевой разгрузкой</td><td>ГРП (ППД)</td><td>Гидратация пласта</td><td>ППД в зонах ГРП</td></tr>
</table>

В представленные в таблицах 5.12, 5.13 рекомендации по выбору технологических схем пластовой дегазации на выемочных участках шахты им. С.М. Кирова в связи с изменениями перспективной программы работ на шахте и оперативной обстановкой при ее реализации были внесены существенные изменения. Приведенные в таблицах 5.12 и 5.13 рекомендации носят методологический характер и иллюстрируют подходы к выбору технологии пластовой дегазации в различных горнотехнических и горно-геологических условиях.

Основным руководящим документом на проведение работ по дегазации в настоящее время является «Инструкция по дегазации угольных шахт…», 2012 [55]. В соответствии с этим документом определяются основные параметры технологий пластовой дегазации. При наличии достоверной информации о наличие на участках дегазации тектонически разгруженных и тектонически напряженных зон (ТРЗ и ТНЗ) эти параметры могут корректироваться.

В общем случае газопроницаемость, пластовое давление, газоносность и другие свойства в зонах ТРЗ и ТНЗ могут изменяться в самом широком диапазоне и указанные зоны являются таковыми в самой различной степени.

Некоторым аналогом дегазации зоны ТРЗ является дегазация разгруженных от горного давления угольных пластов вследствие их подработки или надработки.

В зонах ТРЗ параметры подземной пластовой дегазации могут изменяться в сторону увеличения размеров сетки заложения скважин, в частности, ее основного параметра – расстояния между скважинами. На шахте имени С.М. Кирова расстояние между скважинами подземной пластовой дегазации (ППД) может быть увеличена с 12 до 18 метров, особенно в зонах подземного гидроразрыва (ПодзГРП), однако этот вопрос требует дополнительных натурных испытаний, что предусматривается программой дальнейших исследований.

Рекомендовать такое изменение сетки скважин ЗДП в настоящее время нецелесообразно ввиду несоответствия размеров зон ТРЗ с размерами зон влияния скважин ЗДП.

Аналог дегазации зон ТНЗ – дегазация не разгруженных от горного давления угольных пластов (одиночных или первых в свите). Эти пласты обладают более низкой проницаемостью и потенциально могут быть выбросоопасны.

Все подходы к дегазации этих зон аналогичны подходам к выбору способов дегазации неразгруженных низкопроницаемых угольных пластов, чему посвящена настоящая глава диссертации. Эти участки пластов или в целом пласты требуют обязательного применения комплексной пластовой дегазации, включающей базовые (основные) силовые технологии и вспомогательные активные воздействия, направленные на повышение природной газопроницаемости (например, гидроразрыв пластов). Также целесообразно увеличивать объемы закачки воды, так как увлажнение угольных пластов повышает их квазипластичность и, тем самым, снижает выбросоопасность. При применении технологии гидроразрыва или, особенно, гидрорасчленения целесообразно применение пропанта для закрепление газоотводящих трещин, которые могут более интенсивно смыкаться в зонах ТНЗ.

Изложенные общие рекомендации носят качественный характер. Конкретные рекомендации должны опираться на количественные характеристики зон ТНЗ и ТРЗ и конкретные свойства (в первую очередь газопроницаемость) и характеристики газового состояния угольного пласта в этих зонах.

В связи со сложностями в настоящее время развернуть работы по ЗДП скважинами с поверхности с ГРП угольных пластов, на выемочных участках 24-58, 24-59 и 24-60 использовалась в качестве базовой схемы типовая технология ППД с использованием спаренных скважин, пробуренных из подготовительных выработок [92], в качестве вспомогательной использовалась новая, разработанная при непосредственном участии автора специалистами АО «СУЭК-Кузбасс» и МГИ НИТУ «МИСиС» усовершенствованная технология гидроразрыва угольных пластов из подготовительных выработок (здесь и далее ПодзГРП) [162,169], защищенная в установленном порядке патентом РФ [118]. Основанием для включения новой технологии в состав комплексной технологии пластовой

дегазации явились положительные результаты шахтных поисковых работ, проведенных на выемочном участке 24-58, где была реализована технология ПодзГРП на 18 скважинах. По каждой обработке оставлялся акт выполненных работой. Для примера акт выполненных работ по скважине ПодзГРП №3 приведен в приложении 6 к диссертации.

В качестве дополнительного воздействия при пластовой дегазации предусматривалась технологии автопневмовоздействия [154]. После оперативной корректировки рекомендации по выбору технологических схем пластовой дегазации на выемочных участках 24-58, 24-59 и 24-60, осуществленной в 2015-17 гг., включали выполнение этапов, указанных в таблице 5.14.

Таблица 5.14 – Скорректированные методические рекомендации по выбору способа дегазации угольного пласта 24 на выемочных полях 24-58, 24-59 и 24-60

<table>
<tr><td>Этап 1</td><td colspan="2">Величина «газового барьера»</td><td colspan="2">Аналитический прогноз динамики газоотдачи угольного пласта 24 с учетом оценки давления метана</td><td>Резерв времени на пластовую дегазацию</td></tr>
<tr><td rowspan="5">Этап 2</td><td colspan="5">Обоснование общей технологической схемы комплексной дегазации</td></tr>
<tr><td colspan="5">ЗДП (ППД, передовая, текущая) дегазация угольного пласта</td></tr>
<tr><td colspan="5">Основные параметры общей технологической схемы комплексной дегазации - определяются проектом с учетом наличия зон ТРЗ и ТНЗ</td></tr>
<tr><td rowspan="2">Газоносность, пластовое давление, проницаемость, постоянные уравнения Ленгмюра</td><td>Вскрытие угольного пласта</td><td>Основная схема</td><td>Вспомога-тельная схема</td><td>Способ интенсификации дегазации</td></tr>
<tr><td>Скважинами, пробуренным из подготови-тельных выработок (ППД)</td><td>ППД в зонах ПодзГРП</td><td>ПодзГРП</td><td>АПВ</td></tr>
</table>

Из-за невозможности провести ЗДП скважинами с поверхности с ГРП последних в качестве основной схемы применяется типовая технология ППД, как

это было выполнено на предыдущих участках шахты. Параметры технологии ППД приведены в «Инструкции по дегазации…» [55].

Рекомендация по применению автопневмовоздействия (АПВ) в качестве технологии интенсификации газовыделения из скважин основывались на проведении на выемочном участке 24-55 опытных работы по исследованию и натурным испытаниям данной технологии, заключающейся в поочередном открытии и закрытии заслонки на дегазационной пластовой скважине при герметизации последней. При перекрытии скважины давление метана в скважине увеличивается от 0,5 МПа до, например, пластового (2,0÷2,5 МПа) и обеспечивает увеличение газопроницаемости угольного пласта в зоне дезинтеграции. На 12 опытных скважинах дебит метана из пластовых скважин возрастал с 3÷8 л/мин до 22÷27 л/мин, что весомо влияет на достигнутую эффективности дегазации угольного пласта.

Исследование дебита экспериментальной скважины 1Э, пробуренной из вентиляционной печи выемочного участка 24-55 по пласту «Болдыревский» представлено на рисунке 5.7.

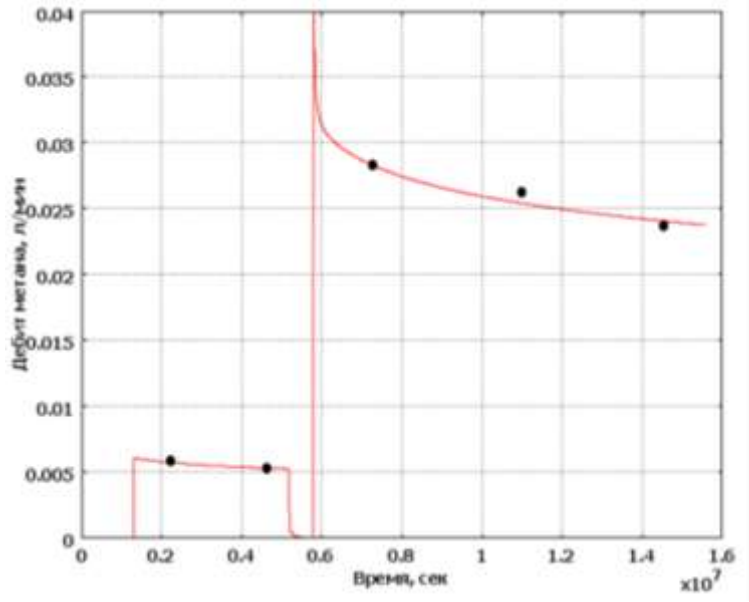


Рисунок 5.7 – Исследование дебит метана из скважины до и после автопневмовоздействия

Ранее было отмечено, что в сложных условиях может быть рекомендована усовершенствованная технология подземного гидроразрыва или заблаговременная дегазация пласта скважинами с поверхности.

Технология подземного гидроразрыва (ПодзГРП) в качестве вспомогательного способа дегазации, как было отмечено выше, прошла представительную апробацию на выемочном участке 24-58, обеспечила рост дебитов метана из скважин ППД, пробуренных в зонах ПодзГРП в 3÷4 раза [105,155,161,163,166,206], что привело к значимому улучшению метановой обстановки на выемочном участке и существенному увеличению нагрузки на очистной забой.

На момент подготовки настоящей диссертации опытные работы по исследованию эффективности и работоспособности технологии ПодзГРП были проведены на участках 24-58 и 24-59 шахты им. С.М. Кирова. На первом этапе экспериментально - поисковых работ был реализован подземный гидроразрыв угольного пласта 24 из18 скважин.

Проведенные ранее исследования показали, что средний дебит скважин ППД на пласте 24 данного шахтного поля составляет 5÷10 л/мин (при средней длине скважин 150 метров). Диапазон дебитов метана из относительно коротких скважин ПодзГРП, изменялся на первом этапе обследования по скважинам ПодзГРП №№1-18 значительно и достигал, например, 640 л/мин. Это обосновало имеющий место эффект по образованию новых трещин в угольном пласте с созданием в нем дополнительных поверхностей обнажения.

По начальным оценкам, главный эффект по съему газа на участке достигался не из скважин ПодзГРП, а более из стандартных скважин ППД, работающих в зонах ПодзГРП в условиях значительно большей газопроницаемости пласта. Установлено, что дебиты газа из 30 скважин ППД в зонах ПодзГРП (зоны ПодзГРП на рисунке 5.3.2 выделены красным цветом) за 6,5 месяцев освоения скважин в 3÷4 раза больше, чем на аналогичном по размерам участке вне их в зоне сравнения (на рисунке 5.3.2 зоны выделены синим цветом).

В сравниваемой зоне суммарный съем газа составил за этот же период 27

тысяч кубических метров газа, в то время как в зоне подземного гидроразрыва – более 109 тысяч. В зонах ПодзГРП негативных моментов по устойчивости кровли в горных выработках выявлено не было, о чем были составлены соответствующие акты.

Были выполнены исследования по уменьшению газообильности лавы и снижению длительности простоев очистного оборудования по метану. Наиболее значимая оценка эффективности технологии ПодзГРП проводилась в процессе ведения очистных работ лавой 24-58. На рисунке 5.8 показано расположение скважин ПодзГРП №№ 1-12 на выемочном участке и выделены зоны, в которых была реализована технология ПодзГРП (на рисунке 5.8 выделено красным цветом) и зоны сравнения, в которых гидроразрыв перед ППД не проводился (выделено синим цветом на рисунке 5.8).

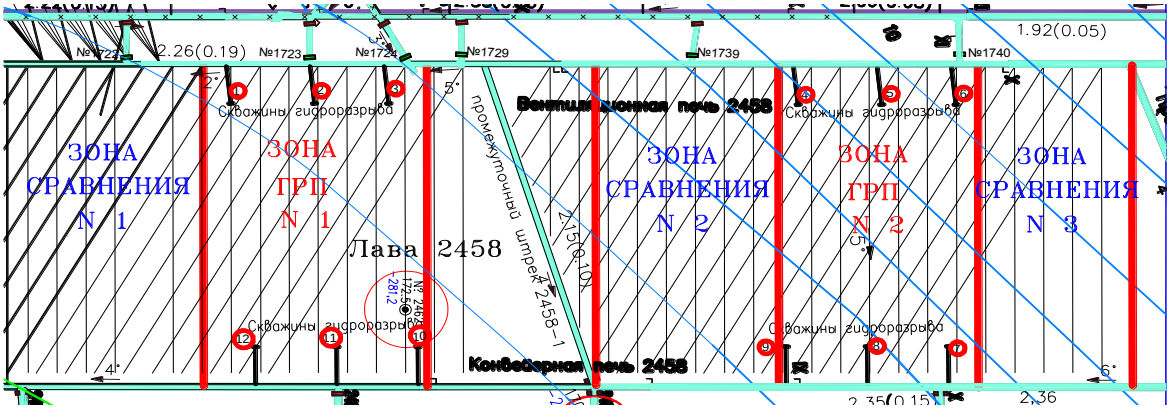


Рисунок 5.8 – Расположение скважин ПодзГРП на выемочном участке 24-58.

Сопоставление результатов работы очистного забоя в зоне ПодзГРП и зоне сравнения можно видеть в таблице 5.15.

В ходе сопоставления установлено, что среднее значение относительной метанообильности очистного забоя снижено на 30%, суточная добыча в среднем увеличена на 21 %, технологические остановки, связанные с газовым фактором, снизились на 42%, что позволило достаточно высоко оценить перспективы разработанного способа ПодзГРП.

Таблица 5.15 - Сопоставление результатов работы очистного забоя в зоне ПодзГРП и зоне сравнения

Основные показатели	Единица измерений	Значения	Зона сравнения (№1+№2+№3)	Зона ПодзГРП (№1+№2)	Δ, %
Относительная метанообильность	$м^3/т$	max	1,37	0,84	39
		среднее	1,14	0,80	30
Технологические остановки, связанные с газовым фактором	мин/сут	max	129,9	71,52	45
		среднее	122,39	71,45	42
Абсолютная метанообильность	$м^3/мин$	max	8,88	7,81	12
		среднее	8,29	7,29	12
Добыча	т/сут	max	13007,14	13350	3
		среднее	10747,16	13037,07	21

Весьма удовлетворительные результаты по увеличению эффективности дегазации разрабатываемого угольного пласта в зонах ПодзГРП явились основанием подготовки более масштабных дегазационных работ на выемочном участке 24-64, где планируется в 2019 году реализовать технологию ЗДП скважинами с поверхности с ГРП угольного пласта 24. Методические рекомендации по выбору технологии дегазации угольного пласта на участке 24-64, подготовленные в соответствие с изложенной выше методологией, представлены в таблице 5.16.

Ниже приведены основные технологические операции, которые планируются выполнить в следующей последовательности.

ГРП пласта 24 насосными агрегатами с темпом не ниже 80 л/с и объемом рабочей жидкости (воды) до 500 $м^3$. Выдержка воды в пласте 2÷4 месяца для замещения метана водой в сорбционном объеме.

Спуск воды в конвейерную печь 24-63. Эксплуатация трех скважин ГРП (экспериментальный участок работ) по извлечению метана на поверхность в режиме самоистечения. При необходимости, то же самое с применением вакуумных насосов.

Таблица 5.16 – Методические рекомендации по выбору технологии дегазации угольного пласта 24 на выемочном участке 24-64

<table>
<tr><td>1</td><td>Величина «газового барьера»</td><td colspan="2">Аналитический прогноз динамики метаноотдачи угольного пласта 24 с учетом оценки давления метана</td><td colspan="2">Резерв времени на пластовую дегазацию</td></tr>
<tr><td rowspan="5">2</td><td colspan="5">Обоснование общей технологической схемы</td></tr>
<tr><td colspan="5">ЗДП (ППД) дегазация угольного пласта «Болдыревский» на выемочном участке 24-64 скважинами с поверхности</td></tr>
<tr><td colspan="5">Параметры общей технологической схемы - определяются проектом с учетом наличия зон ТНЗ и ТРЗ</td></tr>
<tr><td>Исследование основных свойств и состояния пласта 24.</td><td>Способ вскрытие пласта</td><td>Базовая схема</td><td>Вспомогате-льная схема</td><td>Дополните-льная схема</td></tr>
<tr><td>Газоносность, давление метана, газопроницаемость, константы уравнения сорбции Ленгмюра</td><td>Совершен-ное вскрытие пласта вертикаль-ной скважиной ГРП</td><td>ГРП</td><td>Пластовая дегазация из подземных выработок в зонах ГРП</td><td>Интенсифика ция дебитов скважин ГРП путем спуска рабочей жидкости в горную выработку</td></tr>
</table>

Бурение подземных скважин ППД и их освоение по съему газа из зон влияния скважин ГРП. За 2÷3 месяца до подхода очистного забоя скважины ГРП переводятся на режим гидратации, осуществляется 1-2 раза в неделю доливка воды в пласт с целью его увлажнения до величины 20 л/т для повышения остаточной метаноносности угольного пласта вследствие блокирования газа в мельчайших порах и трещинах.

Более представительная оценка эффективности разработанной комплексной дегазации не разгруженного от горного давления угольного пласта даст возможность определить область применения данной технологии и перспективы ее дальнейшего внедрения.

5.4 Программа дальнейших исследований

Программа дальнейших исследований в части изложенных в главах 4 и 5 настоящей диссертации предусматривает следующие основные позиции.

А. Масштабное внедрение и представительную апробацию на 3÷4 шахтах разработанной методики ПДНОЗГФ и включение методики в следующую редакцию нового нормативного документа в развитие «Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт».

Б. Организация и реализация опытно-промышленных испытаний разработанных технологий дегазации разрабатываемых угольных пластов, включенных в выше представленные рекомендации (ПодзГРП, АПВ, ГУВ и др.)

В. Оформления в установленном порядке Дополнения к Инструкции по дегазации 2012 г.[92] в части применения комплексной пластовой дегазации с использованием технологии ПодзГРП.

Г. Организация и сопровождение натурных испытаний и внедрение на угольных шахтах Кузбасса ЗДП угольных пластов чрез скважины с поверхности с гидрорасчленением последних.

Д. Совершенствование и внедрение способов борьбы с внезапными выбросами угля и газа на основе активных дегазационных воздействий на угольный пласт.

Е. Разработка эффективных параметров дегазационной подготовки угольных пластов к безопасной и эффективной отработке в зонах ТРЗ и ТНЗ.

5.5 Технико-экономическая оценка применения эффективной дегазационной подготовки газоносных угольных пластов

Общая экономическая оценка целесообразности применения усовершенствованной технологии подземного гидроразрыва (ПодзГРП) в условиях шахты им. С.М. Кирова на выемочном участке 24-58 может быть представлена в следующем виде.

Пласт «Болдыревский», выемочный участок 24-58, длина столба -2500 м, длина лавы – 300 м.

Радиус гидроразрыва – 25 м. Расстояние между скважинами – 70 м. Стоимость одной скважины примененной технологии ПодзГРП – 212 тыс. руб.

Скважины ПодзГРП бурятся с двух штреков навстречу друг другу.

Потребное количество скважин на 1 столб: 2500/70 х 2 = 72 скважины ПодзГРП общей стоимостью 15,3 млн. руб., т.к. затраты на проведение ПодзГРП на 1 скважине составляют 209,5 тысяч рублей – смотри приложение 7 к диссертации).

Мощность пласта «Болдыревский» - 2,4 м. Удельный вес угля – 1,28 т/м^3. Стоимость угля - 4500 руб/т.

Количество угля в столбе: 1,28 · 2500 ·2,4·300 = 2 304 тт

При увеличении нагрузки на очистной забой на 21% дополнительная добыча угля составляет 460 800 т стоимостью:

460 800 · 4500 руб/т = 2,074млрд.руб.

Экономический эффект составит:

2074 –15,3= 2,1 млрд.руб.

Приведенный расчет носит общий оценочный характер, но однозначно подтверждает экономическую целесообразность рационального выбора и применения эффективной комплексной технологии пластовой дегазации.

5.6 Выводы по главе

1. Обоснованы общие принципы и методологический подход к выбору рациональных технологических схем дегазационной подготовки угольных пластов.

2. При выборе технологии пластовой дегазации высокогазоносных угольных пластов и, в частности, выбора технологических схем, рекомендуемых в состав комплексной пластовой дегазации, необходимо учитывать следующие принципиально важные факторы: аналитически определенную прогнозируемую скорость метаноотдачи угольных пластов, определяемую на стадии опытно-экспериментальных (натурных и лабораторных) работ по оценке основных свойств и состояния разрабатываемого угольного пласта и вмещающих пород; величины давления метана (пластового давления), метаноносности, газопроницаемости и его сорбционные характеристики; резерв времени на пластовую дегазацию и величину «газового барьера».

3. Обоснован методологический подход к выбору технологии пластовой дегазации в зависимости от требуемой степени интенсификации угледобычи.

4. Предложены, исследованы и внедрены новые и усовершенствованные технологии пластовой дегазации с использованием гидроразрыва (ПодзГРП) и автопневмовоздействия (АПВ) на выемочных участках поля шахты им. С.М. Кирова. Оценены их эффективность и перспективы дальнейшего применения в составе комплексной пластовой дегазации в качестве вспомогательного и дополнительного способов активного воздействий на угольный пласт.

5. Выполнена технико-экономическая оценка эффективности применения усовершенствованной технологии пластовой дегазации (ПодзГРП) на шахте им. С.М. Кирова АО «СУЭК-Кузбасс».

6. Представлена основная технологическая документация на проведение работ по комплексной технологии подземной пластовой дегазации на 8 лавах 2 шахт АО «СУЭК-Кузбасс», утвержденная в установленном порядке.

7. Разработаны и реализованы методические рекомендации по выбору технологии пластовой дегазации для ряда выемочных участков шахты им. С.М. Кирова.

8. В натурных условиях исследована и внедрена усовершенствованная методика определение предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору на шахте им. С.М. Кирова.

9. Дана оценка технико-экономической эффективности усовершенствованной технологии ППД путем гидродинамического воздействия.

ГЛАВА 6 ОБОСНОВАНИЕ СИСТЕМЫ РЕГИОНАЛЬНОГО И ЛОКАЛЬНОГО МОНИТОРИНГА ГЕОДИНАМИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА В СОСТАВЕ ЕДИНОГО ДИСПЕТЧЕРСКО-АНАЛИТИЧЕСКОГО ЦЕНТРА

6.1 Общие положения

Как отмечено в главах 2-5, основными горно-геологическими факторами, определяющими эффективность подземных горных работ при отработке пологих газоносных угольных пластов длинными очистными забоями, являются газ и наличие ТНЗ и (или) ТРЗ. При качественном прогнозе на стадии проектирования газовыделения на выемочных участках при их интенсивной отработке, а также геометризации ТНЗ и (или) ТРЗ возможен учет указанных факторов для обеспечения эффективной и безопасной отработки запасов. В тоже время, в период ведения горных работ фактические горно-геологические условия отработки, как и параметры ТРЗ и ТНЗ, могут существенно отличаться от прогнозных, что обусловливает необходимость мониторинга в режиме реального времени геодинамического состояния массива.

Для исследования эффективности использования оборудования и роли геологических (геодинамических) факторов в общих простоях оборудования был выполнен анализ технико-экономических показателей работы всех длинных очистных забоев шахт АО «СУЭК-Кузбасс» за период с 2009 по 2017 гг. В рассматриваемый период в работе находилось от 17 (2009 г.) до 11 (2017 г.) длинных очистных забоев.

В соответствии с правилами безопасности в угольных шахтах, утвержденных приказом Ростехнадзора от 19.11.2013 № 550 [185], включая, в том числе последующие редакции, в горных выработках шахты, надшахтных зданиях и сооружениях должна быть оборудована многофункциональная система безопасности (МФСБ). Под данной системой подразумевается взаимосвязанный комплекс технических, технологических, инженерных и информационных систем, а также производственных мероприятий и персонала, которые обеспечивают

организацию и осуществление безопасного ведения горных работ, контроль и управление технологическими и производственными процессами в нормальных и аварийных условиях.

При этом снижение уровня риска, обусловленного горно-геологическими условиями и производственными планами шахты, до допустимого достигается за счет выполнения следующих мероприятий:

– противодействия условиям возникновения аварий и снижения вероятности возникновения условий для реализации аварий;

– снижения вероятности реализации аварии при наличии соответствующих условий;

– предотвращения развития аварии и уменьшения ущерба от ее реализации за счет своевременного и оперативного получения достоверной информации о состоянии, тенденциях и признаках опасных ситуаций, поступаемой от различных информационных, измерительных, управляющих и противоаварийных систем;

– осуществления мероприятий противоаварийного управления и защиты;

– обеспечения постоянной готовности средств и систем защиты и спасения.

Входящие в состав МФСБ автоматические, электрические, электронные и программируемые системы должны обеспечивать аэрологическую и противопожарную безопасность, предоставлять данные, необходимые для осуществления контроля и прогноза газодинамических явлений (ГДЯ), обеспечивать взрывозащиту, предоставлять возможность определения местоположения персонала и его оповещения в случае нештатных и аварийных ситуаций, поддреживать с работниками связь.

Для обеспечения аэрологической безопасности должны быть предусмотрены следующие системы:

– контроля и управления стационарными вентиляторными установками, вентиляторами местного проветривания и газоотсасывающими установками;

– контроля и управления дегазационными установками и контроля подземной дегазационной сети;

– аэрогазового контроля (АГК);

– контроля запыленности воздуха.

Контроль и прогноз газодинамических явлений осуществляется посредством систем геофизических и сейсмических наблюдений, а также систем регионального и локального прогноза ГДЯ.

МФСБ по составу, функциональности, надежности, безопасности, электропитанию и проектированию должны отвечать техническим требованиям, закрепленным в предварительном национальном стандарте РФ 162-2016 «Оборудование горно-шахтное. Системы автоматизированные многофункциональные безопасности и управления технологическими процессами в шахте. Общие технические требования», утвержденном приказом Росстандарта от 24.11.2016 № 83 [128].

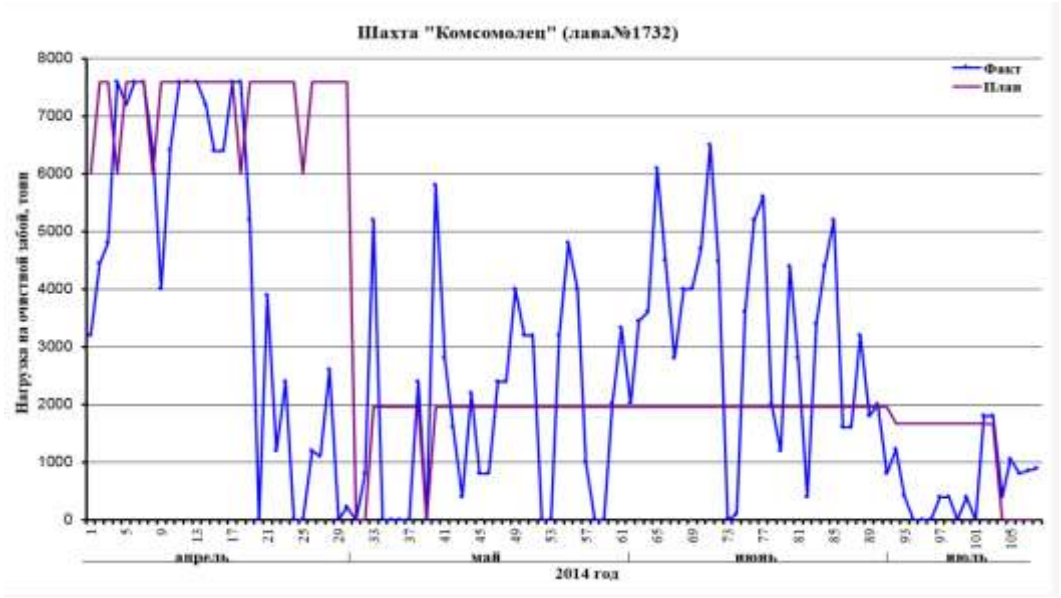
С целью повышения эффективности и безопасности ведения горных работ в условиях интенсивной отработки угольных пластов в АО «СУЭК» был создан не имеющий по своему масштабу, техническому и технологическому оснащению аналогов, как в России, так и во всем мире Единый диспетчерско-аналитический центр (ЕДАЦ). Заложенный в основу ЕДАЦ всесторонний многоуровневый контроль за состоянием различных параметров, наиболее важных с точки зрения нормального функционирования и жизнеобеспечения как производства в целом, так и отдельных его элементов, позволяет более надежно и точно отслеживать ситуацию в подземных выработках. При этом так называемый «человеческий фактор» сводится к минимуму, что способствует эффективному повышению исполнительской дисциплины непосредственно на рабочих местах. Система регионального и локального мониторинга геодинамического состояния массива разрабатывается как составная часть ЕДАЦ.

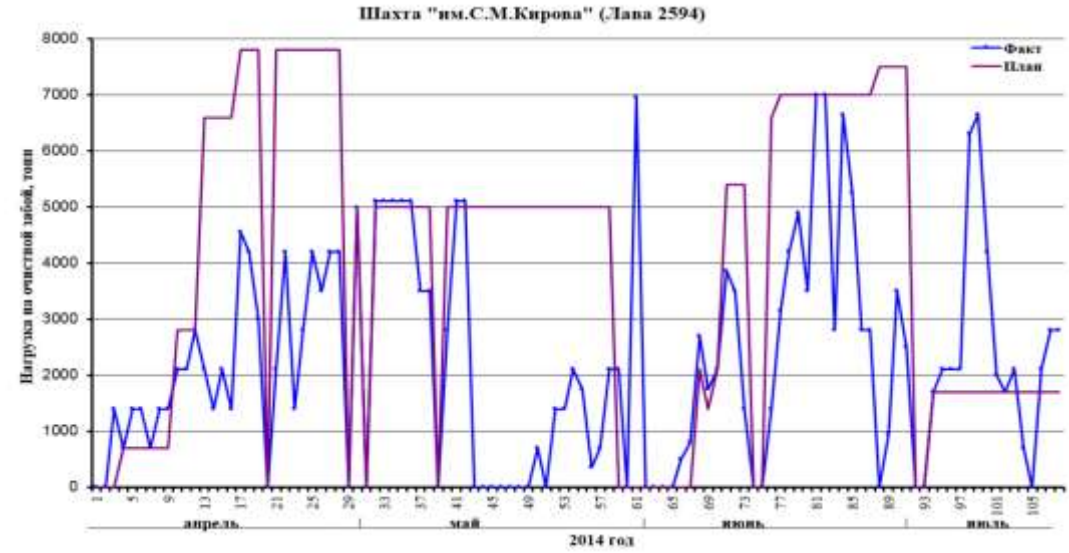
6.2 Анализ факторов, определяющих интенсивность отработки запасов длинными очистными забоями

Анализ работы очистных забоев шахт «СУЭК-Кузбасс» показал, что работа большинства лав характеризуется существенными колебаниями суточных нагрузок на очистные забои и значительными простоями оборудования, что, в конечном итоге, приводит к снижению интенсивности отработки запасов выемочных участков и снижению технико-экономических показателей работы шахт. В качестве примера, демонстрирующего характерную изменчивость суточных нагрузок на очистной забой на рисунке 6.1 представлены соответствующие графики.

Значительная изменчивость суточных нагрузок в свою очередь приводит к снижению интенсивности отработки запасов и в более длительные периоды работы очистных забоев. На рисунке 6.2 представлены графики, отражающие динамику суточных нагрузок по месяцам в течение всего срока отработки соответствующих выемочных столбов.

Причинами высокой изменчивости нагрузок на очистные забои значительные по времени простои оборудования. В качестве примера результатов анализа эффективности использования оборудования выемочных участков в таблице 6.1 представлены данные о простоях оборудования всех лав АО «СУЭК-Кузбасс» в первом полугодии 2016 года. Длительность простоев, связанных с энергомеханическими причинами достигает 2247 часов (1 полугодие 2016 года), что составляет 31% от длительности всех простоев; простои по горно-геологическим вместе с прочими причинами составили суммарно 3231 час (45% от общей длительности простоев).





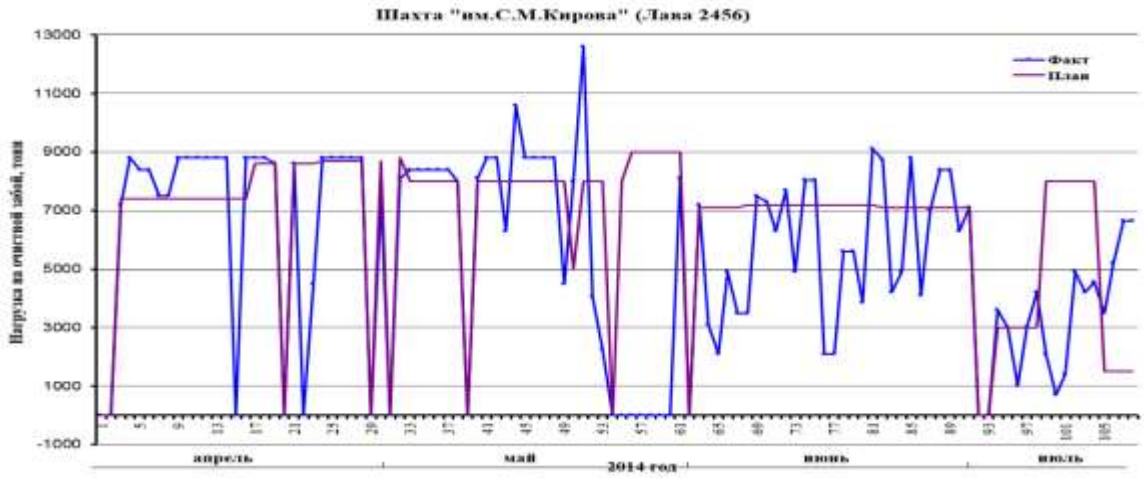


Рисунок 6.1 – Динамика суточной нагрузки на очистные забои

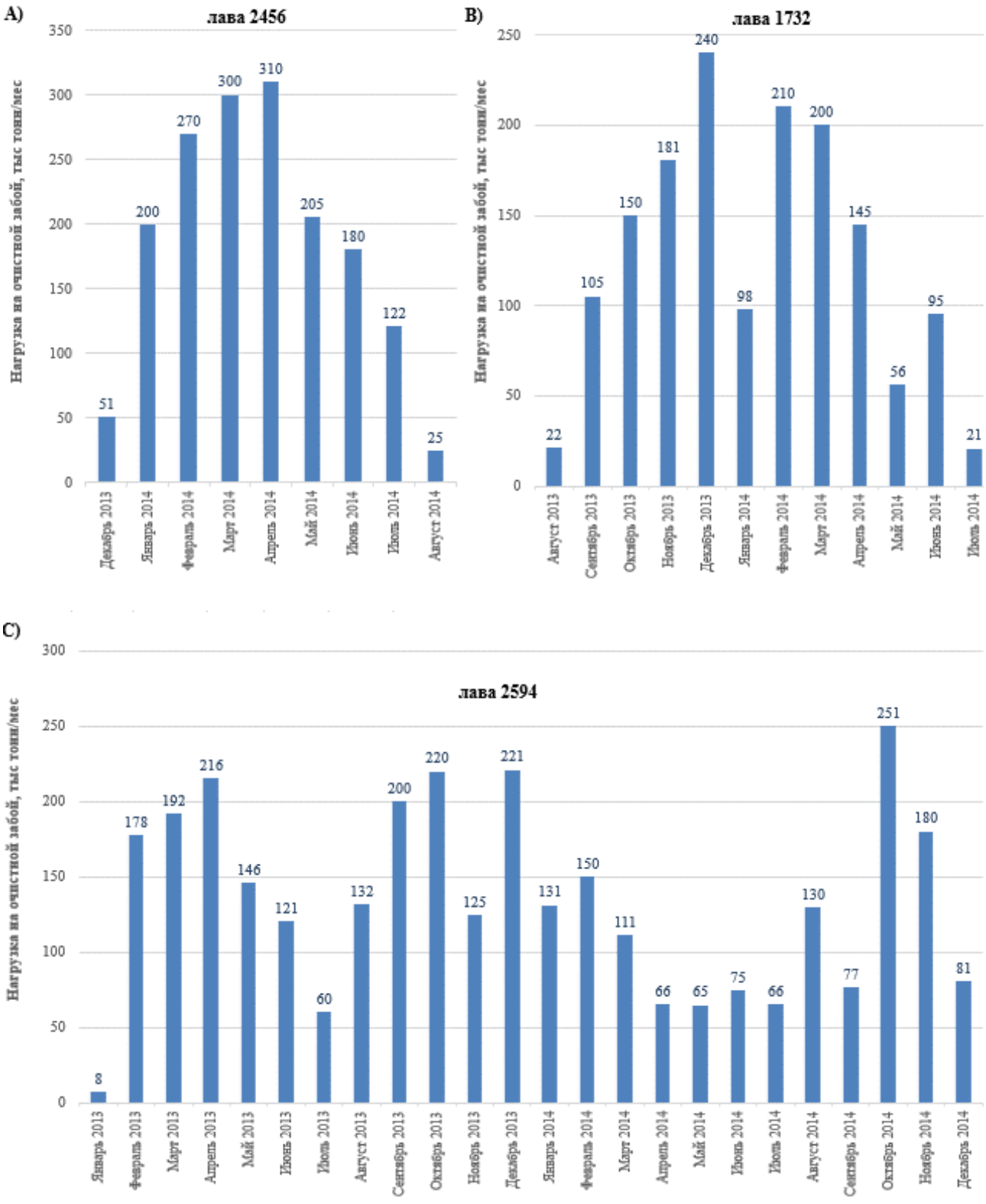


Рисунок 6.2 – Динамика нагрузок на очистные забои по месяцам

Таблица 6.1 – Анализ причин простоев оборудования лав шахт «СУЭК-Кузбасс» (1 полугодие 2016 г.)

Лава	Всего простоев, ч	Причины простоев														
		Производственно-технические						Отказы ПШО, всего	Энергомеханические							
		горно-геологические	нарушения технологии	нарушения газового режима	организационные	из-за нарушений ПБ	прочие		с очистным комбайном	с лавным конвейером	с механической крепью	с участковым транспортом	с магистральным транспортом	со стационарным оборудованием	с электротехническим оборудованием	с прочим оборудованием
Шахта им. С.М.Кирова																
2457	335:44	52:12	0:00	0:00	68:40	58:05	69:00	87:47	6:00	40:45	0:00	15:30	25:32	0:00	0:00	0:00
2595	579:31	104:24	0:00	0:00	165:20	324:40	373:30	283:05	29:04	108:55	0:00	48:00	86:06	0:00	3:00	8:00
Шахта им. А.Д. Рубана																
801	1427:45	116:00	71:00	4:00	314:00	241:00	582:48	98:57	35:00	24:00	15:26	0:00	4:31	0:00	12:00	8:00
Шахта им. 7 ноября																
1378	333:00	0:00	0:00	0:00	0:00	110:00	146:00	77:00	23:00	4:00	4:00	12:00	34:00	0:00	0:00	0:00
Шахта Комсомолец																
1734	748:37	0:00	0:00	0:00	24:00	265:05	322:27	137:05	28:22	14:00	0:00	7:10	19:33	0:00	50:00	18:00
Шахта Полысаевская																
1747	1149:17	0:00	0:00	0:00	118:40	309:51	437:00	283:45	58:04	46:55	0:00	6:35	91:30	4:00	76:40	0:00
Шахта Талдинская-Западная -1																
6606	807:28	0:00	0:00	0:00	189:00	3:46	385:19	229:23	109:54	6:00	43:00	46:01	15:28	0:00	0:00	9:00
Шахта Талдинская-Западная -2																
7009	605:09	23:45	0:00	0:00	81:30	0:00	187:49	312:05	57:30	94:00	16:00	66:08	69:28	0:00	3:30	5:29
Шахта им. В.Д. Ялевского																
5209	1227:41	12:20	0:00	0:00	60:19	127:52	416:30	610:39	59:16	92:54	5:00	146:53	288:33	0:56	17:05	0:00
Шахта Котинская																
5210	339:00	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	123:49	215:10	27:29	0:00	2:59	6:53	175:48	0:00	2:00	0:00
ИТОГО	7217:28	256:29	71:00	4:00	952:49	1382:14	2975:12	2247:10	427:39	390:44	86:25	339:41	784:58	4:56	164:15	48:29

Продолжительные простои высокопроизводительного оборудования выемочных участков приводят к значительным потерям добычи (таблица 6.2).

Таблица 6.2 – Простои высокопроизводительного оборудования

Лава	Шахта	Общая длительность всех простоев, час	Всего потери добычи, тонн
2457		335:44	80 097
2595	Им. С.М. Кирова	579:31	286 604
801	Им. А.Д. Рубана	1427:45	575 409
1378	Им.7 ноября	333:00	174 600
1734	Комсомолец	748:37	210 679
1747	Полысаевская	1149:17	378 650
6606	Талдинская-Западная-1	807:28	430 799
7009	Талдинская-Западная-2	605:09	207 958
5209	Им. В.Д. Ялевского	1227:41	339 793
5210	Котинская	339:00	50 451
ИТОГО		7217:28	2 654 943

Ещё одним фактором, определяющим интенсивность отработки запасов выемочных участков, являются технологические простои оборудования, связанные с выполнением монтажно-демонтажных работ. Анализ продолжительности монтажно-демонтажных работ на шахтах компании СУЭК-Кузбасс в период 2014-2016 год и причин невыполнения плановых значений показал, что лишь в 20% рассмотренных случаев фактическая продолжительность выполнения монтажно-демонтажных работ соответствовала (не превышала) плановую. Кроме того, 50% всех рассмотренных случаев связаны с превышением планового срока на 30 дней и более. Вместе с тем, в большинстве случаев чистое время перемонтажа незначительно превышает плановую длительность, а значительное превышение продолжительности перемонтажа вызвано следующими факторами:

- необходимостью проведения дополнительных работ по обеспечению безопасных условий ведения горных работ, связанных с ухудшением геомеханической ситуации и состояния выработок;

- необходимостью проведением ремонта оборудования параллельно с монтажно-демонтажными работами;

- несвоевременной подготовкой выемочных участков (проведение выработок).

На рисунке 6.3 представлены графики изменения интенсивности отработки запасов мощных пологих угольных пластов на шахтах АО СУЭК-Кузбасс, ведущих работы в условиях Ерунаковского геолого-промышленного района.

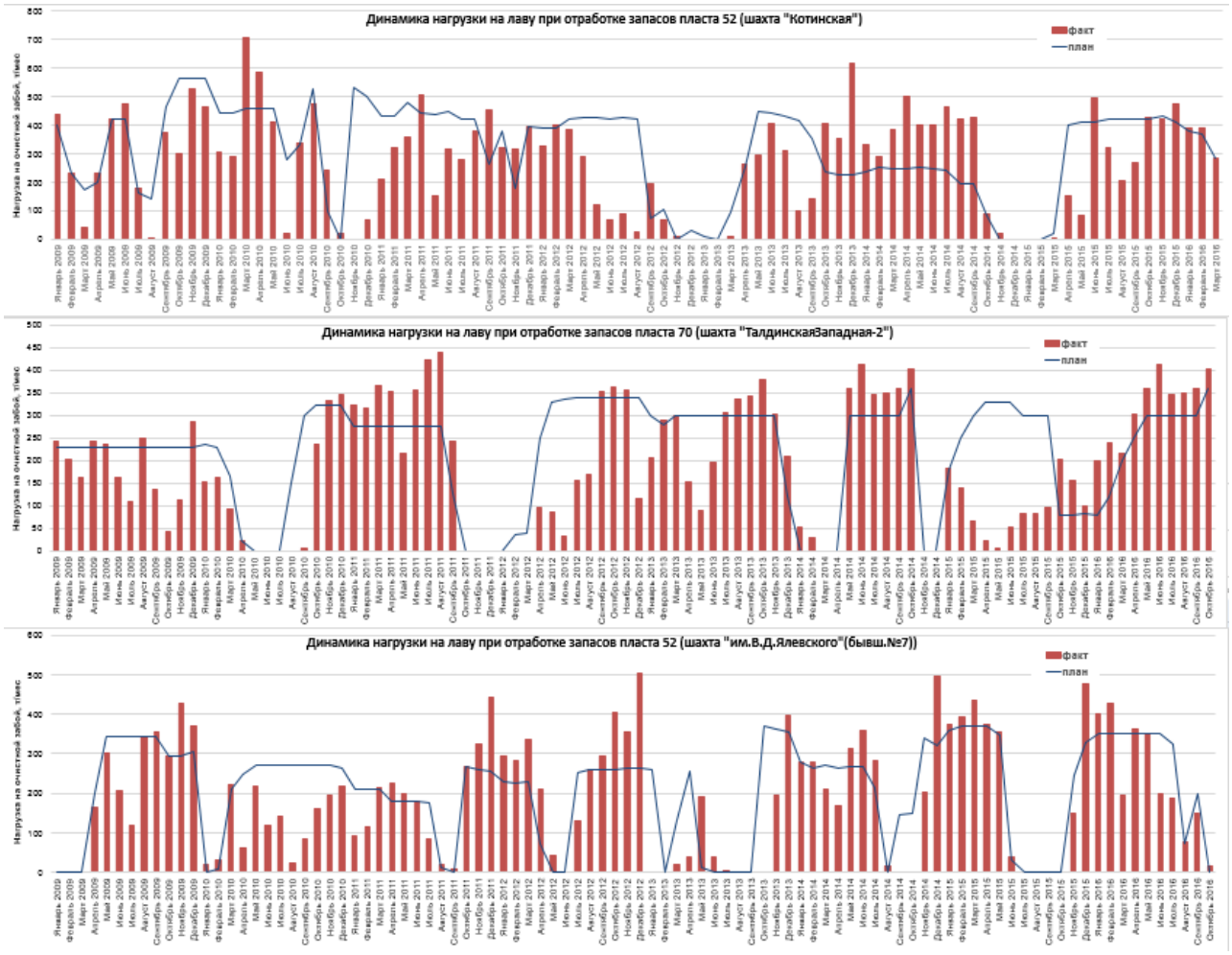


Рисунок 6.3 – Динамика изменения интенсивности отработки запасов мощных пологих пластов

Как видно из рисунка 6.3 интенсивность отработки запасов изменяется в значительных пределах: достигая максимума в отдельные месяцы и снижаясь до нулевой в течение длительных периодов проведения монтажно-демонтажных работ. Выполненная количественная оценка показателей работы длинных очистных забоев в условиях шахт АО «СУЭК-Кузбасс» позволила сделать вывод о снижении интенсивности отработки запасов по мере развития горных работ в

шахтном поле и увеличения глубины ведения горных работ, сопровождающихся повышением газообильности и усложнением геомеханической ситуации на выемочных участках. В качестве примера, подтверждающего сделанные выводы, в таблицах 6.3 и 6.4 приведены показатели работы лав в условиях шахты «им. В.Д. Ялевского» (бывш. «Котинская»).

Таблица 6.3 – Изменение показателей интенсивности отработки запасов пласта 52 в условиях шахты «им. В.Д. Ялевского» (бывш. «Котинская») по годам

Показатель интенсивности отработки запасов	Год							
	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Максимальная нагрузка на лаву, тыс тонн/мес	528	707	505	401	615	501	496	391
Средняя нагрузка на лаву, тыс тонн/мес	307	288	334	165	268	311	237	355
Суммарная добыча лавы за календарный год, тыс тонн	3681	3457	4005	1974	3215	3730	2843	-

Таблица 6.4 – Изменение показателей интенсивности отработки запасов пласта 52 в условиях шахты «им. В.Д. Ялевского» (бывш. «Котинская») по лавам

Показатель интенсивности отработки запасов	Лава				
	5202	5207	5208	5209	5210
Максимальная нагрузка на лаву, тыс тонн/мес	475	707	505	615	496
Средняя нагрузка на лаву, тыс тонн/мес	287	388	271	347	326
Средняя суточная нагрузка на очистной забой, тонн/сут	9542	14513	9837	13874	12603

На рисунках 6.4 и 6.5 представлены данные об изменении средней месячной нагрузки на длинные очистные забои при отработке соответственно мощных пластов и пластов средней мощности.

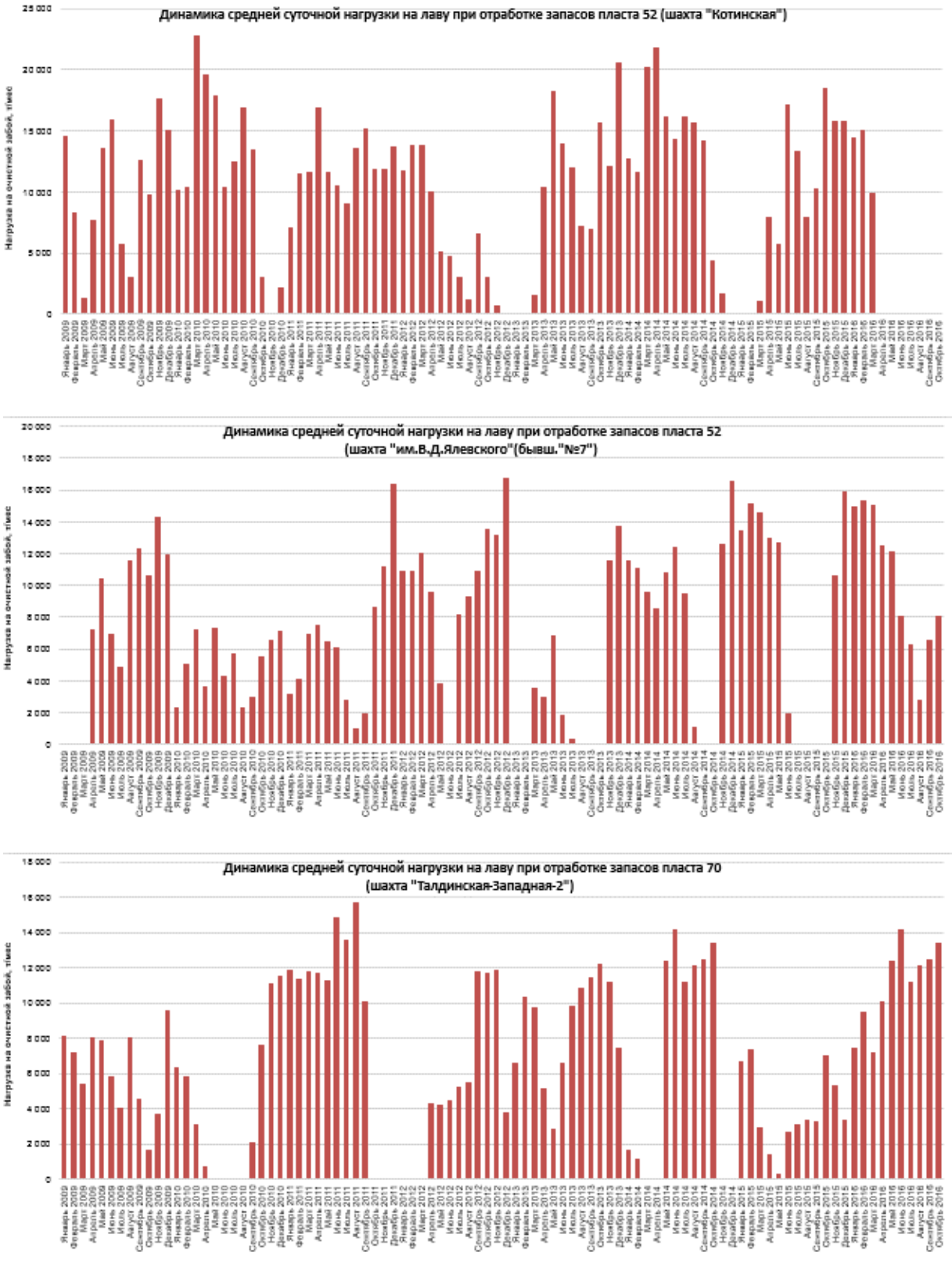


Рисунок 6.4 – Динамика средней суточной нагрузки на очистные забои при отработке мощных пластов

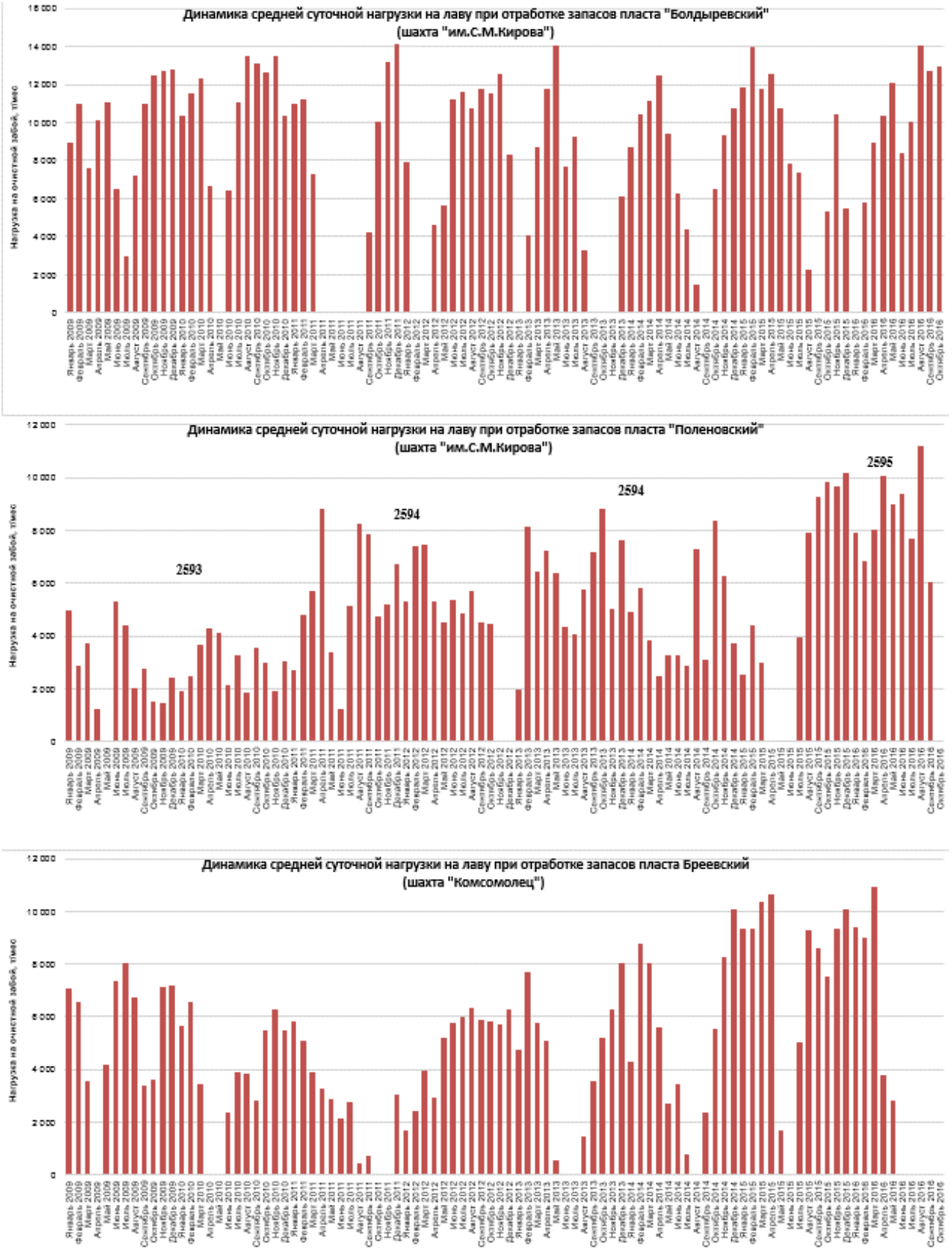


Рисунок 6.5 – Динамика средней суточной нагрузки на очистные забои при отработке пластов средней мощности

Как видно из рисунка 6.4 явных тенденций изменения интенсивности отработки запасов не наблюдается. В тоже время из рисунка 6.5 видно, что в условиях шахты «им. С.М. Кирова» с июля 2015 года интенсивность отработки запасов пласта Поленовский существенно выросла за счет повышения нагрузок и стабильности работы очистного забоя. Повышение интенсивности отработки запасов в условиях шахты «им. С.М. Кирова» связано с изменением пространственно-планировочных решений, а именно расположением участковых подготовительных выработок выемочного столба 2595 по пласту Поленовский за пределами зон ПГД, сформированных межстолбовыми целиками, оставленными по пласту Болдыревский.

При отработке выемочных столбов 2592 и 2593 вследствие совместного влияния повышенных напряжений в зоне ПГД и опорного давления лавы происходило разрушение участковых подготовительных выработок, охраняемых целиком угля. В результате потребовалось проведение дополнительных выработок «бис». Сложные условия поддержания выработок выемочного участка предопределили снижение нагрузок на очистные забои 2592, 2593 и 2594 (рисунок 6.6).

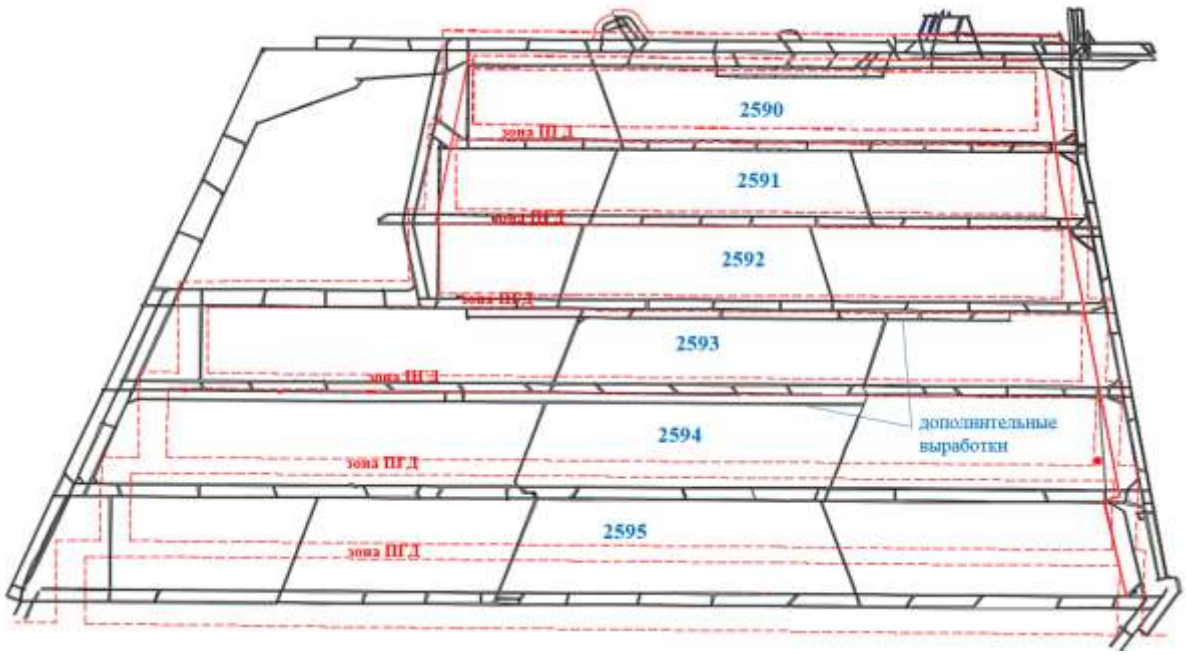


Рисунок 6.6 – Расположение выработок выемочных участков по пласту Поленовский относительно зон ПГД

Следует отметить, что отработка сближенных пластов с оставлением неразрушаемых угольных целиков сопровождается формированием зон ПГД, которые при сближенном расположении пластов (на расстоянии менее 60 м) и глубине ведения работ 300 м и более способны приводит, как правило, к разрушению участковых подготовительных выработок, располагаемых по надработанному (подработанному) пласту в зонах совместного влияния ПГД и опорного давления лавы разрабатываемого пласта. Оставление межлавных целиков является необходимым условием обеспечения эндогенной пожаробезопасности при отработке пластов, склонных к самовозгоранию, а также обеспечивает условия, как для высокоскоростной проходки выработок с использованием анкерной крепи, так и снижения влияния ранее отработанных выемочных полей на подготовительные и очистные выработки разрабатываемого участка. Одним из эффективных способов решения проблемы обеспечения эксплуатационного состояния и снижения негативного влияния надработки (подработки) при отработке сближенных угольных пластов с оставлением целиков является расположение выработок разрабатываемого пласта со смещением за пределы зон ПГД.

Выполненный анализ технико-экономических показателей работы очистных забоев шахт СУЭК-Кузбасс показал, что к числу основных горно-геологических факторов, определяющих интенсивность отработки запасов выемочных участков, относятся:

- ✓ Высокая газоносность большинства разрабатываемых пластов.
- ✓ Наличие ТНЗ и ТРЗ.
- ✓ Сближенное залегание пластов
- ✓ Высокая геологическая нарушенность.
- ✓ Склонность пластов к самовозгоранию.
- ✓ Высокие водопритоки.
- ✓ Неустойчивые вмещающие породы.
- ✓ Опасное развитие геомеханических процессов при отработке запасов у выходов пласта под наносы.

К числу основных горнотехнических, технологических и организационных факторов, ограничивающих интенсивность отработки запасов в условиях шахт «СУЭК-Кузбасс», следует отнести:

- ✓ Ограниченные возможности технологий управления газовыделением на выемочных участках.
- ✓ Недостаточную взаимоувязку очистных и подготовительных работ.
- ✓ Значительную продолжительность монтажно-демонтажных работ.
- ✓ Длительные простои оборудования.
- ✓ Неудовлетворительное состояние участковых подготовительных выработок в зонах ПГД при отработке сближенных пластов.

Таким образом, выполненная оценка влияния различных факторов, определяющих интенсивность отработки запасов, показала, как необходимость совершенствования применяемых технологических и организационных решений, так и наличие потенциальных возможностей для существенного повышения интенсивности отработки запасов разрабатываемых пластов с использованием применяемого оборудования. Сделанные выводы наглядно подтверждаются данными, представленными на рисунке 6.7, где наряду с фактическими достигнутыми (в том числе рекордными показателями) представлен график с целевыми показателями, достижение которых возможно при снижении отрицательных эффектов от влияния указанных выше горно-геологических факторов, осложняющих ведение горных работ, а также повышении эффективности проектных и реализации технологических и организационных решений.

Оценку экономического эффекта от повышения интенсивности отработки запасов пласта следует проводить на значительном временном промежутке, охватывающем по возможности все время отработки запасов пласта в шахтном поле.

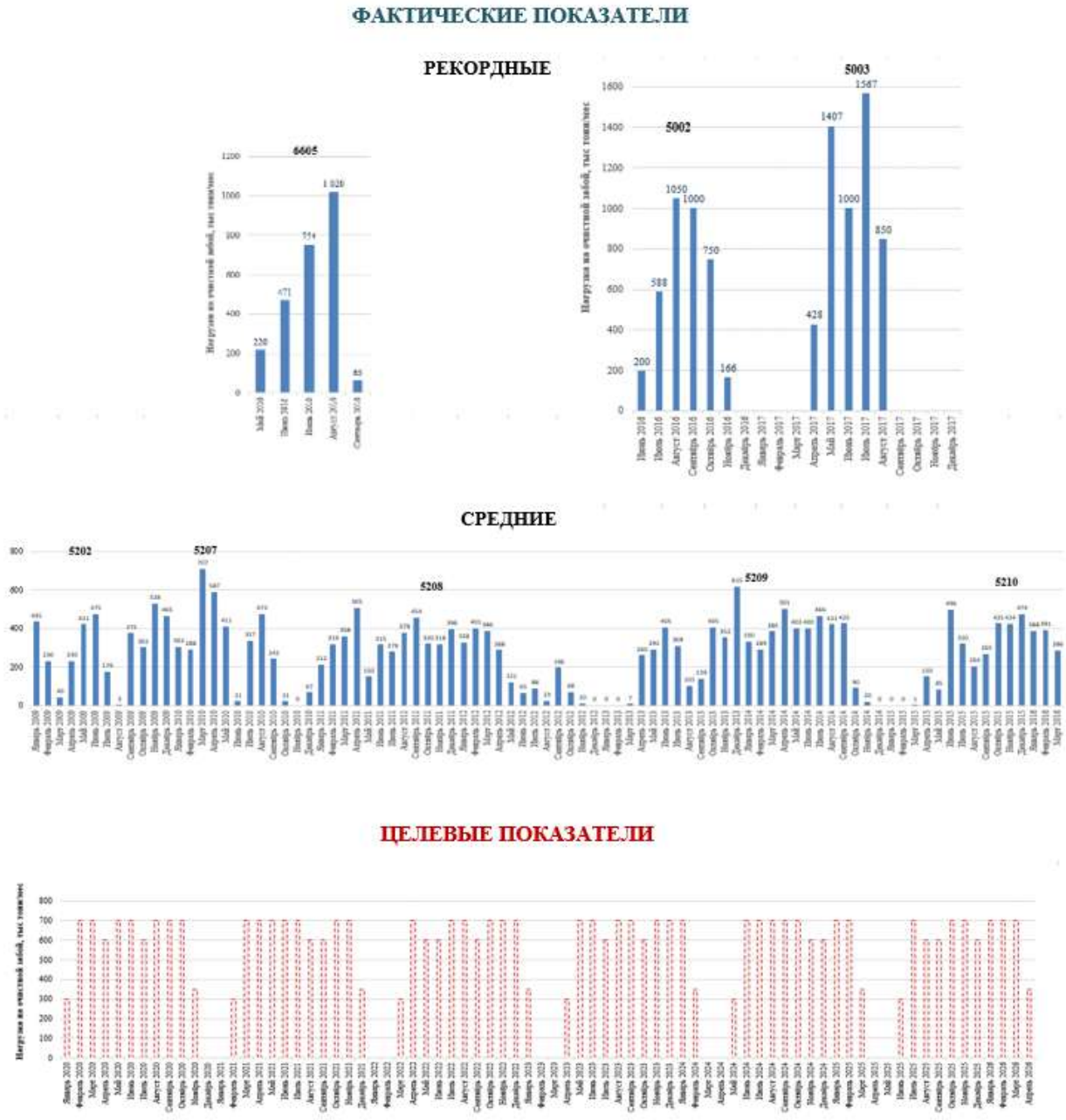


Рисунок 6.7 – Фактические и целевые (пример) показатели интенсивной отработки пологих угольных пластов

Для количественной оценки эффекта было выполнено построение фактических и целевых графиков интенсивности отработки запасов (нагрузок на очистные забои по месяцам). При построении целевого графика учитывались все вышеназванные реальные пути повышения эффективности отработки и плановые нагрузки на очистные забои при отработке пласта 52 на шахте «Котинская» (рисунок 6.8).

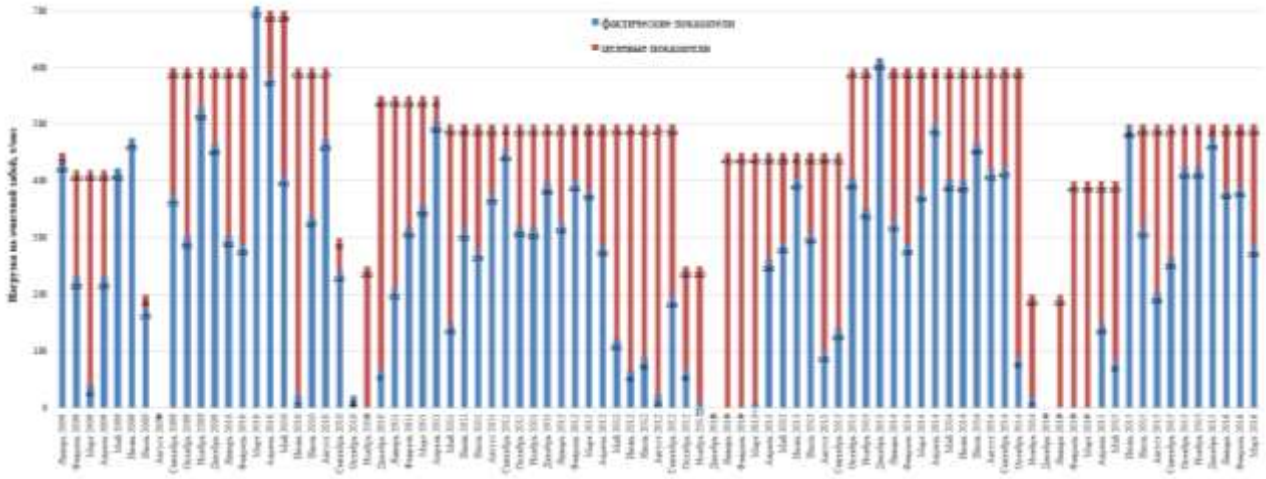


Рисунок 6.8 – Фактические и целевые показатели на примере отработки пласта 52 в условиях шахты «Котинская»

В соответствии с построенным графиком был выполнен расчет фактической и целевой добычи в очистных забоях по пласту 52 в период с января 2009 года по март 2016 года (рисунок 6.8). Фактическая добычи за период составила - 23,636 млн тонн, целевая добыча – 41,4 млн тонн, а разница между целевой и фактической превысила 17,7 млн тонн. Таким образом, комплекс рекомендуемых мероприятий может обеспечить повышение интенсивности отработки с увеличением добычи в рассматриваемый период на 74 % относительно фактической добычи. Расчет в денежном эквиваленте эффекта от повышения интенсивности должен производиться с учетом фактических достигнутых показателей себестоимости угледобычи и реальной конъюнктуры рынка. Следует отметить, что полученный эффект от повышения интенсивности является максимальным при отработке мощных пологих пластов, и как правило, существенно снижается при отработке пластов средней мощности и мощных, поскольку существенно зависит от фактического уровня интенсивности отработки, при прочих равных условиях определяемого в первую очередь ограничениями по газу и вынимаемой мощностью пласта.

Следует отметить, что наличие значительного числа влияющих природных и технологических факторов, определяющих эффективность подземной

угледобычи, а также высокая изменчивость интенсивности их воздействия во времени и в пространстве (в том числе по мере развития горных работ на участке и в шахтном поле), предопределяет необходимость проведения текущего мониторинга, сбора и анализа показателей подземной угледобычи с целью выявления определяющих факторов и обеспечения эффективности последующих своевременных адресных корректирующих воздействий, которые являются необходимым условием обеспечения безопасной и высокоэффективной интенсивной отработки запасов пологих угольных пластов.

6.3 Структура системы контроля и управления технологическими процессами на примере реализации ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс»

«Единый диспетчерско-аналитический центр» АО «СУЭК-Кузбасс» (далее – ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс») является функциональным объединением структурных подразделений АО «СУЭК-Кузбасс» и контролируется Дирекциями по направлениям.

Главными целями создания Единого диспетчерско-аналитического центра являются:

1. Обеспечение заданного уровня безопасности и снижение уровня риска на производственных единицах (ПЕ) Компании.

2. Сокращение размеров материального ущерба и повышение эффективности производственных процессов за счёт повышения достоверности, оперативности информирования и принятия оперативных воздействий персоналом ЕДАЦ, служб и подразделений основных и вспомогательных ПЕ.

3. Обеспечение устойчивости функционирования систем жизнеобеспечения, безопасности на ПЕ.

4. Своевременное профильное реагирование на устранение событий и происшествий, произошедших на основных производственных единацах.

К основным задачам ЕДАЦ относятся:

1. Обеспечение противодействия возникновению условий для реализации инцидентов и аварий.

2. Предотвращение развития инцидентов и аварий.

ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс» выполняет функции:

– мониторинга параметров безопасности технологического процесса и производственной среды с помощью средств МФСБ;

– классификации штатных или нештатных ситуаций при изменении параметров технологических процессов, относящихся к безопасности и среды, на которую воздействует технологический процесс;

– определения нештатных ситуаций, опасных для жизни и здоровья людей;

– формирования предложений по принятию необходимых мер, обеспечивающих нормальные режимы функционирования ПЕ, а также фиксации и контроля осуществления данных мер;

– оповещения соответствующих ответственных специалистов о прогнозируемой или произошедшей ситуации и месте её возникновения;

– документирования событий, возникающих в МФСБ, и информации, получаемой от сотрудников ПЕ;

– непрерывного контроля работоспособности и готовности МФСБ;

– периодического контроля проведения регламентных работ с элементами МФСБ в соответствии с проектной и эксплуатационной документацией.

Одной из главных функций, выполняемых Единым центром является осуществление контроля за уровнем допустимого риска и уровня безопасности. Данная функция реализуется посредством входящих в МФСБ и вышеуказанных систем, которые обеспечивают аэрологическую безопасность, контроль и прогноз газодинамических явлений, противопожарную защиту, взрывозащиту и т.д.

Для решения поставленных задач и осуществления заявленных функций ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс» работает в круглосуточном режиме.

Единый центр построен как иерархически организованная совокупность территориально распределенных программно-аппаратных комплексов,

объединенных каналами передачи данных. Программно-аппаратные комплексы представляют собой набор технических и программных средств, работающих совместно для выполнения сходных задач.

Организационная структура и распределение обязанностей персонала ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс» приведены на рисунке 6.9. [124].

Рисунок 6.9 – Организационная структура ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс»

В головном офисе ЕДАЦ предусмотрены рабочие места для диспетчеров, отвечающих за работу по следующим направлениям: безопасность; производство; АГК; энергоснабжение, а также для специалистов сторонних организаций, отвечающих за исправную работу поставленного ими оборудования фирм: «Becker», «Eickhoff», «JOY», «Marco», «CAT».

Персонал ГО ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс в соответствии с разработанным графиком, посещает производственные объекты контролируемого предприятия (поверхность, горные выработки и т.д.) с целью ознакомления с текущей ситуацией, обстановкой, оборудованием и горными выработками на ПЕ.

В своей деятельности персонал ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс» руководствуется законодательными и нормативными требованиями Российской Федерации, приказами и распоряжениями Генерального директора АО «СУЭК-Кузбасс», заместителя генерального директора – Директора по производственному контролю и охране труда АО «СУЭК-Кузбасс», заместителя генерального директора – Директора по аэрологической безопасности подземных горных работ АО «СУЭК-Кузбасс», заместителя генерального директора – Директора по производству АО «СУЭК-Кузбасс», Директора энергомеханической дирекции – Главного механика АО «СУЭК-Кузбасс», Положением об «Едином диспетчерско-аналитическом центре АО «СУЭК-Кузбасс»», «Регламентом взаимодействия головного офиса ЕДАЦ и производственных единиц АО «СУЭК-Кузбасс», «Регламентом взаимодействий сервисных инженеров подрядных организаций при посещении шахт и мониторинге работы оборудования в ГО ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс» и своими должностными инструкциями.

ЕДАЦ обеспечивает выполнение функций как SCADA (Supervisory Control And Data Acquisition – диспетчерское управление и сбор данных), так и MES-систем. ЕДАЦ-СУЭК объединяет все имеющиеся и внедряемые системы контроля и диспетчеризации, а также другие программные средства. Техническим инструментом, объединяющим все объекты, является ПО «SCADA Infinity».

Диспетчерско-аналитическая система (ДАС) на базе ПО SCADA Infinity создана по алгоритмам, формам отчетов и экранов, разработанных АО «СУЭК-Кузбасс», с учетом организационных регламентов и документов МФСБ, разработанных ООО «НЦ ВостНИИ» и с учетом методики, разработанной ЗАО «ЭлеСи», определяющей эффективность производства.

В состав каждой шахты входят следующие технологические системы, с которыми осуществляется взаимодействие:

1. Очистной комбайн.
2. Автоматика лавы.
3. Конвейерный транспорт.
4. Комплекс механизированной крепи.
5. Проходческий комбайн.
6. Поверхностное электроснабжение.
7. Подземное электроснабжение.
8. Газоотсасывающие установки (МДУ, ПДУ).
9. Вентиляция и вентиляционные сооружения.
10. Аэрогазовый контроль.
11. Водоотлив.
12. Видеонаблюдение.
13. Противопожарная защита и водоснабжение.
14. Геофизические наблюдения и прогнозы.
15. Весы конвейерные.
16. Дизельный транспорт.
17. Система позиционирования, оповещения и поиска людей, застигнутых аварией
18. Проветривание.
19. Аэрологическая защита.
20. Состояние горного массива.
21. Связь.
22. Забойно-транспортный комплекс.
23. Монорельсовый транспорт.
24. Проходческий забой.
25. Обогатительная фабрика.
26. Погрузка.
27. Теплоснабжение.
28. Пневмоснабжение.

Структурная схема ДАС представлена на рисунке 6.10.

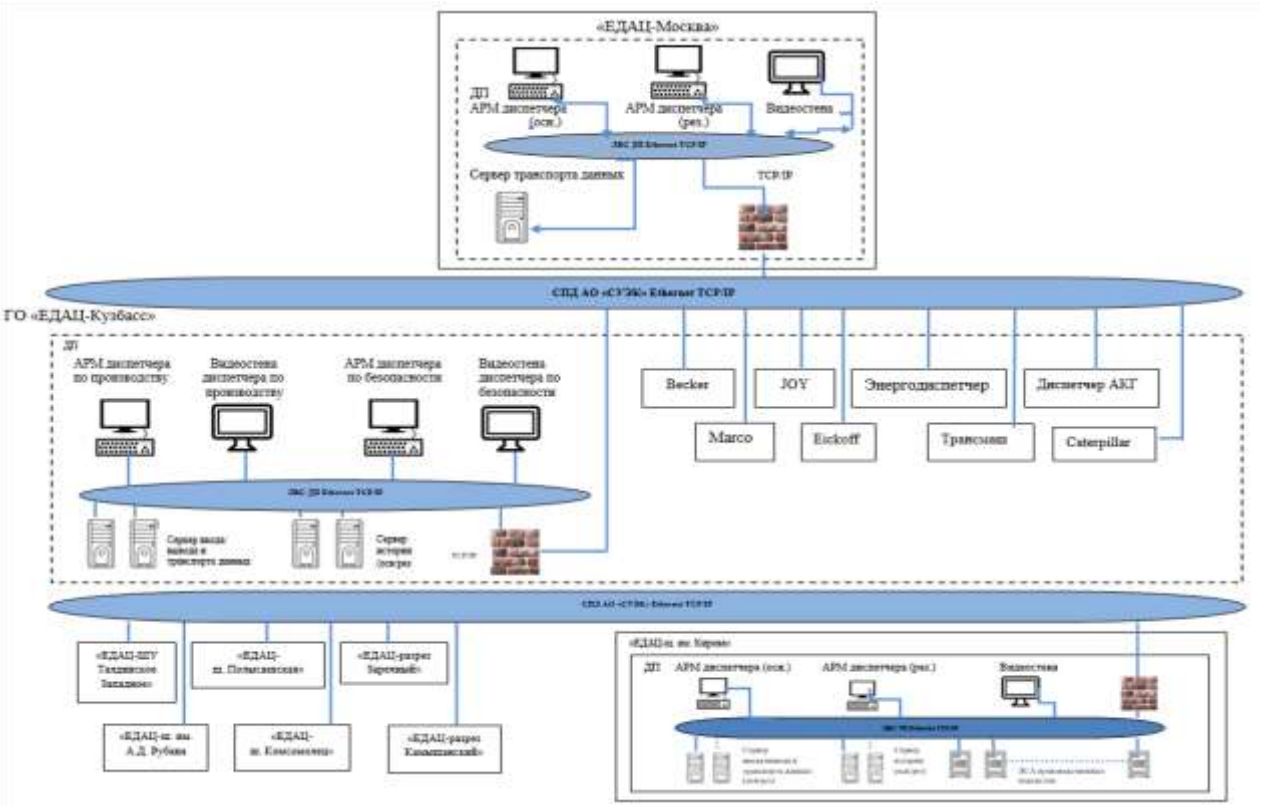


Рисунок 6.10 – Структурная схема ДАС ЕДАЦ-СУЭК

Каналы связи, от программируемого логического контроллера (ПЛК) до серверного оборудования ДАС на базе ПО «SCADA Infinity» имеют следующие характеристики:

– задержка передачи данных, определяемая разницей времени получения и времени отправки – не более 0,05 с;

– потеря пакетов – не более 0,1 %.

Для выполнения функций ДАС используют следующие подсистемы:

- подсистема получения и предоставления данных по спецификации OPC DA;
- подсистема хранения технологических данных;
- подсистема межуровневого транспорта оперативных и исторических данных; подсистема формирования событий МФСБ;
- подсистема предупредительной и аварийной сигнализации; подсистема математической обработки данных;
- подсистема отображения технологических мнемосхем, трендов, событий и происшествий;

- подсистема формирования отчетов; подсистема выдачи и управления рекомендациями;
- подсистема контроля действий горного диспетчера.

Подсистемы предоставления данных всех производственных предприятий АО «СУЭК-Кузбасс» объединены в единую сеть произвольного графа для организации «вертикальных» («ЕДАЦ-Москва» – ГО «ЕДАЦ-Кузбасс» – ЕДАЦ ПЕ) связей. Подсистема предоставления данных имеет возможность ограничения области просмотра предоставляемых данных и разграничения доступа на запись и чтение.

Подсистема формирования событий МФСБ предназначена для определения наступления или исчезновения события на основе значений оперативных параметров технологического процесса по разработанным алгоритмам. Данные, собираемые, подсистемой используется для идентификации возникновения опасных ситуаций и оценки риска возникновения аварий.

Подсистема обеспечивает формирование сообщений об изменениях в состоянии технологического процесса; осуществляет контроль возникновения событий в системе и подготовку сообщений о произошедших событиях или имеющихся тенденциях; производит рассылку SMS и E-mail уведомлений, а также уведомляет о сбоях.

Подсистема предупредительной и аварийной сигнализации получает сведения по спецификации OPC DA от подсистемы получения и предоставления данных и выполняет сравнение оперативных параметров технологического процесса с уставками, в общем случае имеющими следующий перечень: нижний и верхний аварийные пределы; нижний и верхний предаварийные пределы; возврат в норму; предельная скорость изменения параметра; изменение состояние оборудования.

Функции формирования аварийной, предупредительной и командной сигнализации предназначены для формирования сообщений об изменениях в состоянии технологического процесса, привлечения внимания пользователя к существенным событиям, происходящим в системе и должны выполнять:

контроль возникновения событий в системе; подготовку сообщений о произошедших событиях или имеющихся тенденциях; предоставление сообщений по спецификации OPC A&E; рассылку SMS и E-mail уведомлений.

Подсистема математической обработки данных предназначена для обработки значений всех типов сигналов, выполняет математические, логические и битовые операции, а также пересчет физического значения сигнала в инженерные единицы измерения и обратно.

Подсистема отображения технологических мнемосхем, трендов, событий и происшествий предназначена для обеспечения взаимодействия между диспетчером с предоставлением функций отображения и ручного ввода.

Подсистема обеспечивает визуализацию технологического процесса в виде мнемосхем, графиков, таблиц и журналов событий и происшествий, а также предоставляет интерфейс взаимодействия пользователя с системой через ручной ввод для выдачи команд для квитирования аварийных сообщений, для ввода новых значений уставок и навигации по меню.

Основной задачей подсистемы является визуализация технологического процесса (отображение объектов и их свойств текстом и графическими элементами, событий, графиков, отчетов, сводных таблиц) в реальном времени Подсистема обеспечивет интуитивно понятный интерфейс взаимодействия пользователя с системой, выполненный в едином стиле, гармонирующим с интерфейсом операционной системы. Подсистема имеет поддержку встроенной системы контекстно-ориентированной помощи.

ПО подсистемы, обеспечивающее визуализацию технологического процесса в виде мнемосхем, обеспечивает поддержку: динамического изменения свойств графического объекта (анимацию); языков сценариев; редактирования выражений; многооконного режима; функций масштабирования мнемосхем; функций навигации между мнемосхем; получения данных от нескольких источников (как от взаимно резервированных, так и от различных) [114].

Вид мнемосхем ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс» приведен на рисунке 6.11.

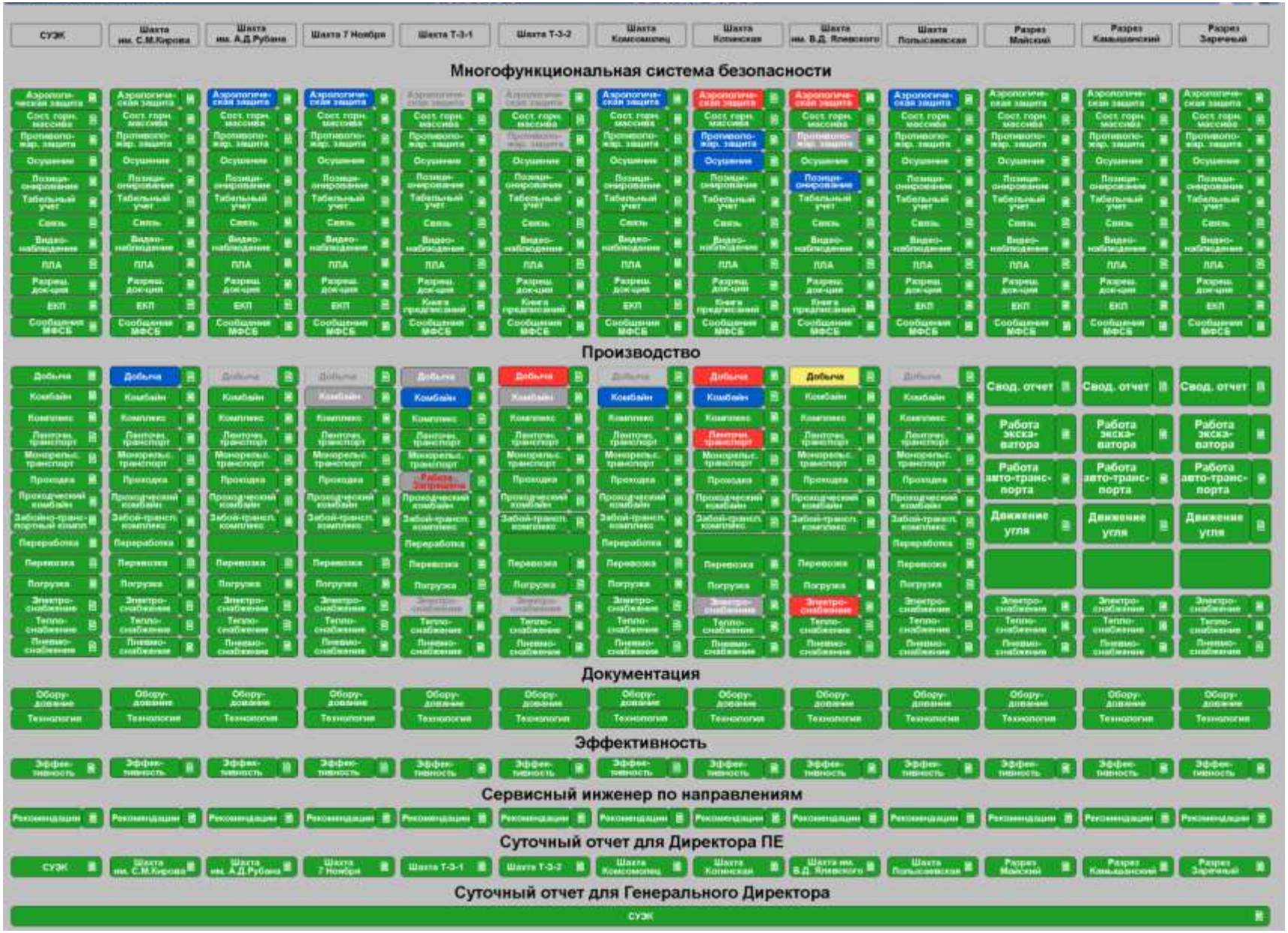


Рисунок 6.11 – Вид стартовой экранной формы ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс» г. Ленинск-Кузнецкий

ПО подсистемы, обеспечивающее отображение графиков, обеспечивает:

– построение графиков на основе исторических или оперативных данных в реальном времени в многооконном или однооконном режиме;

– набор средств для построения гистограмм;

– табличное представление данных;

– набор средств масштабирования;

– выбор интервала просмотра данных;

– получение данных от нескольких источников по спецификациям OPC DA и OPC HDA;

– экспорт данных в формат XLS;

– отображение экранной формы за время не более 3 секунд (от нажатия кнопки вызова данной экранной формы до ее полного появления и наполнения текущими значениями).

ПО подсистемы выполняет отображение оперативной и исторической информации о событиях и происшествиях; звуковое оповещение о событиях и происшествиях в хронологическом порядке поступления или по приоритету; просмотр истории событий и происшествий за заданный период; фильтрацию и сортировку сообщений и происшествий по различным критериям; вывод событий и происшествий на печать в режиме реального времени; получение данных от нескольких источников по спецификации OPC A&E; экспорт данных в форматы: XLS, HTML, XML.

В ПО подсистемы реализована возможность вызова плана действий диспетчера в соответствии с регламентирующей документацией МФСБ, непосредственно из подсистемы, обеспечивающей отображение событий и происшествий, посредством нажатия манипулятором на соответствующее происшествие или событие.

Подсистема формирования отчетов предназначена для формирования отчетов и сводок по заранее разработанным шаблонам и в соответствии с заранее заданным расписанием. Подсистема предусматривает рассылку отчетов по электронной почте. Подсистема формирования отчетов предоставляет

возможность: использования формул для вычисления промежуточных итогов и значений; вычисления статистических характеристик контролируемых параметров; формирования отчетов по расписанию, событию; информацию о процессе генерации отчетов; просмотра сформированных отчетов в виде файлов соответствующего формата; построения аналитических диаграмм и гистограмм (например, диаграмм Парето и т.д.).

Подсистема выдачи и управления рекомендациями предназначена для выдачи рекомендации и последующего контроля исполнения данных рекомендаций.

Подсистема позволяет осуществлять выдачу рекомендаций с выбором исполнителя на соответствующей шахте; отслеживать состояние выполнения рекомендаций; делать выбор рекомендации по определенному параметру: производителю, шахте, виду оборудования, виду несоответствия или состоянию (новые, исполнитель ознакомлен, выполнено исполнителем, проверенные закрытые, просроченные). Подсистемой предусмотрена возможность формирования отчетов по одному из следующих критериев: исполненным, просроченным или непрочитанным рекомендациям; повторяемости рекомендаций и исполнительности по выданным рекомендациям на шахте.

Контроль выполнения рекомендаций осуществляется на основе информации, введенной в подсистему выдачи и управления рекомендациями автоматически назначенным исполнителем.

В группу пользователей подсистемы входит администратор, осуществляющий установку, настройку программы выдачи и управления рекомендациями и работу со списками, а также авторы рекомендаций.

Авторами рекомендаций могут быть сервисные инженеры сторонних организаций, специалисты (например, главный механик АО «СУЭК-Кузбасс»), руководители (например, директор АО «СУЭК-Кузбасс») и исполнители (главный механик шахты, главный энергетик шахты и др.).

Сервисные инженеры могут осуществлять выдачу рекомендаций только для своего направления, контролируют ознакомление исполнителя с выданной

рекомендацией и выполнение либо невыполнение данной рекомендации. Специалисты осуществляют выдачу и просмотр рекомендаций для любого направления. Руководители только просматривают выданные рекомендации. Исполнители просматривают рекомендации и выполняют их.

Подсистема контроля действий горного диспетчера предназначена для контроля действий, осуществляемых горным диспетчером, на соответствующей шахте.

Диспетчер может осуществлять квитирование на экранной форме событий, произошедших в системе и подавать сигнал в локальные системы автоматики на блокировку или разблокировку работы оборудования в шахте. При этом все действия, осуществляемые горным диспетчером, отображаются в соответсвующем «Журнале действий горного диспетчера». Диспетчер по безопасности может видеть на своем экране как горный диспетчер переходит по экранным формам и осуществляет блокировку или разблокировку работы оборудования.

Подсистема администрирования предназначена для изменения параметров работы всех подсистем ДАС и представляет собой совокупность функций этих подсистем.

Каждая прикладная (функциональная) подсистема ДАС должна иметь в своем составе модуль удаленного администрирования, реализующий функции подсистемы администрирования. Все модули подсистемы администрирования, действующие в составе каждой прикладной (функциональной) подсистемы ДАС, имеют возможность работы по сети и имеют удаленные клиентские оболочки, обеспечивающие удаленное авторизованное защищенное администрирование. Функции удаленного администрирования идентичны функциям локального администрирования. Подсистема администрирования обеспечивает авторизованный доступ к функциям редактирования и просмотра текущих конфигураций всех подсистем ДАС. Подсистема позволяет осуществлять сохранение резервных копий конфигурации по заданным расписаниям, предопределенным событиям и по команде, а также дает возможность

оперативного восстановления последней работоспособной (сохраненной) конфигурации.

В составе эксплуатационной документации ДАС предусмотрен «Журнал учета изменений, вносимых в конфигурацию системы ДАС». Все изменения вносятся на основании утвержденных функциональных требований с проведением последующих предварительных испытаний этих изменений и внесением соответствующих изменений в журнал.

Подсистема коллективного отображения информации («видеостена») предназначена для лиц, принимающих решения (диспетчерского персонала, технологов, главного инженера и т.д.). Подсистема предоставляет возможность экспресс-анализа текущего состояния технологического процесса для выбора наиболее эффективного управленческого воздействия на ту или иную ситуацию, а также позволяет отображать существенно больший поток информации, по сравнению с автоматизированным рабочим местом (АРМ) и обеспечивает доступ к оперативной информации не только диспетчерского персонала, но и всех ИТР, присутствующих в диспетчерской.

Подсистема коллективного отображения информации построена на базе видеопанелей диагональю не менее 42 дюймов. В рамках ДАС подсистема включает три видеостены: диспетчера по производству, горного диспетчера и диспетчера по ПБ.

Видеостена диспетчера по производству состоит из видеопанелей, на которые выводятся главная экранная форма ДАС АО «СУЭК-Кузбасс», экранная форма «Конвейерные весы» и экранные формы состояния ПЕ.

На главной экранной форме ДАС АО «СУЭК-Кузбасс» представлена информация по АО «СУЭК-Кузбасс» и следующим ПЕ: шахта «им. С.М. Кирова», шахта «им. А.Д. Рубана», шахта «Талдинская-Западная-1», шахта «Талдинская-Западная-2», шахта «Комсомолец», шахта «им. В.Д. Ялевского», шахта «Полысаевская», разрез «Камышанский», разрез «Заречный». На экранной форме «Конвейерные весы», представленной в нижней части видеостены, выводится информация по технологической системе в графическом и табличном виде для

вышеуказанных шахт и обогатительных фабрик: «им. С.М. Кирова» и «Комсомолец».

На видеостене диспетчера по производству вызов дополнительных экранных форм по технологическим и производственным системам осуществляется с главной экранной формы ДАС АО «СУЭК-Кузбасс. Вид видеостены диспетчера по производству «ГО ЕДАЦ-Кузбасс» представлен на рисунке 6.12 [202].

На экранных формах состояния ПЕ для каждой шахты выводится информация по следующим технологическим и производственным системам: главная экранная форма ПЕ; добыча (общий экран); проходческий комбайн; комплекс механизированной крепи; автоматика лавы; ленточный транспорт; очистной комбайн. На видеостене горного диспетчера вызов дополнительных экранных форм по технологическим и производственным системам осуществляется с главной экранной формы ПЕ, при этом вызванный экран отображается на свободной области в нижней части видеостены, либо замещает ранее вызванную экранную форму. Вызов экранных форм по системе «Проходческий комбайн» осуществляется с правых боковых видеопанелей, при этом замещается экранная форма на правой нижней видеопанели.

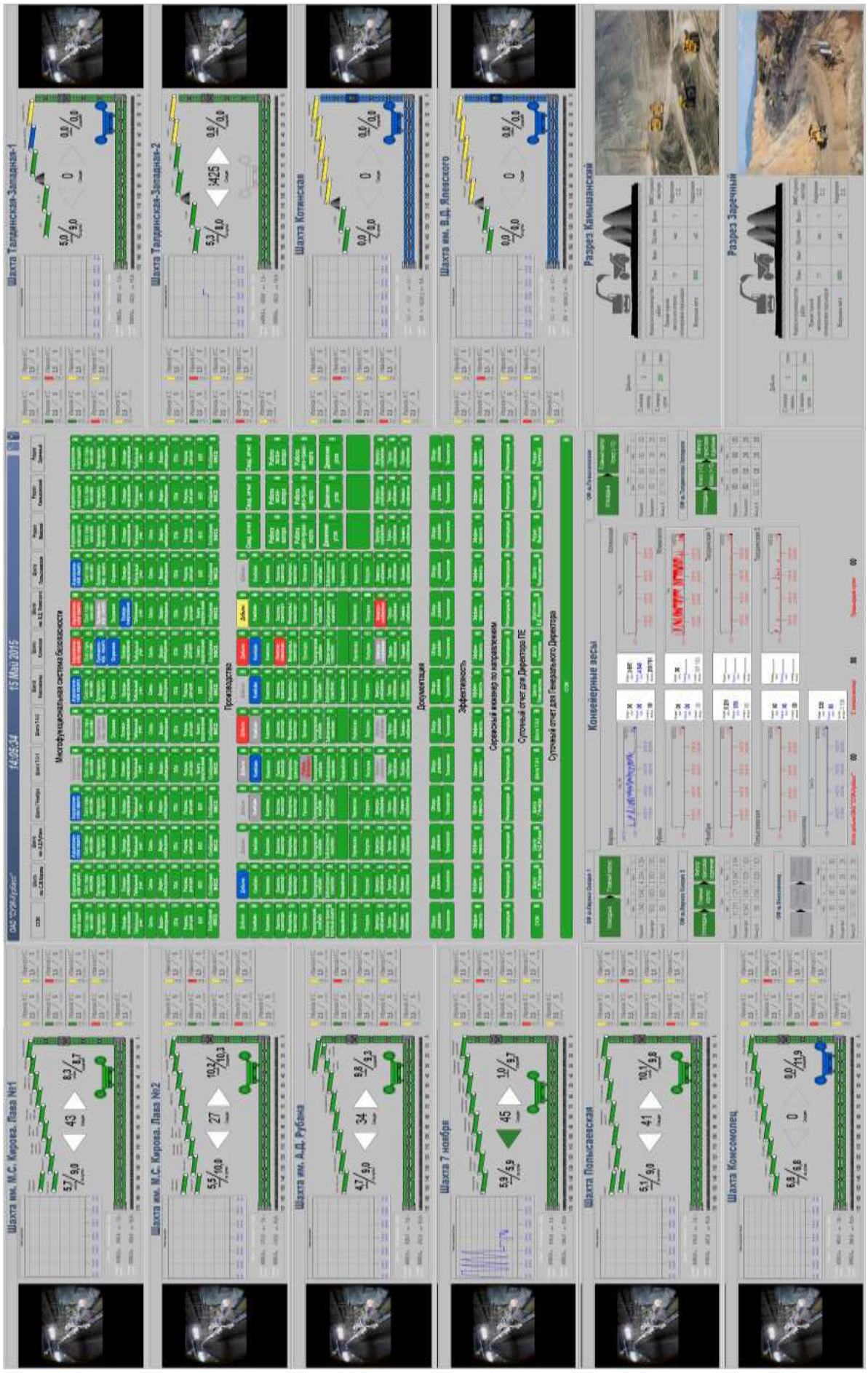


Рисунок 6.12 – Вид видеостены диспетчера по производству «ЕДАЦ-Кузбасс»

Подсистема видеонаблюдения предусматривает вывод видеоизображения в режиме реального времени с IP камер, установленных в шахтах АО «СУЭК-Кузбасс». IP камеры поддерживают передачу потокового видео в форматах MJPEG over HTTP, MJPEG over RTSP, при этом вывод видеоизображения осуществляется в окне фиксированного размера и положения на видеостене.

Состав комплекса технических средств ДАС должен быть достаточным для выполнения всех ее функций.

Комплекс технических средств ДАС строится на базе следующих компонентов:

- сервер ввода-вывода и транспорта данных (основной, резервный);
- сервер истории (основной, резервный);
- сервер хранения «архивов и отчетов» (основной, резервный);
- АРМ диспетчера;
- средства коллективного представления графической информации («видеостена»);
- сетевое оборудование, включая средства обеспечения информационной безопасности;
- источники бесперебойного электропитания;
- дополнительные устройства (приемники для синхронизации времени).

Аппаратные средства вывода информации АО «СУЭК-Кузбасс» включают в себя: АРМ диспетчеров; средства коллективного представления графической информации: видеостена диспетчера по производству; видеостена диспетчера по безопасности; видеостена диспетчера по АГК; видеостена диспетчера по геофизическим наблюдениям и прогнозам; видеостена СИ (Becker, JOY, Marco и др.); видеостена диспетчера по монорельсовому транспорту.

Видеостена (диспетчера по производству, диспетчера по безопасности) построена на базе высокопроизводительных видеосерверов со следующими минимальными техническими характеристиками: 12 видеопанелей – 42" (разрешение 7620×3240); процессор – Intel Core i5, 2,4 ГГц; оперативная память – 16 Гбайт.

Также в рамках ЕДАЦ обеспечивается взаимодействие с информационными системами «Парус», «1С», «Единая книга предписаний и формирование сменных нарядов» и ПО «Вентиляция».

6.4 Обоснование системы геодинамического и геомеханического мониторинга в составе ЕДАЦ

Как уже отмечалось ранее, интенсивная добыча угля на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» требует особого внимания к обеспечению безопасности и факторам, способным нарушить ритм добычи и снизить производственные показатели. Поэтому необходимо предварительное выделение опасных зон, раскройка шахтных полей, минимизирующих опасность и управление геодинамической безопасностью в ходе очистной выемки. Геодинамическая безопасность интенсивной отработки угольных пластов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» достигается за счет реализации многоуровневой системы прогнозно-профилактических мероприятий, включающей: геодинамическую характеристику месторождения, шахтного поля, блока или участка на рассматриваемый момент состояния горных работ; количественную оценку напряженно-деформированного состояния массива при отработке рассматриваемой части шахтного поля, месторождения; закономерности перераспределения напряжений при ведении горных работ в пределах шахтных полей и месторождения; критерии геодинамической безопасности ведения и планирования горных работ; систему мониторинга за геодинамическим состоянием углепородного массива; компьютерное моделирование геодинамического состояния участков шахтных полей и корректировка на этой основе принимаемых технических решений.

Если современное очистное, проходческое и транспортное оборудование хорошо приспособлены к автоматическому контролю за своей работой, то этого нельзя сказать о горном массиве.

Первой и важнейшей проблемой становится контроль за состоянием массива, включая как напряженное состояние (по правилам, определяемое по

выходу штыба при бурении) и газовыделение, а также обнаружение пропущенных зон малых тектонических нарушений, повышенного газовыделения, пучения, повышенного риска образования суфляров или резких прорывов метана. Высокая скорость как проходки, так и очистных работ не позволяет проводить необходимые измерения или, наоборот, необходимые измерения мешают использовать горнодобывающее на полную мощность.

В этих условиях важнейшей задачей становится переход от традиционных методов, связанных с бурением шпуров к автоматическому контролю по показаниям датчиков (прежде всего, сейсмоакустических), закрепленных в шпурах или перемещаемых по выработкам. Решение этой проблемы, заключающееся не только в выборе техники для ведения измерений, но также оптимальных методик измерений, анализа полученных и, главное, установление, критериев риска, не может быть выполнено однократно единообразным образом для всех шахт АО «СУЭК-Кузбасс» и даже для каждого шахтопласта в отдельности. Необходимо учитывать свойства угля, прежде всего его прочность, содержание метана и формы присутствия в угольном пласте, а также напряженное состояние данного участка угольного пласта. При этом необходимо определить критерии опасности для всех форм гео- и газодинамических явлений, от выявления участков с аномальными условиями напряженно-деформированного состояния до предвестников самых опасных газодинамических явлений.

Другое, до конца не выработанное направление определения рисков, связано на локальном уровне с особенностями посадки кровли, связанных с ними сейсмических явлений, и на более глобальном уровне – с ростом сейсмоактивности в Кузбассе, включая как сильные природно-техногенные землетрясения, так и рядовые события, а также реакции массива на волны от дальних и ближних сейсмических событий относительно высокой интенсивности.

В целях реализации постоянного оперативного контроля за всеми факторами, оказывающими влияние на геодинамическое и геомеханическое состояние массива угольных месторождений, на базе Единого диспетчерско-

аналитического центра СУЭК реализована работа комплексного мониторинга за состоянием массива пород, включающего:

- системы сейсмического мониторинга:
- система ГИТС;
- наземные сейсмические станции ГИ СО РАН;
- сейсмостанции Байкал.
- системы сейсмо-акустического мониторинга:
  - система САКСМ;
- многофункциональная система контроля геодинамического и газодинамического состояния массива горных пород.

Сейсмический мониторинг. К нему относится система ГИТС разработки ВНИМИ, а также различные наземные сейсмические станции, установленные ГИ СО РАН под руководством А.А. Еманова, а также сейсмостанции Байкал, установленные Кемеровским представительством ВНИМИ под руководством Т.И. Лазаревич.

Использование в составе комплекса средств и систем сейсмического мониторинга позволяет оперативно решать следующие задачи:

- оперативное отслеживание процессов посадки основной кровли при отработке длинных очистных забоев;
- дальнейшее прогнозирование развития процессов посадки кровли в отрабатываемой лаве, а также в соседних лавах, подготавливаемых к отработке;
- установление взаимосвязи динамических процессов на малых глубинах 0,5-1,5 км) с региональными динамическими процессами.

Вместе с этим была установлено, что активизации динамических процессов на малых глубинах могут происходить вне зон активного ведения горных работ, и по-видимому, даже при отсутствии вблизи горных выработок. Тем не менее, близость этих зон активизации к местам ведения горных работ наглядно указывает на наличие связи активизации малоглубинной сейсмичности с ведением горных работ.

Общая схема работы систем сейсмического мониторинга представлена на рисунке 6.13.

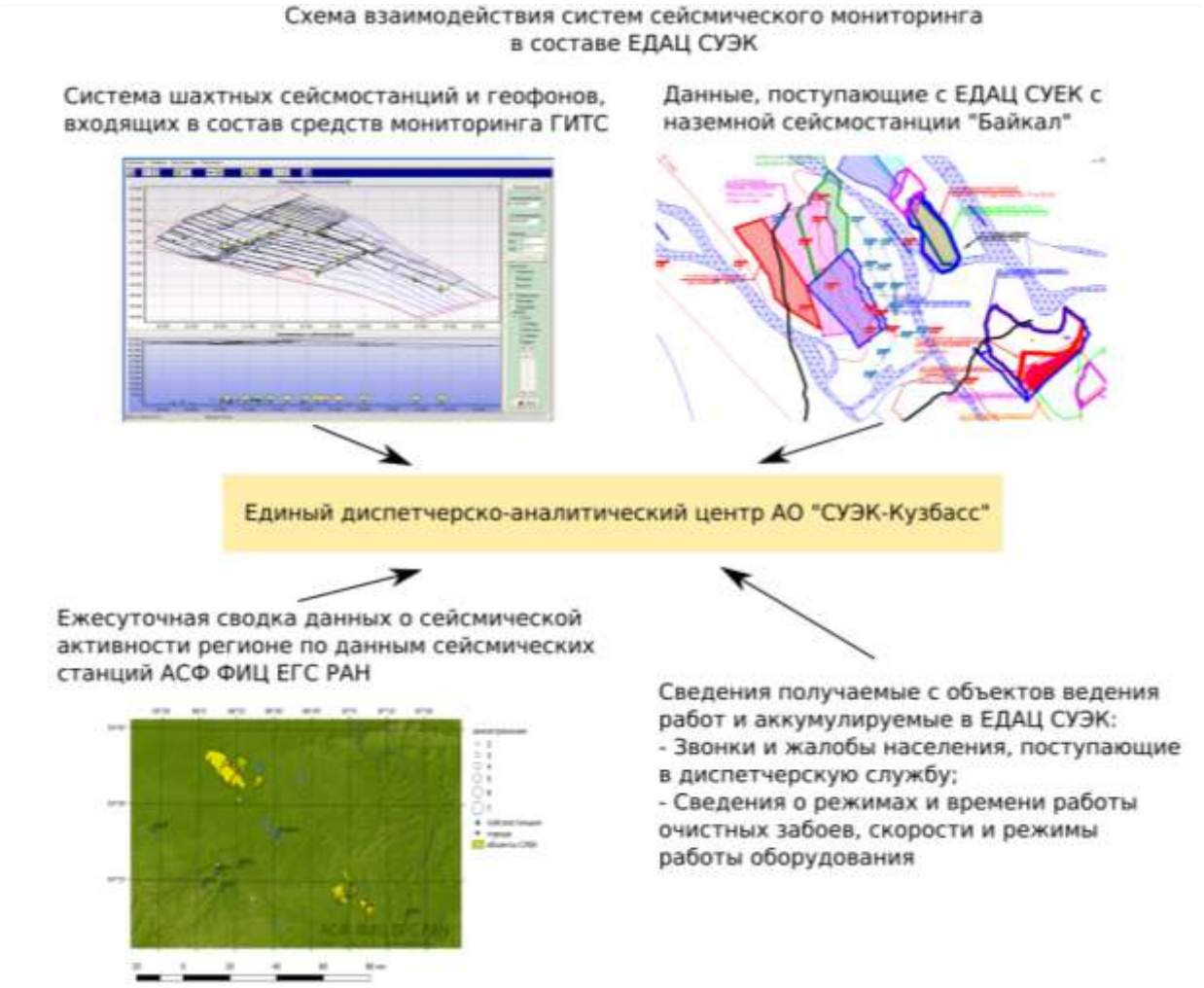


Рисунок 6.13 – Схема взаимодействия систем сейсмического мониторинга в составе ЕДАЦ СУЭК.

Как видно из рисунка, каждая система функционирует независимо от других составляющих, что позволяет говорить о частичной бесперебойности данного вида мониторинга. Даже в случае выхода из строя одной из составляющих системы мониторинга, поток необходимых данных к специалистам ЕДАЦ будет оставаться статичным и позволит своевременно отслеживать прогнозируемые параметры и динамические процессы, возникающие в ходе работы очистных забоев.

Система сейсмоакустического мониторинга САКСМ

Особое внимание следует уделить системам, установленным на шахтах АО СУЭК.

Методика контроля состояния массива и прогноза газодинамических и динамических явлений заключается в регистрации акустического сигнала в призабойной части массива при воздействии на него горного оборудования, передачи его на поверхность, обработки с применением быстрого преобразования Фурье (БПФ) и анализе спектра сигнала. В используемой программе обработки акустического сигнала частота считывания амплитуд 11 кГц, длина выборки 512 значений, за 1 секунду вычисляется 20 спектров. Дополнительно вычисляется сумма квадратов амплитуд, характеризующая энергию акустического сигнала, поскольку дискретность амплитуд – величина постоянная, равная 20 Гц.

Автоматизированный контроль выбросоопасности в очистных и подготовительных выработках основан на анализе амплитудно-частотной характеристики акустического сигнала, возникающего при воздействии проходческих или добычных комбайнов на забой. Обработка акустического сигнала выполняется по специальной программе на персональном компьютере и состоит из преобразования его аналоговой формы в цифровую, вычисления амплитудного спектра в результате БПФ (быстрого преобразования Фурье), накопления спектров по мере воздействия механизмов на забой, вычисления среднего спектра за весь цикл выемки угля в очистном забое, угля и породы в подготовительном забое.

В результате за весь цикл работы комбайна свертывание информации приводит к одному амплитудному спектру, который подвергается анализу и по которому делается заключение о степени опасности забоя по газодинамическим явлениям, включая горные удары, которые, как и другие явления, возникают при высоких напряжениях в углепородном массиве. Схема системы акустического контроля состояния горного массива и прогноза гезодинамических явлений (САКСМ) приведена на рисунке 6.14.

Рисунок 6.14 – Схема функционирования САКСМ в системе ЕДАЦ СУЭК

Таким образом основной функционал системы САКСМ представляется следующим образом:

- прогноз в забое газодинамических явлений (ГДЯ) и геологических нарушений
- контроль эффективности выполнения мероприятий предотвращения ГДЯ:
  - бурения разгрузочных скважин;
  - гидрорыхления угольного пласта;
- контроль состояния горного массива;
- оценка устойчивости выработок при их эксплуатации.

В рамках представленного комплекса задач, САКСМ позволяет оперативно отслеживать геомеханическое состояние массива в процессе работы очистного и проходческого оборудования.

Многофункциональная система контроля геодинамического и газодинамического состояния массива горных пород МГСК, разработанная ИПКОН РАН, также входит в состав систем мониторинга за состоянием массива пород. Система представляет собой многофакторный мониторинг за состоянием

массива в ходе работы очистного комбайна. Сбор и анализ факторов осуществляется посредством установленных датчиков и последующей обработки полученных результатов на основании весовых критериев. При оценке и прогнозе ударо- и выбросоопасности массива горных пород (в дальнейшем МГП) в системе МГСК используются качественная характеристика массива в градации опасно – не опасно, с двумя подвариациями в зависимости от веса принятых факторов.

Итоговая оценка и прогноз состояния МГП рассчитываются автоматически путём анализа ряда факторов и построения соответствующих математических моделей. При этом при расчёте **оценки** состояния МГП производится многофакторный анализ архивных данных и учитывается текущее состояние МГП. В свою очередь, для **прогноза** состояния МГП на заданный период используется рассчитанная **оценка** состояния МГП и производится экстраполяция тренда развития факторов, характеризующих состояние массива горных пород.

Оценку опасности и прогноз состояния массива горных пород в общем виде можно записать формулой:

$$S = f(F_1, F_2, \ldots, F_n), \tag{6.1}$$

где F_i – факторы, влияющие на оценку и прогноз опасности ГДЯ.

В системе МГСК каждый фактор может принимать несколько значений в соответствии с влиянием на состояние МГП:

При этом используется два подхода к определению состояния МГП – по взвешенной оценке совокупности факторов и по максимальной степени опасности из всех факторов.

При определении взвешенной оценки каждому фактору F_i назначается весовой коэффициент V_i, определяющий его значимость, а взвешенную сумму этих показателей можно рассматривать как итоговую оценку опасности: $S = \sum_{i=1}^{n} V_i F_i$. При этом выполняется условие: $\sum_{i=1}^{n} V_i = 1$, т.е. все весовые коэффициенты принадлежат диапазону (0,1), а их сумма равна 1.

Оценка состояния по максимальной степени опасности определяется формулой:

$$S = \max(F_1, F_2, \ldots, F_n) \tag{6.2}$$

В системе МГСК оценка и прогноз выбросоопасности и удароопасности подразделяются по зонам локализации событий на:

- **региональные** – оценка и прогноз, учитывающие влияние сейсмических динамических активностей на состояние опасности вмещающих пород различных пластов шахтного поля.
- **локальные** – оценка и прогноз опасности состояния массива горных пород с учетом развития динамических явлений на отдельных участках шахтных полей;
- **текущие** – оценка и прогноз состояния призабойной части угольного пласта относительно входа забоя в опасную зону и выхода из неё.

Факторы, влияющие на оценку опасности состояния массива горных пород, и соответствующие взвешенные оценки состояния приведены в таблице 6.5.

Региональный прогноз удароопасности массива основан на анализе сейсмической активности участков массива и оценке её энергетической составляющей. Для расчёта регионального прогноза используются данные непрерывной регистрации сейсмических событий аппаратурой системы МГСК (регистраторы и датчики типа СМЧ).

Фактор количества энергии импульсов в единицу времени F_1

Для оценки этого фактора в системе МГСК в соответствии с Таблицей 1 используется следующая классификация:

Неопасное состояние. Отсутствие или единичные события (≤5 за сутки) с энергией $E \leq 10^3$Дж.

Слабоопасное состояние. Единичные события (≤5 за сутки) с энергией $E \leq 10^4$Дж.

Среднеопасное состояние. Единичные события (≤5 за сутки) с энергией $E \leq 10^5$Дж.

Сильноопасное состояние. Наличие события с энергией $E > 10^5$Дж.

Таблица 6.5 – Факторы, влияющие на оценку опасности

Фактор	Наименование фактора	Весовой коэффициент, V_i	Степень опасности	Значение фактора, F_i	Оценка ($V_i \cdot F_i$)
Региональный прогноз					
F1	Количество энергии в единицу времени	0,8	1-неопасно	0	0
			2-слабоопасно	0,4	0,32
			3-среднеопасно	0,7	0,56
			4-сильноопасно	1,0	0,8
F2	Зона опасного влияния	0,16	1-неопасно	0	0
			4-сильноопасно	1	0,16
F3	Пространственное распределение очагов	0,02	1-неопасно	0	0
			4-сильноопасно	1	0,02
F4	Пространственное распределение энергии событий	0,02	1-неопасно	0	0
			4-сильноопасно	1	0,02
Локальный прогноз					
F1	Подвигание забоя	0,1	1-неопасно	0	0
			4-сильноопасно	1	0,1
F2	Количество импульсов в единицу времени	0,15	1-неопасно	0	0
			4-сильноопасно	1	0,15
F3	Количество энергии в единицу времени	0,3	1-неопасно	0	0
			2-слабоопасно	0,4	0,12
			3-среднеопасно	0,7	0,21
			4-сильноопасно	1,0	0,3
F4	Почасовое отклонение интенсивности САЭ по количеству импульсов	0,1	1-неопасно	0	0
			2-слабоопасно	0,4	0,04
			3-среднеопасно	0,7	0,07
			4-сильноопасно	1,0	0,1
F5	Почасовое отклонение интенсивности САЭ по количеству энергии	0,1	1-неопасно	0	0
			2-слабоопасно	0,4	0,04
			3-среднеопасно	0,7	0,07
			4-сильноопасно	1,0	0,1
F6	Посменное отклонение интенсивности САЭ по количеству импульсов	0,1	1-неопасно	0	0
			2-слабоопасно	0,4	0,04
			3-среднеопасно	0,7	0,07
			4-сильноопасно	1,0	0,1
F7	Посменное отклонение интенсивности САЭ по количеству энергии	0,1	1-неопасно	0	0
			2-слабоопасно	0,4	0,04
			3-среднеопасно	0,7	0,07
			4-сильноопасно	1,0	0,1
F8	Амплитудно-частотная характеристика искусственного сигнала	0,05	1-неопасно	0	0
			4-сильноопасно	1	0,05

Фактор учета зоны опасного влияния очага F_2

Радиус **объёмной зоны влияния** отдельного события определяется по формуле:

$$R_{ОВЗ} = R(E_k) + 0{,}5 \cdot A, \tag{6.3}$$

где $R_{ОВЗ}$ – расстояние (радиус) от центра i-го очага события с энергией E_i, на котором энергия уменьшается до безопасного уровня E_k, неспособного привести к разрушению пород вблизи выработки; A – погрешность определения координат события.

Координаты точек сферы опасной зоны влияния очага события рассчитываются на основании координат эпицентра зарегистрированного события.

Чтобы вычислить, попадает ли забой в опасную зону влияния геодинамического события, необходимо, чтобы выполнялась совокупность неравенств:

$$\begin{cases} x_л \le x_{озв} \le x_п \\ y_л \le y_{озв} \le y_п \\ z_л \le z_{озв} \le z_п \end{cases}, \tag{6.4}$$

где $x_л, y_л, z_л$ – координаты датчика по левому борту ближайшего забоя от эпицентра зарегистрированного явления, $x_п, y_п, z_п$ – координаты датчика по правому борту ближайшего забоя от эпицентра зарегистрированного явления. Степень опасного влияния различается:

- если неблагоприятное явление располагается в плоскости забоя, то величина опасной зоны влияния этого явления снижается пропорционально расстоянию
- если очаг явления и забой расположены в разных плоскостях, то величина опасной зоны явления уменьшается пропорционально квадрату расстояния.

Расстояние между очагом явления и датчиком можно рассчитать по формуле:

$$R_{кр} = \sqrt{\sum_{i=1}^{3}\left(K_{Д} - K_{Я}\right)^2} = \sqrt{\left(X_{Д} - X_{Я}\right)^2 + \left(Y_{Д} - Y_{Я}\right)^2 + \left(Z_{Д} - Z_{Я}\right)^2} \quad (6.5)$$

где $R_{кр}$ – расстояние между очагом явления и датчиком, $K_{Д}$ – координаты датчика, $K_{Я}$ – координаты очага.

Фактор $\mathbf{F_2}$ устанавливается равным 1, если радиус опасной зоны влияния явления больше расстояния между центром явления и датчиком, находящемся в забое, и 0 – если объемная зона не затрагивает участков шахты или зона влияния расположена в другом горизонте. Формально фактор учета зоны опасного влияния явления можно представить в виде:

$$F_2 = \begin{cases} 1, & R_{кр} \le R_{ОЗВ} \\ 0, & R_{кр} > R_{ОЗВ} \end{cases}, \quad (6.6)$$

где $R_{кр}$ – расстояние между очагом явления и датчиком, $R_{овз}$ – значение величины опасной зоны влияния зарегистрированного явления.

Фактор пространственного распределения очагов $\mathbf{F_3}$

Величина отношения количества событий к площади, на которой зарегистрированы эти события, $\frac{n}{S}$ показывает величину плотности событий, от которой зависит вероятность возникновения геодинамического события. Формально фактор «Плотности распределения событий» можно записать в виде формулы:

$$F_3 = \begin{cases} 1, & \frac{n}{S} \ge C_n \\ 0, & \frac{n}{S} < C_n \end{cases}, \quad (6.7)$$

где n – количество зарегистрированных или спрогнозированных событий, S – площадь региона, на котором производятся наблюдения за геодинамическими событиями, C_n – безопасная величина концентрации количества событий на единицу площади. Значение величины C_n подбирается экспериментальным путем

и зависит как от геофизических характеристик угольного пласта, так и от горно-геологических условий разработки.

Фактор пространственного распределения энергетических составляющих событий F_4

Величина отношения количества энергии к площади зоны наблюдения, на которой зарегистрированы эти события, $\frac{E}{S}$ показывает величину плотности энергии, от которой может зависеть вероятность возникновения геодинамического события. Формально фактор «Плотности распределения энергии событий» можно записать в виде формулы:

$$F_4 = \begin{cases} 1, & \frac{E}{S} \geq E_S \\ 0, & \frac{E}{S} < E_S \end{cases}, \qquad (6.8)$$

где E – суммарное количество энергий зарегистрированных или спрогнозированных событий в контролируемой зоне S, S – площадь региона, на котором производятся наблюдения за геодинамическими событиями, E_s – безопасная величина суммарного количества энергий событий на заданной площади. Значение величины E_s подбирается экспериментальным путем и зависит как от геофизических характеристик угольного пласта, так и от горно-геологических условий разработки.

Степень опасности при **региональной оценке и прогнозе** состояния массива горных пород записывается в следующем виде:

$$S = V_1F_1 + V_2F_2 + V_3F_3 + V_4F_4 \qquad (6.9)$$

Тогда состояние массива будет определено как :

Неопасное	при $0 \leq S < 0{,}25$
Слабоопасное	при $0{,}25 \leq S < 0{,}5$
Среднеопасное	при $0{,}5 \leq S < 0{,}75$
Сильноопасное	при $0{,}75 \leq S \leq 1$

При этом весовые коэффициенты V_i каждого фактора F_i будут уточняться в процессе опытно-промышленной эксплуатации МГСК и храниться в таблице параметров базы данных системы.

Локальный прогноз удароопасности и выбросоопасности основан на анализе сейсмоакустической активности призабойных зон массива и амплитудно-частотных характеристик принимаемых волновых импульсов САЭ. Для расчёта локального прогноза используются данные непрерывной регистрации сейсмоакустических событий аппаратурой системы МГСК (регистраторы и датчики типа САК).

Локальная оценка и прогноз опасности состояния массива горных пород учитывают влияние следующих факторов:

F_1 - Подвигание забоя

F_2 - Количество импульсов в единицу времени

F_3 - Количество энергий в единицу времени

F_4 - Почасовое отклонение интенсивности САЭ по количеству импульсов

F_5 - Почасовое отклонение интенсивности САЭ по количеству энергии

F_6 - Посменное отклонение интенсивности САЭ по количеству импульсов

F_7 - Посменное отклонение интенсивности САЭ по количеству энергии

F_8 - Амплитудно-частотная характеристика искусственного сигнала

Фактор подвигания забоя F_1

Данный критерий определяется расстоянием, на которое перемещается забой выработки за определённый промежуток времени. Значение фактора устанавливается равным 1, если подвигание забоя больше, чем n метров в единицу времени, иначе значение фактора устанавливается равным 0. Формально фактор подвигания забоя можно записать в виде:

$$F_1 = \begin{cases} 1, & Pz \geq n \\ 0, & Pz < n \end{cases} \qquad (6.10)$$

где Pz – подвигание забоя в метрах за выбранный интервал времени, n – безопасная величина подвигания забоя в метрах за выбранный интервал времени (устанавливается параметрически).

Фактор количества импульсов в единицу времени F_2

Фактор F_2 рассчитывается на основании двух критериев: двух точек и критического превышения. Формально критерий учёта количества импульсов в единицу времени можно представить в виде формулы:

$$F_{имп} = \begin{cases} 1, & K_{кр} \geq n \text{ или } K_{двт} \geq m \\ 0, & K_{кр} < n \text{ или } K_{двт} < m \end{cases} \quad (6.11)$$

где $K_{кр}$ – расчётное значение критерия критического превышения, $K_{двт}$ – расчётное значение критерия двух точек, n – безопасная величина количества активностей, рассчитываемых по критерию критического превышения в определенные интервалы времени для конкретных геологических условий залегания пласта, m – безопасная величина количества активностей, рассчитываемых по критерию двух точек в определенные интервалы времени для конкретных геологических условий залегания пласта.

Критерий критического превышения

Характерным признаком входа забоя в опасную зону считается внезапное возрастание активности по сравнению с её средним значением:

$$N_{кр} \geq p \cdot \overline{N}_{к}, \quad (6.12)$$

где $N_{кр}$ – активность, при которой выдается прогноз «опасно», p – коэффициент, значение которого принимается в зависимости от активности на опорном интервале $N_к$ и должен определяться на основе предварительного анализа акустической активности призабойной зоны в спокойном состоянии.

В соответствии с РД 05-350-99 для подготовительных забоев коэффициент p принимается равным 10, а для очистных забоев p принимается равным 30.

На наш взгляд, сравнение должно производиться со средним с учетом его вариативности. Если вариативность очень велика, то даже большие значения не указывают однозначно на опасность, если вариативность мала, то даже небольшие отклонения с большой вероятностью указывают на возрастание риска:

$$N_{кр} \geq \overline{N}_{к} + p\sigma_{Nk}, \text{ где } p \approx 3 \quad (6.13)$$

При этом критерии к учету принимаются все импульсы, проявившиеся в интервале учета (час, смена, сутки).

Критерий двух точек

Критерий двух точек - это возрастание средней активности в двух последовательных интервалах осреднения на 5 или 10%, удовлетворяющей следующим условиям:

$$\frac{\overline{N}_{k+1} - \overline{N}_k}{\overline{N}_k} \cdot 100 \geq q \quad , \qquad (6.14)$$

где q – показатель в процентах, который принимается равным 5, если активность $N_{k+1} \geq 10$ имп/час (сут, смена) и 10 при $C < N_{k+1} < 10$ имп/час (сут, смена). Здесь C – уровень активности, ниже которого критерий «двух точек» не применяется ($C \geq 2$ имп./ч).

На наш взгляд, данный критерий также не учитывает вариативности сигнала и должен был бы исходить не из условно принятых 5 и 10%. А из реальной вариации от интервала к интервалу. Если она превышает 3 (или 2,5) среднеквадратичных отклонения, то ситуация опасна. Если нет, то вариация находится в пределах нормы.

Фактор количества энергии импульсов в единицу времени F_3

Для оценки этого фактора в системе МГСК в соответствии с Таблицей 1 используется следующая классификация:

Неопасное состояние. Отсутствие или единичные события (≤5 за сутки) с энергией $E \leq 10^3$Дж.

Слабоопасное состояние. Единичные события (≤5 за сутки) с энергией $E \leq 10^4$Дж.

Среднеопасное состояние. Единичные события (≤5 за сутки) с энергией $E \leq 10^5$Дж.

Сильноопасное состояние. Наличие события с энергией $E > 10^5$Дж.

Оценка и прогноз по параметрам сейсмоакустической эмиссии

В сейсмоакустическом методе оценка состояния опасности геодинамических явлений формируется на основании:

а) изменения сейсмоакустической активности;

б) изменения интенсивности энергии.

Оценка состояния опасности производится путем сравнения отклонений $Q_{ср}$ активности и интенсивности энергии при часовой или сменной интерпретации, с величинами, приведенными соответственно в таблицах 6.6 и 6.7.

$$Q_{ср} = \frac{N_i - N_{ср}}{N_{ср}} \cdot 100\%, \tag{6.15}$$

где N_i – количество активностей или интенсивности энергий за интервал времени (час или смена); $N_{ср}$ – среднее количество активностей или интенсивности энергии за интервал времени.

Оценка и прогноз по часовому отклонению интенсивности сейсмоакустической эмиссии призабойных зон (Факторы F_4 и F_6):

Таблица 6.6 – Оценка состояния опасности

Время	$Q_{ср} \leq 100\%$	$100\% < Q_{ср} \leq 200\%$	$200\% < Q_{ср} \leq 300\%$	$Q_{ср} > 300\%$
1 час	0	0	0	0,4
2 час	0	0	0	0,7
3 час	0	0	0,4	0,7
4 час	0	0	0,7	1
5 час	0	0,4	0,7	1
6 час	0	0,4	0,7	1

Здесь в ячейках таблицы указаны значения фактора ($\mathbf{F_4}$ или $\mathbf{F_6}$), которые изменяются с течением времени в зависимости от часовых отклонений $Q_{ср}$.

Оценка и прогноз по сменному отклонению интенсивности сейсмоакустической эмиссии призабойных зон (Факторы F_5 и F_7):

Таблица 6.7 – Оценка состояния опасности

Время	$25\% < Q_{ср} \leq 100\ \%$	$100\% < Q_{ср} \leq 200\%$	Снижение интенсивности $Q_{ср}$ после роста со 100 до 200 %			$Q_{ср} > 200\%$	Снижение интенсивности $Q_{ср}$ после роста > 200 %		
			Смена				Смена		
			1	2	2 и более		1	2	2 и более
1 смена	0	0,4	0	0	0	0,7	0,7	0,7	0,4
2 смена	0	0,7	0,4	0,4	0	1	1	1	0,7
3 смена	0,4	0,7	0,7	0,7	0,4	1	1	1	0,7

Здесь в ячейках таблицы указаны значения фактора (**F_5** или **F_7**), которые изменяются с течением времени в зависимости от сменных отклонений $Q_{ср.}$

Фактор амплутудно-частотной характеристики искусственного сигнала F_8

Неопасное состояние (F_8=0). Коэффициент, равный отношению амплитуды высокочастотной составляющей спектра акустического сигнала Ав к амплитуде низкочастотной составляющей Ан, $К_{оч}$= Ав/Ан ≤3 для очистных забоев и $К_{пр}$ <5 – для проходческих забоев.

Сильноопасное состояние (F_8=1). $К_{оч}$≥3 для очистных забоев и $К_{пр}$≥5 – для проходческих забоев.

Степень опасности состояния массива горных пород при **локальной оценке и прогнозе** записывается в следующем виде:

$$S = V_1F_1 + V_2F_2 + V_3F_3 + V_4F_4 + V_5F_5 + V_6F_6 + V_7F_7 + V_8F_8 \qquad (6.16)$$

Тогда состояние массива будет определено как:

Неопасное при 0≤ S < 0,25

Слабоопасное при 0,25 ≤ S < 0,5

Среднеопасное при 0,5 ≤ S < 0,75

Сильноопасное при 0,75 ≤ S ≤ 1

При этом весовые коэффициенты V_i каждого фактора F_i будут уточняться в процессе опытно-промышленной эксплуатации МГСК и храниться в таблице параметров базы данных системы.

Суммирование всех признаков опасности даже с варьированием весовых коэффициентов означает неразличение различных рисков – обрушений, горных ударов, выбросов, прорывов газа и воды и т.д.

В связи с этим можно говорить о том, что выбранный комплекс систем мониторинга дополняет включенные в него системы и позволяет операторам ЕДАЦ СУЭК осуществлять комплексный анализ поступающих в центр данных с целью своевременного предупреждения вероятных опасных ситуаций (рисунок 6.15).

Рисунок 6.15 – Схема работы МГСК

Взаимодействие выбранных систем мониторинга представлено на рисунке 6.16.

Рисунок 6.16 – Принцип взаимодействия систем оперативного мониторинга за геодинамическим и геомеханическим состоянием массива, входящих в состав ЕДАЦ СУЭК-Кузбасс

Выбранный комплекс систем мониторинга позволяет в полной мере осуществлять оперативный контроль за состоянием горного массива. Полученные в ходе мониторинга данные ложатся в основу ежемесячных корректировок текущего положения опасных зон на шахтах. Применяемый комплекс мер позволяет оперативно реагировать на динамические изменения, протекающие в массиве под действием техногенных факторов.

6.5 Обзор результатов реализации разработанных решений при отработке пологих газоносных угольных пластов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»

Создание и развитие ЕДАЦ, включая внедрение МФСБ и систем автоматизации на различных шахтах осуществлялось, начиная с 2010 г. Несмотря на то, что за период с 2010 г. и до настоящего времени добыча угля в АО «СУЭК-Кузбасс» выросла более чем на 34 %, а среднесуточная нагрузка на очистной

забой увеличилась на 43 % и более, количество несчастных случаев на производстве сократилось в 3 раза (рисунок 6.17).

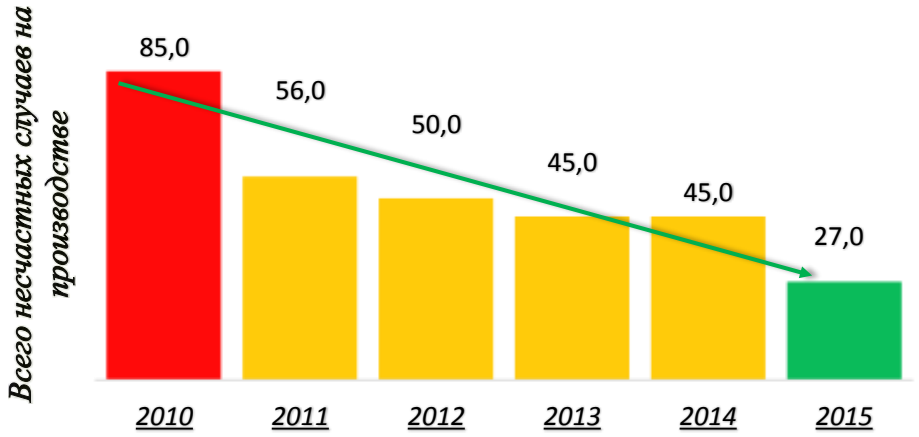


Рисунок 6.17 – Динамика травматизма на предприятиях АО «СУЭК-Кузбасс» в 2010-2015 гг.

В 2016 году на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» достигнуты рекордные для России показатели интенсивности отработки запасов выемочных участков: нагрузка на очистные забои превысила 1 млн тонн в месяц на шахтах «им. В.Д. Ялевского» (бывш. «Котинская») и «Талдинская-Западная-1» (рисунок 6.18). Шахты ведут отработку мощных пологих пластов Соколовского и Северо-Талдинского месторождений в Ерунаковском геолого-промышленном районе Кузбасса. Лавы, имеющие длину 300 м, оснащены современным очистным оборудованием, включающим: секции крепи CAT (бывш. DBT) и очистные комбайны SL 900 и 7LS6. Применение высокопроизводительного оборудования в условиях выемочных столбов 50-02 с длиной 2300 м и запасами 3500 тыс тонн («им. В.Д. Ялевского») и 66-05 с диной 1390 м и запасами 2500 тыс тонн («Талдинская-Западная-1») (рисунок 6.19) привело к отработке запасов участков в очень короткий срок - менее чем за 5 месяцев. Следует отметить, что одним из основных факторов, обеспечивших высокие нагрузки на очистной забой в условиях шахты «им. В.Д. Ялевского», являлось использование нового очистного комбайна Eickhoff SL 900, энерговооруженность и производительность которого значительно превышают характеристики ранее применяемого на шахте комбайна SL 500.

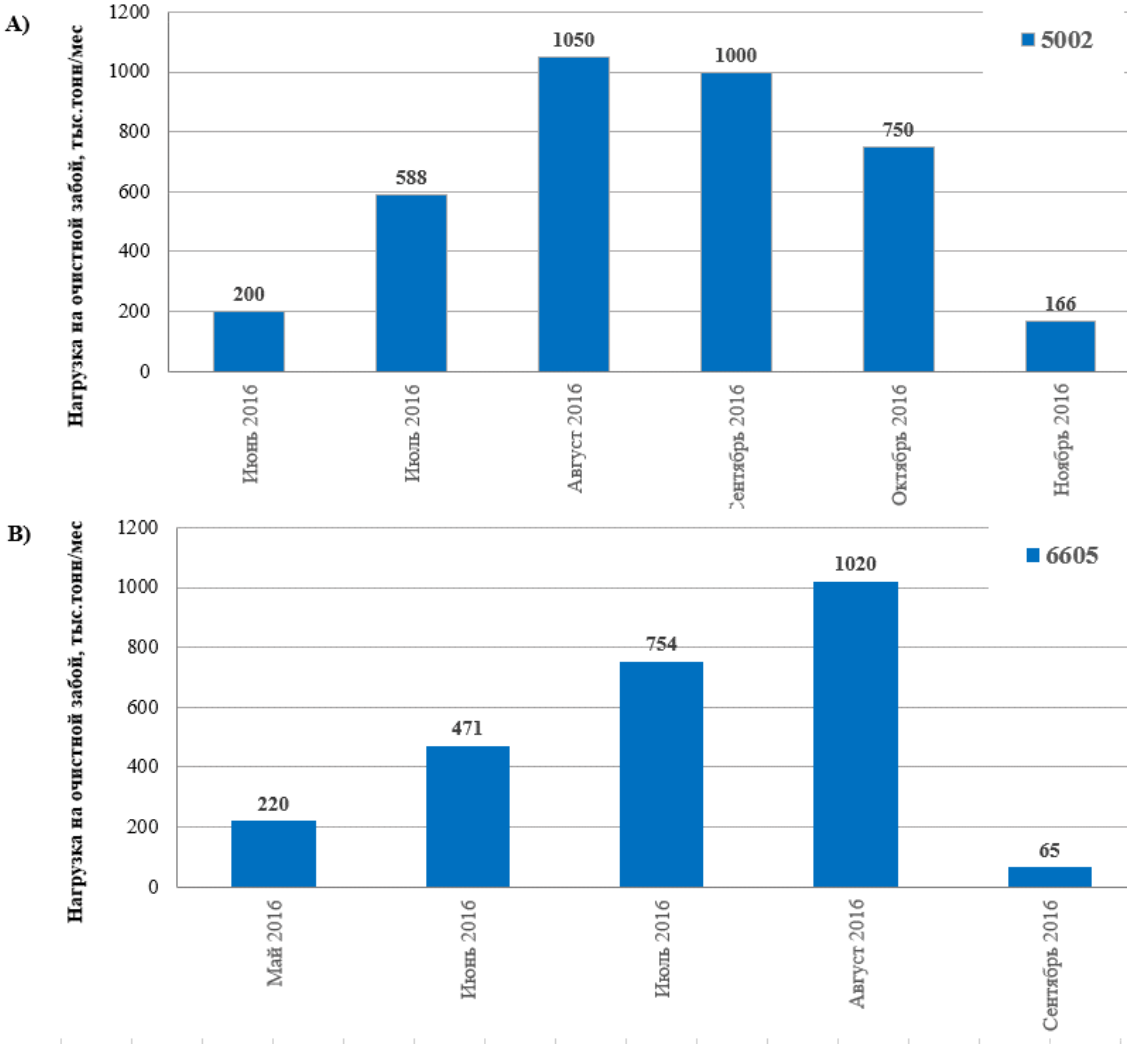


Рисунок 6.18 – Динамика интенсивности отработки запасов выемочных участков с рекордными для России показателями (2016 г.)

А)

В)

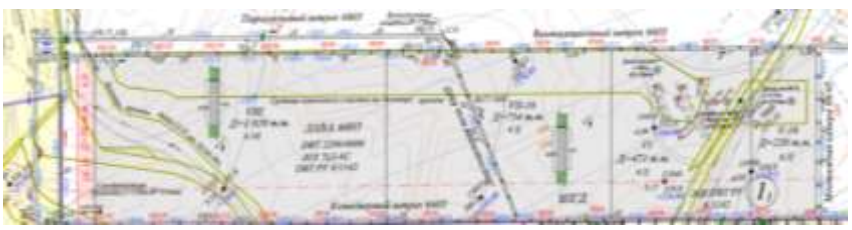


Рисунок 6.19 – Выкопировки из планов горных работ

В 2017 году на шахте «им. В.Д. Ялевского» установлен мировой рекорд добычи угля: в августе месяце в очистном забое длиной 400 м добыча превысила 1560 тыс. тонн в месяц (рисунок 6.20), в 2018 году установлен новый рекорд – 1627 тыс. тонн в месяц. Достижение столь высоких нагрузок на очистной забой стало возможным благодаря применению комплекса современных технологических решений, включающих комплексное управление газовыделением на выемочных участках средствами вентиляции, дегазации и изолированного отвода метановоздушной смеси, а также современного надежного и энерговооруженного оборудования (комбайн SL-900; крепь DBT; конвейер SH PF 6/1142).

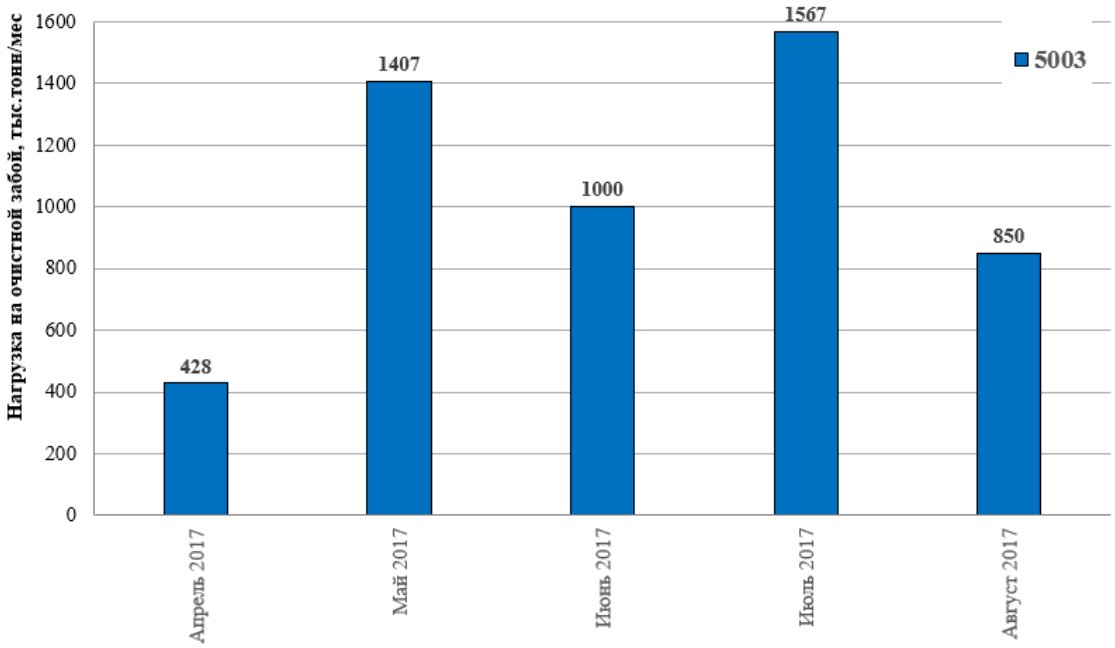


Рисунок 6.20 – Динамика интенсивности отработки запасов выемочного участка 5003 (2017 г.)

Достижение рекордных показателей месячной нагрузки на лаву 5003 было обеспечено при высоких суточных показателях нагрузок на очистной забой (рисунок 6.21), обеспеченных в том числе увеличением длины лавы с 300 до 400 м, создавшим условия для повышения коэффициента машинного времени для очистного комбайна за счет роста доли производственных операций в пределах выемочного цикла.

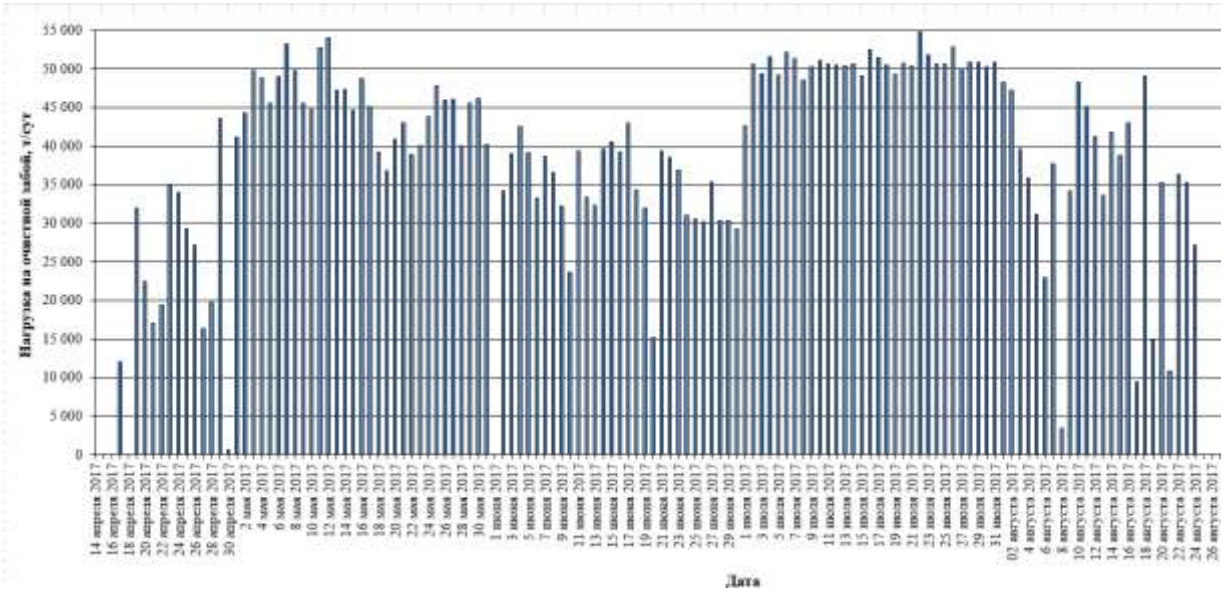


Рисунок 6.21 – Динамика нагрузок на очистной забой при отработке запасов выемочного участка 5003 (шахта «им. В.Д. Ялевского», 2017 г.)

При отработке запасов выемочного участка 5003 пласта 50 применялась комбинированная схема проветривания с отводом метановоздушной смеси из выработанного пространства с помощью поверхностных газоотсасывающих установок (газоотсасывающие вентиляторы УВЦГ-9, устанавливаемые у устьев газодренажных скважин, пробуренных с поверхности). Изолированный отвод метановоздушной смеси из выработанного пространства осуществлялся по газоотсасывающему трубопроводу, заведенному за изолирующую перемычку в заднюю сбойку, к газодренажной скважине, пробуренной с поверхности, у устья которой установлены газоотсасывающие вентиляторы УВЦГ-9.

Свежий воздух для проветривания выемочного участка 5003 с расходом до 3600 $м^3$/мин подавался по вентиляционному штреку 5003. Исходящая струя воздуха из лавы 5003 выдается на конвейерный штрек 5003 и далее по сети горных выработок на поверхность. Осуществлялась дегазация выработанного пространства вертикальными скважинами, пробуренными с поверхности.

На рисунке 6.22 приведены данные о динамике газовыделения и нагрузок при отработке запасов выемочного участка 50-03 на шахте «им. В.Д. Ялевского».

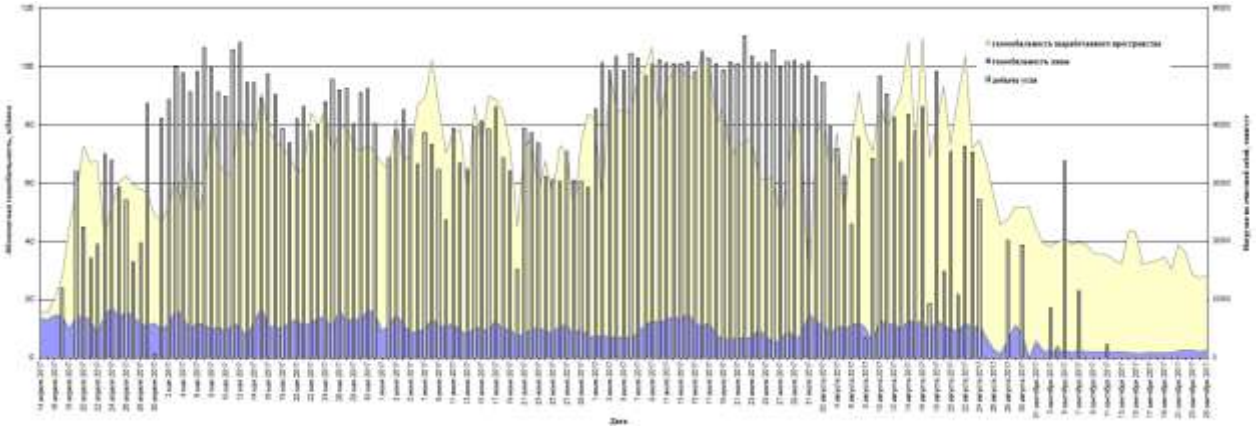


Рисунок 6.22 – Динамика метанообильности выемочного участка и лавы 5003

Как видно из рисунка 6.22 метанообильность выемочного участка достигает 110 м^3/мин (с учетом метана, удаляемого средствами дегазации и изолированного отвода) и сохраняется на уровне порядка 30-40 м^3/мин даже после завершения очистных работ.

Применение эффективных схем газоуправления с использованием комплексной дегазации и изолированного отвода обеспечивает выполнение требований правил безопасности по концентрации метана в выработках выработанного участка 5003 при достижении рекордных нагрузок на очистной забой (рисунок 6.23).

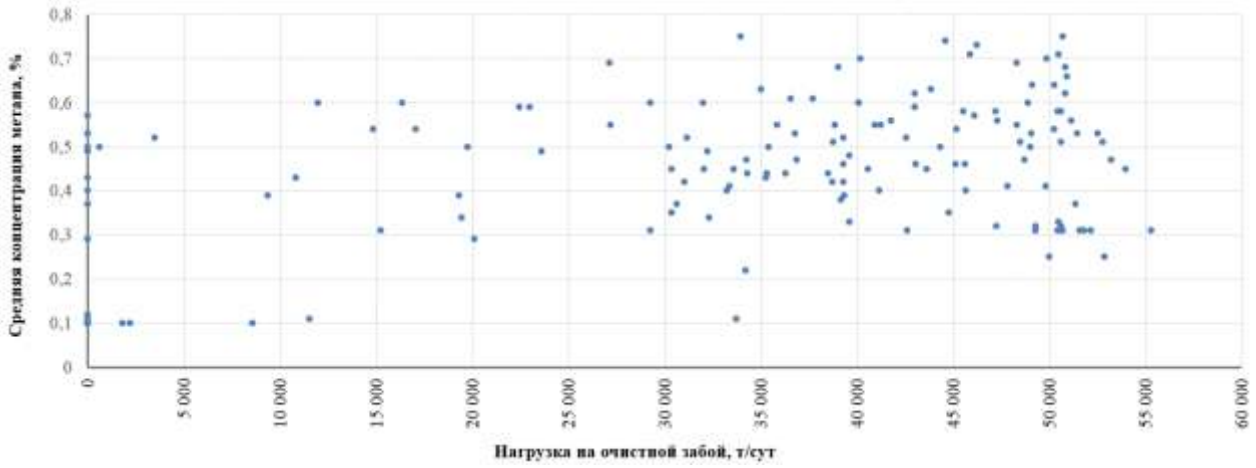


Рисунок 6.23 – Влияние нагрузки на очистной забой на концентрацию метана в конвейерном штреке 5003 (исходящая из лавы)

Следует отметить, что высокая интенсивность отработки запасов при использовании современного высокопроизводительного очистного оборудования в лавах 66-05 (шахта «Талдинская-Западная-1») и 50-02, 50-03 (шахта «им. В.Д. Ялевского») осуществлялась на глубинах 100-260 м, при отработке пластов с природной газоносностью разрабатываемых пластов менее 7 $м^3$/т. Вместе с тем глубина ведения горных работ более 100 м исключала опасное развитие геомеханических процессов при отработке запасов у выходов пласта под наносы.

Таким образом, рекордные показатели работы очистных забоев на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» были достигнуты в результате реализации комплекса технических решений, включая корректный прогноз горно-геологических условий, газовыделения на участках, применения эффективных пространственно-планировочных решений по подготовке выемочных столбов, современной высокопроизводительной техники, эффективного мониторинга и контроля оборудования, состояния массива и шахтной атмосферы в процессе ведения горных работ.

6.6 Выводы по главе

1. Анализ работы очистных забоев на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» показал большой разброс нагрузок на очистные забои во время отработки выемочного столба, потери добычи из-за простоев по причинам, связанным с горно-геологическими условиями и прочими причинами могут достигать 10% и более от месячной производительности очистного забоя;

2. С целью обеспечения устойчивости функционирования систем жизнеобеспечения и безопасности был создан ЕДАЦ, в организационную структуру которого входят: Диспетчерский центр АО «СУЭК», расположенный в г. Москва, ГО ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс», основные и вспомогательные производственные единицы, сервисные предприятия.

3. Функционирование ДАС в рамках ЕДАЦ осуществляется за счет работы входящих в нее основных и вспомогательных подсистем. К первой группе относятся подсистемы: получения и предоставления данных по спецификации OPC DA; хранения технологических данных; межуровневого транспорта оперативных и исторических данных; формирования событий МФСБ; предупредительной и аварийной сигнализации; подсистема математической обработки данных; отображения технологических мнемосхем, трендов, событий и происшествий; формирования отчетов; подсистема выдачи и управления рекомендациями; подсистема контроля действий горного диспетчера. Вспомогательные подсистемы – администрирования, коллективного отображения и видеонаблюдения.

4. Система геодинамического и геомеханического мониторинга в составе ЕДАЦ включает системы сейсмического мониторинга: система ГИТС, наземные сейсмические станции ГИ СО РАН, сейсмостанции Байкал; системы сейсмоакустического мониторинга САКСМ; многофункциональную систему контроля геодинамического и газодинамического состояния массива горных пород.

5. За счёт повышения достоверности, оперативности информирования и принятия оперативных воздействий персоналом ЕДАЦ АО «СУЭК-Кузбасс, служб и подразделений основных и вспомогательных ПЕ повышается эффективность производственных процессов и уровень безопасности.

6. Реализация и совершенствование МФСБ и ЕДАЦ в целом способствуют повышению эффективности и качества управленческих решений, позволяют предотвратить, прогнозировать развитие кризисных и чрезвычайных ситуаций и устранить их в условиях жесткого дефицита времени.

7. Внедрение ЕДАЦ в компании АО «СУЭК-Кузбасс» позволило более чем в 3 раза снизить уровень травматизма на предприятиях, снизить потери добычи, связанные с простоями оборудования.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно - квалификационной работой, в которой на основе проведенного комплекса исследований изложены новые научно обоснованные технические и технологические решения по интенсивной подземной отработке пологих газоносных угольных пластов, включающие выбор параметров технологических схем при многоштрековой подготовке выемочных участков с учетом влияния гео- и газодинамических факторов, прогноз геодинамического состояния массива, определение предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору, технологические решения по комплексной дегазационной подготовке не разгруженных от горного давления угольных пластов, многоуровневый региональный и локальный мониторинг геодинамического состояния массива, внедрение которых вносит значительный вклад в развитие угольной отрасли страны.

Основные научные результаты и выводы по выполненным в диссертации исследованиям заключаются в следующем:

1. Обоснована технология интенсивной отработки пологих газоносных угольных пластов длинными забоями при многоштрековой подготовке выемочных участков. Для полного использования потенциала современного оборудования КМЗ, обеспечения эффективности и безопасности горных работ проектные решения, параметры технологических схем должны приниматься на основе качественного прогноза горно-геологических условий разработки (включая выявление и геометризацию тектонически напряженных и тектонически разгруженных зон (ТНЗ и ТРЗ)) с учетом результатов исследований гео- и газодинамических процессов в угленосной толще с целью минимизации геодинамических рисков и эффективного управления газовыделением.

2. Установлено, что при глубинах отработки пластов до границы удароопасности наибольшее влияние на показатели работы очистных забоев работ оказывают ТРЗ, связанные, главным образом, с дизъюнктивными или пликативными нарушениями, а при глубинах, превышающих границу

удароопасности – тектонически напряженные зоны. С одной стороны, в ТРЗ уменьшается глубина зон повышенного горного давления на 15-20% и более, с другой стороны наблюдаются вывалы из забоя и кровли, обрушения, повышенные водопритоки и др. Для обеспечения безопасной очистной выемки в ТРЗ необходимо их предварительное выявление с помощью геоморфологических, сейсмических, электромагнитных и расчетных методов и внесение соответствующих корректив в паспорта очистных и проходческих работ.

3. Обоснована методология и разработана методика расчета допустимых нагрузок на очистной забой, предназначенная для объективного выбора технологии дегазационной подготовки угольных пластов и позволяющая на основе свойств и характеристик состояния угольного пласта, фундаментальных уравнений математической физики и современных средств компьютерного моделирования производить вычисления допустимого по газовому фактору уровня производительности добычного оборудования. Методикой предусмотрены лабораторные определения параметров Ленгмюра, шахтные эксперименты по определению пластового давления метана в скважинах выемочного столба и вычисление проницаемости угля по результатам газовой съемки лавы в ремонтную смену.

4. На базе выполненных шахтных экспериментальных работ по разработанной методике выполнен прогноз допустимых нагрузок на очистной забой для условий шахты им. С.М. Кирова. Прогноз показал, что для ряда выемочных участков запланированные нагрузки не выполнимы без применения комплексной дегазационной подготовки, предусматривающей применение базовых, вспомогательных и дополнительных технологий активного воздействия на дегазируемый пласт.

5. Разработаны общие принципы и методологический подход к выбору рациональных технологических схем дегазационной подготовки угольных пластов к эффективной отработке. При выборе основных технологических решений необходимо учитывать следующие основные факторы: прогнозную скорость газоотдачи угольных пластов, оцениваемую на стадии

экспериментальных (шахтных и лабораторных) работ по величине пластового давления, проницаемости пласта и его сорбционным характеристикам (фактор свойств), резерв времени на дегазацию (фактор времени) и величину требуемой глубины дегазации (фактор «газового барьера»). Обоснован выбор параметров пластовой дегазации с учетом планируемой нагрузки на очистной забой. Даны рекомендации по применению пластовой дегазации в зонах ТРЗ и ТНЗ.

6. Разработаны и исследованы в шахтных условиях технологии пластовой дегазации с использованием гидроразрыва и автопневмовоздействия на выемочных участках поля шахты им. С.М. Кирова. Оценены их эффективность и перспективы дальнейшего использования в составе комплексной пластовой дегазации в качестве вспомогательного и дополнительного способов активного воздействий на дегазируемый угольный пласт.

7. Разработана и реализована основная технологическая документация на проведение работ по подземной пластовой дегазации на 8 выемочных участках двух шахт АО «СУЭК-Кузбасс». Разработаны и реализованы методические рекомендации по выбору технологии пластовой дегазации для ряда выемочных участков шахты им. С.М. Кирова.

8. Дана оценка технико-экономической эффективности усовершенствованной технологии предварительной комплексной дегазации разрабатываемого угольного пласта с использованием гидродинамического воздействия.

9. Проведена модернизация технологических схем подготовки и отработки выемочных участков для применения в сложных газо- и геодинамических условиях внутри свиты пластов за счет введения новых модулей: управление геодинамическим состоянием массива на основе результатов геодинамического районирования; управление геомеханическим состоянием в горных выработках (выбор крепи, активные методы управления горным давлением); управление газовыделением (вентиляция и дегазация); порядок и контроль горных работ в опасных зонах.

9. Обоснована методология создания системы регионального и локального мониторинга геодинамического состояния массива в рамках единого диспетчерско-аналитического центра при интенсивной отработке угольных пластов. Разработаны и реализованы концепция и структурная схема «Единого диспетчерско-аналитического центра СУЭК», объединившего функции различных существовавших ранее и вновь созданных систем контроля и диспетчеризации. Использование ЕДАЦ-СУЭК позволяет производить автоматический контроль параметров, показателей и характеристик производственных объектов, включая состояние атмосферы в горных выработках и характера ее изменения, получать информацию об аварийных и предаварийных ситуациях, сократить время простоев, снизить риски возникновения инцидентов и аварий.

10. Внедрение в 2017 году технологических схем отработки выемочных участков на шахтах «Талдинская-Западная» и «Шахта им. В.Д. Ялевского» с длиной лав 400 м и длиной выемочных участков – более 3,5 км и достигнутые рекордные показатели производительности очистных забоев подтверждают корректность принятых пространственно-планировочных решений, качество прогноза метановыделения на участках, адекватность принятых схем управления газовыделением и состоянием массива горно-геологическим и горнотехническим условиям, эффективность внедрения ЕДАЦ-СУЭК.

Полученные выводы и рекомендации могут быть использованы для эффективной и безопасной интенсивной отработки свит пологих газоносных угольных пластов на шахтах Кузнецкого, а также других угольных бассейнов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агафонов А.В. Новые закономерности метановыделения при интенсивной отработке пологих угольных пластов / А.В. Агафонов, М.А. Ильяшов, В.Н. Кочерга, С.И. Скипочка, В.В. Круковская // Записки Горного института. – 2013. – Т. 205. – С. 77-85.

2. Адушкин В.В. От явления знакопеременной реакции горных пород на динамические воздействия – к волнам маятникового типа в напряженных геосредах / В.В. Адушкин // ФТПРПИ. – 2012. – № 2. – Ч. 1. – С. 3-27.

3. Адушкин В.В. От явления знакопеременной реакции горных пород на динамические воздействия – к волнам маятникового типа в напряженных геосредах / В.Н. Опарин, В.В. Адушкин // ФТПРПИ. – 2013. – № 2. – Ч. 2. – С. 3-46.

4. Айруни А.Т. Закономерности газоотдачи из сближенных угольных пластов при их под- и надработке / А.Т. Айруни // Труды Сектора физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР. Проблемы разработки угольных месторождений: Сб. науч. тр. – М.: , 1969. – С. 124-149.

5. Айруни А.Т. Предварительная дегазация угольных пластов на больших глубинах / А.Т. Айруни. – М.: Изд-во «Наука», 1970. – 79 с.

6. Айруни А.Т. Разработка и исследования эффективности новых способов борьбы с газом при проведении выработок по выбросоопасным пластам / А.Т. Айруни, Л.Н. Карагодин, В.Г. Лазарев // 18 Международная конференция по исследованиям в области безопасности горных работ: Сб. науч. тр. – Варна, Болгария, 1979. – С. 33-43.

7. Айруни А.Т. Способы борьбы с выделением метана на угольных шахтах / А.Т. Айруни. – М.: ЦНИЭИуголь, 1991. – 65 с.

8. Айруни А.Т. Теория и практика борьбы с рудничными газами на больших глубинах / А.Т. Айруни. – М.: Недра, 1981. – 329 с.

9. Алексеев А.Д. Диффузионно-фильтрационная модель выхода метана из угольного пласта./ А.Д. Алексеев, Т.А. Василенко, К.В. Гуменник, Н.А.Калугина // Журнал технической физики. – 2007. – № 77 (4). – С. 65-74.

10. Альбом: 15 лет СУЭК: путь созидания и стабильности [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http:// www.suek.ru /upload/files/pdf/SUEK15YEAR_ALBUM.pdf.

11. Аношина И.М. Расчет техногенного риска аварии на угольных шахтах / И.М. Аношина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 2. – С. 130-138.

12. Антощенко Н.И. Физико-математическая модель динамики метановыделения из подрабатываемых угольных пластов / Н.И. Антощенко, С.И. Кулакова // Горный журнал. – 2012. – № 8. – С. 89-93.

13. Артемьев В.Б. Динамические формы проявления горного давления / В.Б. Артемьев, Г.И. Коршунов, А.К. Логинов, В.М. Шик. – СПб: Изд-во «Наука», 2009. – 348 с.

14. Артемьев В.Б. Научно-методическое обеспечение проектных решений по дегазации шахт при интенсивной разработке высокогазоносных угольных пластов / В.Б. Артемьев, А.Д. Рубан, В.Н. Захаров, В.С. Забурдяев // Записки Горного института. – 2012. – Т. 198. – С. 24-29.

15. Артемьев В.Б. Организационный аспект обеспечения безопасности угледобычи / В.Б. Артемьев, В.А. Галкин // Уголь. – 2009. – № 7. – С. 20-22.

16. Баймухаметов С.К. Проблемы разработки высокогазоносных угольных пластов. Караганда: Полиграфия, 2006. – 204 с.

17. Баклашов И.В. Механика подземных сооружений и конструкции крепей / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия. – М.: Студент, 2012. – 542 с.

18. Барабошкина Т.А. Геологические факторы экологического риска / Т.А. Барабошкина // Геоэкологические исследования и охрана недр. Обзор / ЗАО «Геоинформмарк». – Библиогр.: М., 2001. – 48 с.

19. Баренблат Г.И. Движение жидкостей и газов в природных пластах / Г.И. Баренблат, В.М. Ентов, В.И. Рыжих. – М.: Недра, 1984. – 275 с.

20. Батугин А.С. Закономерности пространственного изменения геодинамической опасности / А.С. Батугин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № 12. – С. 36-43.

21. Батугин А.С. К оценке геодинамического риска / А.С. Батугин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – № 9. – С. 35-42.

22. Батугин А.С. К оценке геодинамического риска в мегаполисах / А.С. Батугин, Р.А. Болотный // Горный информационно-аналитический бюллетень. Неделя горняка-2008. – Семинар № 9. – 2009. – №7. – С. 141-144.

23. Батугина И.М. Геодинамическое районирование месторождений при проектировании и эксплуатации рудников / И.М. Батугина, И.М. Петухов. – М.: Недра, 1988. – 166 с.

24. Батугина И.М. Анализ условий, механизма проявления и энергии землетрясений на основе геодинамического районирования / И.М. Батугина, А.С. Батугин, Н.Ф. Сурунов, Г.М. Гелашвили // Геодинамика месторождений: Сб. науч. тр. – Кемерово, 1990. – С. 17-23.

25. Батугина И.М. Геодинамическое районирование недр. Методические указания / И.М. Батугина, И.М. Петухов. – Л.: ВНИМИ, 1990. – 90 с.

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

27. Бич Я.А. Разработка мощных пологих пластов, подверженных горным ударам / Я.А. Бич, С.С. Золотых, М.В. Шванкин. – М.: Недра, 1994. – 170 с.

28. Бригада Евгения Косьмина шахты «Имени В.Д. Ялевского» первой в России добыла 4 миллиона тонн угля с начала года / // Уголь. – 2016. – № 11. – С. 67.

29. Бригада шахты АО «СУЭК-Кузбасс» добыла четырехмиллионную тонну угля [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://rg.ru/2017/07/27/reg-sibfo/brigada-shahty-ao-suek-kuzbass-dobyla-chetyrehmillionnuiu-tonnu-uglia.html.

30. Бублик Ф.П. К вопросу определения нагрузки на предохранительные и барьерные целики / Ф.П. Бублик, Г.А. Иванов, А.В. Плахов // – Уголь. – 1974. – № 2. – С. 3-5.

31. Быкадоров А.И. Динамика вертикальных и горизонтальных составляющих сдвижений земной поверхности вкрест простирания лав при отработке пологих и наклонных пластов Кузбасса / А.И. Быкадоров, П.М. Ларичкин, С.В. Свирко, А.А. Ренев // Вестник КузГТУ. – 2016. – № 1. – С. 25-33.

32. Васенин И.М. Математическое моделирование фильтрации метана в окрестности дегазационной скважины / И.М. Васенин, А.Ю. Крайнов, В.А. Пичугин, А.А. Черепов // Известия высших учебных заведений. Физика. – 2012. – Т. 55. – № 9 (3). – С. 27-29.

33. Васючков Ю.Ф. Дегазация угольного пласта с использованием физико-химической обработки: Обзор / Ю.Ф. Васючков. – М.: ЦНИЭИуголь, 1976. – 68 с.

34. Васючков Ю.Ф. Физико-химические принципы дегазации угольных пластов / Васючков Ю.Ф. // Вестник XXI. Горно-металлургическая секция РАЕН. – М.: Интермет Инжиниринг, 2007. – С. 31-39.

35. Васючков Ю.Ф. Физико-химические способы дегазации угольных пластов / Ю.Ф. Васючков. – М.: Недра, 1986. – 255 с.

36. XVIII Международный конгресс по обогащению угля / Уголь. – 2016. – № 9. – С. 10-13.

37. Воскобоев Ф.Н. Каталог рекомендуемых способов управления геомеханическим состоянием горного массива для угольных шахт России / Ф.Н. Воскобоев, В.А. Звездкин, Ю.А. Семенов и др.. – М.: Изд-во ННЦГП ИГД им. А.А. Скочинского, 2003. – 98 с.

38. 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 и др. – Березовский: Типография г. Березовский, 2003. – 305с.

39. Галазов Р.А. Газообильность каменноугольных шахт СССР. Эффективные способы искусственной дегазации угольных пластов на больших глубинах / Р.А. Галазов, А.Т. Айруни, И.В. Сергеев и др. – М.: Наука, 1987. –198 с.

40. Глинина О.И. Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке: II Международная научно-практическая конференция / О.И. Глинина // Уголь. – 2015. – № 1. – С. 8-18.

41. Годовой отчет о деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору в 2011 году [Электронный ресурс]. –

Режим доступа: http://arch.gosnadzor.ru/osnovnaya_deyatelnost_slujby/otcheti-o-deyatelnosti-sluzhbi-godovie.html.

42. Годовой отчет СУЭК за 2016 год [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.suek.ru/upload/iblock/9b5/suek_ar16_rus.pdf.

43. Доклад о правоприменительной практике контрольно-надзорной деятельности в федеральной службе по экологическому, технологическому и атомному надзору в области промышленной безопасности за 2016 год. [Электронный ресурс]. Режим доступа: http://www.gosnadzor.ru/public/discussion/draft%20reports/draft%20reports%20with%20statistics/.

44. Дрижд Н.А. Обоснование возможности извлечения метана из неразгруженных угольных пластов / Н.А. Дрижд, Н.Х. Шарипов, К.Д. Ли, И.М. Шмидт // Наука и техника в газовой промышленности. – 2014. – № 1 (57). – С. 57-63.

45. Екимов А.И. Особенности проявлений тектонической и сейсмической активности в Кузбассе / А.И. Екимов, С.В. Цирель // Записки Горного института. – 2010. – Т. 188. – С. 79-81.

46. Еременко В.А. Динамика изменения начальной скорости газовыделения при пересечении подготовительными выработками тектонических разломов / В.А. Еременко, А.П. Ерусланов, С.А. Прохватилов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 9. – С. 199-213.

47. Жданович В.В. Оценка геодинамической опасности и геодинамического риска Анадырской трубопроводной системы / В.В.Жданович, В.В.Кравцов, А.И.Никонов, Ю.О.Кузьмин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2002. – № 12. – С. 70-78.

48. Забурдяев В.С. Новые методы дегазации и управления газовыделением в угольных шахтах / В.С. Забурдяев. – М.: ЦНИЭИуголь, 1990. – 65 с.

49. Забурдяев В.С. Способы интенсификации газоотдачи неразгруженных пластов в подземных условиях / В.С. Забурдяев, Г.С. Забурдяев // Современные проблемы шахтного метана. – М.: МГГУ, 1999. – С.106-117.

50. Зайденварг В.Е. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах / В.Е. Зайденварг, В.В. Соболев, И.И. Снyткин и др. – Люберцы: ИГД им. А.А. Скочинского, 1991. Ч.1 – 206 с.

51. Зайденварг В.Е. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах / В.Е. Зайденварг, В.В. Соболев, И.И. Снyткин и др. – Люберцы: ИГД им. А.А. Скочинского, 1991. Ч. 2 – 415 с.

52. Иванов В.В. Геодинамика и безопасность жизнедеятельности предприятий в условиях повышенной сейсмичности территорий Кузбасса. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://pandia.ru/text/77/432/14233.php.

53. Иванов Ю.М. Дегазация угольных пластов при высоких нагрузках на очистной забой на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» / Ю.М. Иванов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 7. – С. 363-368.

54. Ильинов М.Д. Лабораторные исследования прочностных и фильтрационно-емкостных параметров углей при сложном напряженном состоянии применительно к проблеме предварительной дегазации угольных пластов / М.Д. Ильинов, А.Т. Карманский, В.Т. Коршунов, И.Н. Гизатулина // Газовая промышленность. – 2012. – № 672. – С. 68-71.

55. Инструкция по дегазации угольных шахт. Серия 05. Документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности. Выпуск 22. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2012. – 250 с.

56. Инструкция по дегазации угольных шахт УД АО МИТТАЛ СТИЛ ТЕМИРТАУ. – Караганда: УД АО «МиттalСтил Темиртау», 2007. – 119 с.

57. Инструкция по определению и прогнозу газоносности угольных пластов и вметающих пород при геологоразведочных работах. – М.: Недра, 1977. – С. 13-14.

58. 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.

59. Казанин О.И. О проектировании технологических схем подготовки и отработки выемочных участков угольных пластов / О.И. Казанин, В.В. Козулин, М.В. Барабаш, Е.П. Ютяев // Уголь. – 2010. – № 6. – С. 28-32.

60. Казанин О.И. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс»: альбом / О.И. Казанин, Г.И. Коршунов, М.А. Розенбаум, А.Н. Шабаров и др. – М.: Горное дело ООО «Киммерийский центр», 2014. – 256 с.

61. Каледина Н.О. Теоретичное обоснование модели метановыделения в подготовительный забой из отбитого угля / Н.О. Каледина, А.Н. Качурин, И.В. Сарычева // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2011. – №. 1. – С. 124-129.

62. Канарейкин Б.А. Особенности внутренней структуры угольных пластов Кузбасса по материалам сейсмотомографии на проходящих волнах / Б.А. Канарейкин, К.А. Дунаева, О.М. Сагайдачная, А.С. Сальников // Геология и минерально-сырьевые ресурсы Сибири. – 2013. – № 3. – С. 50-62.

63. Каркашадзе Г.Г. Методика определения пластового давления, проницаемости и сорбционных свойств угольного пласта по результатам шахтных измерений / Г.Г. Каркашадзе, В.Н. Шмат, М.А. Волков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 8. – С. 195-203.

64. Каркашадзе Г.Г. Методика расчета притоков метана из очистного забоя по результатам газовой съемки в ремонтную смену // Г.Г. Каркашадзе, Ю.А. Семыкин, М.Г. Лупий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 7. – С. 206-211.

65. Каркашадзе Г.Г. Модель фильтрации метана из угольного пласта в очистной забой / Г.Г. Каркашадзе, М.Г. Лупий, Е.В. Мазаник // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – № 11. – С. 297-300.

66. Каркашадзе Г.Г. Моделирование процесса дегазации угольного пласта через скважины с учетом геомеханических напряжений / Г.Г. Каркашадзе, А. М-Б. Хаутиев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 2. – С. 235-243.

67. Каркашадзе Г.Г. Определение концентрации метана в выработанном пространстве по результатам съемки параметров вентиляционного потока вдоль лавы / Г.Г. Каркашадзе, Ю.М. Иванов, Г.П. Ермак // Горный информационно-

аналитический бюллетень. – 2012. – № 4. Депон. рук. Депозитарий изд-ва «Горная книга». Спр. 880/04-12 от 23.01.2012. – 12 с.

68. Каркашадзе Г.Г. Совершенствование методики расчета нагрузки на очистной забой на основе шахтных измерений пластового давления и параметров массопереноса метана в угольных пластах / Г.Г. Каркашадзе, М.А. Волков, Г.П. Ермак // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 8. – С. 169-175.

69. Каркашадзе Г.Г. Совершенствование расчета нагрузки на очистной забой по газовому фактору на основе производственных испытаний и средств компьютерного моделирования / Г.Г. Каркашадзе, Е.В. Мазаник, Ю.А. Семыкин // Пути повышения эффективного и безопасного освоения пластовых месторождений подземным способом: Сб. науч. тр. – М.: изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2014. – С. 308-314.

70. Каспарьян Э.В. Геомеханика / Э.В. Каспарьян; А.А. Козырев; М.А. Иофис; А.Б. Макаров. – М.: Высшая школа, 2006. – 502 с.

71. Качурин Н.М. Математические модели метановыделения в подготовительные и очистные забои из отбитого угля / Н.М. Качурин, С.А. Воробьев, А.Н. Качурин, И.В. Сарычева // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. – 2014. – № 1. – С. 158-164.

72. Козырева Е.Н. Уточнение технологических решений при проектировании выемочных участков и управлении газовыделением / Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич // Вестник КузГТУ. – 2014. – № 3. – С. 28-32.

73. Коллектив шахты имени С.М.Кирова досрочно выполнил годовой план // Уголь. – 2016. – № 10. – С. 65.

74. Костеренко В.Н. О количественной оценке нормируемых параметров дегазации угольных шахт / В.Н. Костеренко, О.В.Смирнов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 6. – С. 378-389.

75. Костеренко В.Н. Факторы, оказывающие влияние на возникновение взрывов газа метана и угольной пыли в шахтах / В.Н. Костеренко, А.Н. Тимченко // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 7. – С. 368-377.

76. Крекова А.В. К вопросу установления границ опасных зон у геологических нарушений. Вестник КузГТУ. – 2009. – Г, Выпуск №3. – С. 7-10.

77. Лазаревич Т.И. Геодинамическое районирование Южного Кузбасса / Т.И. Лазаревич, В.П. Мазикин, И.А. Малый и др. – Кемерово: Научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела – межотраслевой научный центр ВНИМИ, 2006. – 188 с.

78. Лейсле А.В. Анализ опыта дегазации выемочных участков, отрабатывающих высокогазоносные пласты Кузнецкого бассейна / А.В. Лейсле // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое дело. – 2012. – №2. – С. 115-120.

79. Либерман А.Н. Техногенная безопасность: человеческий фактор / А.Н. Либерман. – СПб: Новый век, 2006. – 103 с.

80. Лидин Г.Д. Исследование закономерностей дегазации разрабатываемых, подрабатываемых и надрабатываемых угольных пластов / Г.Д. Лидин, А.Т. Айруни, Ю.Н. Бессонов. – М.: Изд-во ВИНИТИ, 1968. – 84 с.

81. Лидин Г.Д. Предварительная дегазация угольных пластов/ Г.Д. Лидин, А.Т. Айруни, И.В. Сергеев и др. – М.: Изд-во ЦНИЭИугля, 1973. – 72 с.

82. Лидин Г.Д. Управление газовыделением при проведении капитальных и подготовительных выработок / Г.Д. Лидин, А.Т. Айруни, В.Р. Бартош и др. – М.: Изд-во ЦНИЭИугля, 1969. – 80 с.

83. Лобацкая Р.М. Структурная зональность разломов. М.: Недра, 1987. – 127 с.

84. Логачев Н.А. Геодинамические режимы и факторы геодинамической активности литосферы / Н.А. Логачев, С.И. Шерман, Н.К.Г. Луви // Геодинамика внутриконтинентальных горных областей: Сб. науч. тр. – Новосибирск: Наука, 1990. – С. 229-307.

85. Лупий М.Г. Обоснование технологии комплексной дегазации выемочных участков при высокоинтенсивной разработке газоносных угольных пластов. Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук по специальности 05.26.03 – «Промышленная и пожарная безопасность». М., МГГУ, 2010, – 155 с.

86. Мазаник Е.В. Разработка рекомендаций по выбору технологических схем управления газовыделением выемочного участка при заблаговременной

дегазационной подготовке / Е.В. Мазаник. – М., 2009. – Деп. в Депозитарии издательства МГГУ № 738/02-10 от 01.10.09. – 14 с.

87. Мазаник Е.В. Совершенствование технологии дегазации угольных шахт на основе заблаговременной поэтапной скважинной подготовки шахтных полей Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук по специальности 05.26.03 – «Промышленная и пожарная безопасность». М., МГГУ, 2010, – 232 с.

88. Малинникова О.Н. Газообильность выработанного пространства выемочного участка при наличии тектонических разломов / О.Н. Малинникова, А.П. Ерусланов, С.А. Прохватилов // Безопасность труда в промышленности. – 2014. – № 5. – С. 46-48.

89. Малышев Ю.Н. Фундаментально прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов / Малышев Ю.Н., К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 519 с.

90. Мелехин Е.С. Добыча метана из угольных пластов как основа повышения безопасности и эффективности добычи угля / Е.С. Мелехин, А.В. Кошелец // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2012. – № 2. – С. 51-55.

91. Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт (РД-15-09-2006). Серия 05. Документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности. Выпуск 14. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2007. – 312 с.

92. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями.– СПб.: ВНИМИ, 2003. – 54 с.

93. Методические указания по прогнозу ударо-и выбросоопасных зон вблизи разрывных нарушений. – Л.: ВНИМИ, 1990. – 44 с.

94. Минаев В.А. Особенности управления природно-техногенными рисками геодинамического характера / В.А. Минаев, А.О. Фаддеев, Р.М. Данилов // Интернет-журнал «Технологии техносферной безопасности». [Электронный

ресурс]. – Режим доступа: http://agps-2006.narod.ru/ttb/2010-6/10-06-10.ttb.pdf). Выпуск № 6 (34) – декабрь 2010 г. – С. 1-7.

95. Мировой рекорд по добыче угля подземным способом на шахте «Котинская» АО «СУЭК-Кузбасс» // Уголь. – 2017. – № 1. – С. 30-32.

96. Мозер С.П. Разработка методики выбора рациональных параметров добычи метана в условиях действующих шахт / С.П. Мозер, О.В. Ковалев, И.Ю. Тхориков, А.В. Лейсле // Газовая промышленность. – 2012. – № 672. – С. 52-56.

97. Морозов К.В. Применение геодинамического районирования для выделения первоочередных зон предварительной дегазации угольных пластов / К.В. Морозов, А.Н. Шабаров // Газовая промышленность. – 2013. – № 2 (686). – С. 18-20.

98. На предприятиях АО «СУЭК-Кузбасс» установлено сразу три российских рекорда [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http: //www.suek.ru/media/news/na-predpriyatiyakh-ao-suek-kuzbass-ustanovleno-srazu-tri-rossiyskikh-rekorda-/.

99. На шахте «Имени С.М. Кирова» АО «СУЭК-Кузбасс» досрочно выполнен годовой план по подготовке очистного фронта / // Уголь. – 2016. – № 11. – С. 13.

100. На шахте «Имени С.М. Кирова» АО «СУЭК-Кузбасс» установлен новый рекорд рудника / // Уголь. – 2016. – № 11. – С. 37.

101. Ненашева Р.И. Оценка структурно-тектонического строения шахтных полей Кузбасса для решения горно-геологических задач / Р.И. Ненашева, В.С. Зыков, Б.Б. Чебоксаров // Вестник КузГТУ. – 2005. – Г, В№1. – С. 39-46.

102. Несмеянов С.А. Диаклазовые швы платформы и их значение для инженерных изысканий / С.А. Несмеянов // Доклады Академии наук, – М.: ФГБУ «РАН», 2000. – Т. 370. – № 6. – С. 782-784.

103. Нецепляев М.Н. Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах / М.Н. Нецепляев, А.И. Дюбимова, П.М. Петрухин и др. – М.: Недра, 1992. – 298 с.

104. Новак А.В. Тезисы доклада министра энергетики Российской Федерации А.В. Новака на XVIII Международном конгрессе по обогащению угля (Россия, Санкт-Петербург, 28 июня 2016) / А.В. Новак // Уголь. – 2016. – № 8. – С. 60-69.

105. Новиков И.С. Этапы активации и тектоническая делимость Кузнецкого угольного бассейна (Южная Сибирь) / И.С. Новиков, О.В. Черкас, Г.М. Мамедов, Ю.Г. Симонов, Т.Ю. Симонова, В.Г. Наставко // Геология и геофизика. – 2013. – Т. 54. – № 3. – С. 424-437.

106. Новый российский рекорд добычи угля установлен бригадой Василия Ватокина шахты «Имени 7 Ноября» ОАО «СУЭК-Кузбасс» / Уголь. – 2015. – № 1. – С. 7.

107. Ножкин Н.В. Заблаговременная дегазация угольных месторождений / Н.В. Ножкин. – М.: Недра, 1979. – 271 с.

108. Ножкин Н.В. Опыт предварительной дегазации угольного пласта использованием способа направленного гидравлического расчленения пласта применительно к условиям пласта "Верхняя Марианна" Карагандинского угольного бассейна. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – М.: МГИ, 1963. –370 с.

109. Оловянный А.Г. Механика горных пород. Моделирование разрушений / А.Г. Оловянный. – СПб: ООО «Издательско-полиграфическая компания «КОСТА», 2012. – 280 с.

110. Опарин В.Н. Современная геодинамика массива горных пород верхней части литосферы: истоки, параметры, воздействие на объекты недропользования / В.Н. Опарин и др. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. – 450 с.

111. Орлова А.В. Блоковые структуры и рельеф / А.В. Орлова. – М.: Недра, 1975. – 232 с.

112. Орлова А.В. Палеомагматические построения и анализ блоковых структур / А.В. Орлова. – М.: Недра, 1968. – 72 с.

113. Осипов В.И. Геологические условия градостроительного развития Москвы / В.И. Осипов, В.М. Кутепов, В.И. Макаров // Геоэкология, инженерная геология, гидрогеология, геокриология. – 2006. – № 2. – С. 99-114.

114. Отчеты по событиям и происшествиям МФСБ в ЕДАЦ ОАО «СУЭК-Кузбасс» (П.Е. шахта Котинская) / Кемерово, 2015. – 14 с.

115. Охрана недр и геолого-маркшейдерский контроль. Нормативное обеспечение охраны объектов от вредного влияния горных работ и их ведения в

опасных зонах / Сборник документов. – Серия 7. Вып. 8. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2010. – 102 с.

116. Охрана недр и геолого-маркшейдерский контроль. Правила охраны недр. ПБ-07-601-03. – Серия 7. Вып. 11. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2013. – 64 с.

117. Панин В.И. Управление геодинамическими рисками при ведении горных работ в геодинамически активных районах / В.И.Панин, А.А.Козырев / Материалы Всероссийской конференции, Петрозаводск, 12–15 ноября, 2007. Горный институт КНЦ РАН. – С. 287-290.

118. Пат. 2659298 Российской Федерации, МПК E21F 7/00 (2006.01). Способ подготовки газоносного угольного пласта к отработке / Сластунов С. В., Каркашадзе Г.Г., Коликов К.С., Ютяев Е.П. и др.; заявитель и патентообладатель ФГОУ ВО НИТУ МИСиС. – №2017133145/03; заявл. 22.09.2017; опубл. 29.06.2018, Бюл. № 19.

119. Петухов И.М. Геодинамика недр / И.М. Петухов, И.М. Батугина – М.: Недра коммюникейшн ЛТД, 1999. – 256 с.

120. Пичугин В.А. Моделирование предварительной дегазации угольных пластов / В.А. Пичугин, И.М. Васенин, А.Ю. Крайнов // Известия высших учебных заведений. Физика. – 2013. – Т. 56. – № 6 (3). – С. 155-157.

121. Плакиткина Л.С. Анализ и прогноз потребления каменного угля в основных регионах и странах мира и России в период 2000-2035 гг. / Л.С. Плакиткина, Ю.А. Плакиткин, К.И. Дьяченко // Уголь. – 2017. – № 2. – С. 34-40.

122. Плакиткина Л.С. Потребление угля в основных регионах и странах мира в период 2000-2015 гг. – анализ, тенденции и перспективы / Л.С.Плакиткина, Ю.А.Плакиткин // Уголь. – 2017. – № 1. – С. 57-61.

123. Плакиткина Л.С. Угольная промышленность России на мировом рынке угля: тенденции перспективного развития / Л.С. Плакиткина, Ю.А. Плакиткин, К.И.Дьяченко // Уголь. – 2016. – № 7. – С. 12-16.

124. Поздеев И.А. Анализ газодинамических процессов и методов управления ими в зоне влияния очистных работ / И.А. Поздеев // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2013. – № 4 (6). – С. 25-29.

125. Положение об «Едином диспетчерско-аналитическом центре» ОАО «СУЭК-Кузбасс» / Кемерово, 2015. – 12 с.

126. Полубаринова-Кочина П.Я. О неустановившейся фильтрации газа в угольном пласте / П.Я. Полубаринова-Кочина // Прикладная математика и механика. – 1953. – Т. 17. – № 6. – С. 735-738.

127. Потокина Р.Р. Изучение компонентного состава газа, извлеченного из угольного керна / Р.Р. Потокина, Н.В. Журавлева, З.Р. Исмагилов // Вестник КузГТУ. – 2013. – № 5. – С. 80-83.

128. Предварительный национальный стандарт РФ 162-2016 «Оборудование горно-шахтное. Системы автоматизированные многофункциональные безопасности и управления технологическими процессами в шахте. Общие технические требования», утвержденный приказом Росстандарта от 24.11.2016 № 83. - М.: Стандартинформ, 2016 – 22 с.

129. Преображенская Е.И. Проектирование, монтаж и эксплуатация дегазационных установок / Е.И. Преображенская, М.М. Левин, В.А. Садчиков. – М.: Изд-во «Недра», 1966. – 231 с.

130. Протодьяконов М.М. Давление горных пород и рудничное крепление. ч. I. Давление горных пород / М.М. Протодьяконов. – М.: Гостехиздат, 1930. – 93 с.

131. Протосеня А.Г. Геомеханика / А.Г. Протосеня. – СПб: Лема, 2017. –117 с.

132. Пучков Л.А. Извлечение метана из угольных пластов / Л.А. Пучков, С.В. Сластунов, К.С. Коликов. – М.: изд-во МГГУ, 2002. – 383 с.

133. Пучков Л.А. Предпосылки промышленной апробации технологии заблаговременной дегазационной подготовки высокогазоносных угольных пластов в Кузбассе / Л.А. Пучков, С.В. Сластунов, А.К. Логинов, Е.П. Ютяев, Е.В. Мазаник // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 6. – С. 16-22.

134. Пучков Л.А. Принципиальные технологические решения для промышленной апробации технологии заблаговременной дегазационной подготовки высокогазоносных угольных пластов в Кузбассе / Л.А. Пучков, С.В. Сластунов, А.К. Логинов, Е.П. Ютяев // Наука и техника в газовой промышленности. – 2009. – № 3 (39). – С. 58-62.

135. Радченко С.А. Влияние газокинетических свойств угля на обеспечение безопасности горных работ / С.А. Радченко, ЕА. Соловьева // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – Спецвыпуск 4 – С. 248-258.

136. Рашевский В.В. Качество углей ОАО «СУЭК» / В.В. Рашевский, В.Б. Артемьев, С.А. Селютин. – М.: Кучковое поле, 2011. – 576 с.

137. РБ 019-18 «Оценка исходной сейсмичности района и площадки размещения объекта использования атомной энергии при инженерных изысканиях и исследованиях», утвержденное Приказом Ростехнадзора от 02.03.2018 № 90. – М.: Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2018. – 41 с.

138. Рева В.Н. Поддержание горных выработок / В.Н.Рева, О.И.Мельников, В.В. Райский. – М.: Недра, 1995. – 270 с.

139. Регламент взаимодействия головного офиса ЕДАЦ и производственных единиц ОАО «СУЭК-Кузбасс» (П.Е. шахта Котинская) / Кемерово, 2015. – 151 с.

140. Регламент взаимодействия сервисных инженеров подрядных организаций при посещении шахт и мониторинге работы оборудования в ГО ЕДАЦ ОАО «СУЭК-Кузбасс» / Кемерово, 2015. – 9 с.

141. Ржевский В.В. Управление свойствами и состоянием угольных пластов с целью борьбы с основными опасностями в шахтах / В.В. Ржевский, Б.Ф. Братченко, А.С. Бурчаков, Н.В. Ножкин. – М.: Недра, 1984. – 327 с.

142. Рубан А.Д. Метан в шахтах и рудниках России: прогноз, извлечение и использование / А.Д. Рубан, В.С. Забурдяев, Г.С. Забурдяев и др. – М.: ИПКОН РАН, 2006. – 312 с.

143. Рубан А.Д. Особенности дегазации угольных пластов на шахтах с высокой производительностью очистных забоев / А.Д. Рубан, В.С. Забурдяев, В.Б. Артемьев // Безопасность труда в промышленности. – 2009. – № 9. – С. 16-21.

144. Рубан А.Д. Оценка эффективности дегазации разрабатываемых угольных пластов / А.Д. Рубан, В.С. Забурдяев // Уголь. – 2010. – N 11(1017). – С. 8-10.

145. Рубан А.Д. Подготовка и разработка высоко-газоносных угольных пластов / А.Д. Рубан, В.Б. Артемьев, В.С. Забурдяев, В.Н. Захаров, А.К. Логинов, Е.П. Ютяев. – М.: Горная книга, 2010. – 500 с.

146. Руководство по безопасности «Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах», утвержденное приказом Ростехнадзора № 327 от 21 августа 2017 г. – Серия 05. Вып. 53. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2017. – 176 с.

147. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1989. – 311 с.

148. Светлаков Ю.В. Дегазация угольных пластов на шахтах Кузбасса / Светлаков Ю.В., Розанцев Е.С, Умрихин А.Н. и др. – Кемерово: Кемеровское кн. изд-во, 1966. – 113 с.

149. Свирко С.В. Закономерности развития оседаний земной поверхности вкрест простирания лав при отработке пологих и наклонных пластов Кузбасса с высокими скоростями подвигания забоев / С.В. Свирко, А.А. Ренев // Вестник КузГТУ. – 2014. – № 6. – С. 23-27.

150. Свирко С.В. Основные положения методики прогноза ожидаемых динамических сдвижений точек земной поверхности по простиранию лавы при отработке пологих и наклонных угольных пластов Кузбасса высокомеханизированными забоями / С.В. Свирко, А.А. Ренев, А.И. Быкадоров // Вестник КузГТУ. – 2017. – № 6. – С. 76-83.

151. Сластунов С.В. Гидродинамическое воздействие на угольный пласт с использованием эффекта обратного гидроудара на стадии свободного истечения воды из подземной пластовой скважины / С.В. Сластунов, Е.В. Мазаник, А.А. Мешков, И.А. Комиссаров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 6 (32). – С. 9-16.

152. Сластунов С.В. Заблаговременная дегазация и добыча метана из угольных месторождений / С.В. Сластунов. – М.: изд-во МГГУ, 1996. – 441 с.

153. Сластунов С.В. Заблаговременная дегазация – основа эффективного и комплексного освоения углегазовых месторождений / С.В. Сластунов,

К.С. Коликов, Ю.М. Стефлюк, Л.М. Костогладов // Международная научно-практическая конференция «Горно-металлургический комплекс Казахстана: проблемы и перспективы инновационного развития»: Сб. науч. тр. – Караганда: изд-во КарГТУ, 2011. С. 74-78.

154. Сластунов С.В. Интенсификация извлечения метана из угольных пластов на основе повышения их проницаемости в процессе циклических сорбционных деформаций / С.В. Сластунов, Г.Г. Каркашадзе, Е.П. Ютяев // I Международная научно-техническая конференция «Механика горных пород при разработке месторождений углеводородного сырья»: Сб. науч. тр. – СПб: Горный университет, 2015. – С. 41-42.

155. Сластунов С.В. Исследование эффективности усовершенствованной технологии подземного гидроразрыва угольного пласта для его дегазации / С.В. Сластунов, Е.П. Ютяев, Е.В. Мазаник, Г.П. Ермак // Горный журнал. – 2018. – № 1. – С. 83-87.

156. Сластунов С.В. Метанобезопасность разработки угольных пластов на основе их дегазации / С.В. Сластунов, Е.В. Мазаник, М.Г. Лупий. – : LAP LAMBERT Academic Publishing, 2016. – 365 с.

157. Сластунов С.В. Методика и результаты измерения пластового давления метана и сорбционных свойств угольного паста / С.В. Сластунов, Г.Г. Каркашадзе, Е.В. Мазаник // Газовая промышленность. – 2012. – № 672. – С. 48-49.

158. Сластунов С.В. Методика расчета допустимой нагрузки на очистной забой по результатам газовой съемки в ремонтную смену с учетом физических свойств пласта и технологических параметров системы разработки / С.В. Сластунов, Г.Г. Каркашадзе, Е.П. Ютяев, Ю.А. Семыкин // XV Международная научно-практическая конференция «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности»: Сб. науч. тр. – Кемерово, 2013. – С. 318-321.

159. Сластунов С.В. Обоснование выбора и эффективная реализация способов дегазации при интенсивной отработке газоносных угольных пластов –

ключевой вопрос обеспечения метанобезопасности угольных шахт / С.В. Сластунов, Г.П. Ермак // Уголь. – 2013. – № 1. – С. 12-17.

160. Сластунов С.В. Обоснование допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору / С.В. Сластунов, Г.Г. Каркашадзе, К.С. Коликов // Научный симпозиум «Неделя горняка 2009»: Сб. науч. тр. – М.: ИД ООО «Ролекс», 2009. – С. 151-159.

161. Сластунов С.В. Обоснованный выбор технологии пластовой дегазации для обеспечения безопасности подземных горных работ при интенсивной добыче угля / С.В. Сластунов, Е.П. Ютяев // Записки Горного института. – 2017. – Т. 223. – С. 125-130.

162. Сластунов С.В. Повышение эффективности пластовой дегазации на основе гидроразрыва угольных пластов / С.В. Сластунов, Е.П. Ютяев, Е.В. Мазаник, А.П. Садов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 60-1. – С. 408-418.

163. Сластунов С.В. Подготовка газоносного угольного пласта к безопасной отработке / С.В. Сластунов, Г.Г. Каркашадзе, Е.П. Ютяев, Е.В. Мазаник // Горный журнал. – 2016. – № 10. – С. 88-91.

164. Сластунов С.В. Предварительный и оперативный прогноз допустимых нагрузок на очистной забой при интенсивной отработке газоносных угольных пластов / С.В. Сластунов, Г.Г. Каркашадзе, Г.П. Ермак, Е.П. Ютяев // Уголь. – 2015. – № 3. – С. 30-35.

165. Сластунов С.В. Разработка основных технических решений заблаговременной дегазационной подготовки высокогазоносных угольных пластов для условий шахты «Котинская» ОАО «СУЭК-Кузбасс» / С.В. Сластунов, К.С. Коликов, Е.В. Мазаник, М.Г. Лупий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – № 11. – С. 146-152.

166. Сластунов С.В. Разработка технологии дегазации угольного пласта с использованием его гидроразрыва для обеспечения метанобезопасности горных работ / С.В. Сластунов, Е.П. Ютяев, Е.В. Мазаник, А.П. Садов, А.В. Понизов // XVI Международная заочная научно-практическая конференция: «Развитие науки

в XXI веке»: Сб. науч. тр. – Харьков: научно-информационный центр «Знание», 2016. – С. 42-47.

167. Сластунов С.В. Реальность и мечты на тему угольного метана (Проекты и прожекты в области углеметановых проблем в Карагандинском угольном бассейне) / С.В. Сластунов, Д.Ж. Мухамеджанов, Ю.М. Стефлюк // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 8. – С. 9-22.

168. Сластунов С.В. Управление газодинамическим состоянием угольного пласта через скважины поверхности / С.В. Сластунов. – М.: изд-во МГИ, 1991. – 213 с.

169. Сластунов С.В. Шахтные испытания усовершенствованной технологии подземной пластовой дегазации с использованием гидроразрыва / С.В. Сластунов, Е.П. Ютяев, Е.В. Мазаник, А.П. Садов, А.В. Понизов // Уголь. – 2016. – № 11. – С. 32-37.

170. Слесарев В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения / В.Д. Слесарев. – М: Углетехиздат Минзападугля, 1948. –196 с.

171. Соловицкий А.Н. Интегральный метод контроля напряженного состояния блочного массива горных пород / А.Н. Соловицкий. – Кемерово: ГУ КузГТУ, 2003. – 260 с.

172. Соловицкий А.Н. О геодинамической безопасности при освоении недр Кузбасса / А.Н. Соловицкий // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2011. – №.1 – С. 291- 293.

173. Соловицкий А.Н. Программа для ЭВМ «Определение интегральным методом напряженного состояния блочного массива горных пород, обусловленного взаимодействием блоковых структур» / А.Н. Соловицкий // Свидетельство о государственной регистрации в Роспатент. – 2004. – Регистрационный номер 2004610007.

174. СП 47.13330.2012 Инженерные изыскания для строительства. Основные положения. Актуализированная редакция СНиП 11-02-96. / – официальное издание М.: Минрегион России, 2013.

175. Справочник маркшейдера: в 3-х ч., ч. III. – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2015. – 416 с.

176. Стефлюк Ю.М. Обоснование выбора технологии пластовой дегазации выбросоопасных угольных пластов для обеспечения их безопасной и интенсивной отработки. Дисс. на соиск. уч. степени к.т.н в по специальности 05.26.03 – «Промышленная и пожарная безопасность». М., МГГУ, 2012, 272 с .

177. Стефлюк Ю.М. Обоснование выбора технологии пластовой дегазации выбросоопасных пластов для обеспечения их безопасной и интенсивной отработки в условиях Карагандинского угольного бассейна / Ю.М. Стефлюк. – Депон. рук. Депозитарий депозитарий изд-ва «Горная книга» № 879/04-12 от 23.01.12, – М., 2012. – 15 с.

178. СТО 0238424.27.140.032-2009. Гидроэлектростанции в зонах с высокой сейсмической активностью. Геодинамический мониторинг гидротехнических сооружений. Нормы и Требования. официального издание – М.: НП «ИНВЭЛ», 2009.

179. Тайлаков О.В. Совершенствование метода определения газоносности угля для повышения эффективности дегазации угольных пластов / О.В. Тайлаков, А.Н. Кормин, А.И. Смыслов // Газовая промышленность. – 2012. – № 11 (682). – С. 46-47.

180. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-декабрь 2017 года / И.Г. Таразанов // Уголь. – 2018. – № 3. – С. 58-73.

181. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-сентябрь 2016 года / И.Г. Таразанов // Уголь. – 2016. – № 12. – С. 64-80.

182. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок». Серия 05. Документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности. Выпуск 21.М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2012. – 126 с.

183. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». Серия 05.

Документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности. Выпуск 49. М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2018. – 134 с.

184. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по составлению планов ликвидации аварий на угольных шахтах». Серия 5. Вып. 20. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2012. – 118 с.

185. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 40. – 2-е изд., испр. – М.: ЗАО ЗАО НТЦ ПБ, 2016. – 200 с.

186. Федоров В.Н. К вопросу о техническом регулировании производственных процессов современной шахты / В.Н. Федоров // Уголь. – 2010. – № 2. – С. 49-51.

187. Философов В.П. Краткое руководство по морфометрическому методу поисков тектонических структур / В.П. Философов. – Саратов: изд-во Саратовского университета, 1960. – 94 с.

188. Христианович С.А. Об измерении давления газа в угольных пластах / С.А. Христианович, Ю.Ф. Коваленко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1988. – №3. – С. 3-23.

189. Чередниченко М.В. Разработка альтернативного метода категорийной оценки газоопасности шахт / М.В. Чередниченко, В.А. Колмаков, А.В. Колмаков // Вестник КузГТУ. – 2012. – № 3. – С.118-119.

190. Черкашин А.А. Обоснование параметров технологии интенсивной отработки пологих угольных пластов на шахтах Кузбасса в условиях повышенных водопритоков. Диссертация на соиск. уч. степ. канд. техн. наук по специальности 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная). СПб, 2014, – 135 с.

191. Шабаров А.Н. Научные основы геологического обеспечения безопасной отработки пластовых месторождений в геодинамически опасных зонах: автореф. дис. на соис. уч. степ. д-ра техн. наук. – М., 2004. – 39 с.

192. Шабаров А.Н. Пути обеспечения безопасности при проектировании интенсивной угледобычи в Кузбассе / А.Н. Шабаров, С.В. Цирель, Е.П. Ютяев, А.И. Пальцев // Записки горного института. – 2013. – Т. 205. – С. 103-107.

193. Шахта «Имени С.М. Кирова» установила исторический рекорд добычи в год 15-летия СУЭК / // Уголь. – 2016. – № 9. – С. 64.

194. Шевченко Л.А. Пути повышения эффективности дегазации угольных пластов Кузбасса / Л.А. Шевченко // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 7. – С. 234-241.

195. Шевяков Л.Д. О расчете прочных размеров и деформаций опорных целиков. – М.: Зв. АН СССР. – 1941. № 7. – С. 3-13.

196. Шерман С.И. Физические закономерности разломов земной коры / Новосибирск: Наука, 1977. – 102 с.

197. Шинкевич М.В. Возможности прогноза и управления метанообильностью очистных забоев / М.В. Шинкевич, М.С. Плаксин // Вестник КузГТУ. – 2014. – Г, В № 2. – С. 22-26.

198. Шмат В.Н. Разработка технологии пластовой дегазации выбросоопасных пластов в условиях их интенсивной и безопасной отработки / В.Н. Шмат. – М., 2012.– Деп. в Депозитарии изд-ва «Горная книга». № 881/04-12 от 23.01.12, – 21 с.

199. Шмат В.Н. Совершенствование технологии пластовой дегазации угольных пластов в условиях их интенсивной разработки. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук по специальности 05.26.03 –«Промышленная и пожарная безопасность» / М., МГГУ, 2012, – 241 с.

200. Шмидт М.В. Снижение эмиссии парниковых газов при метанобезопасной разработке углегазовых месторождений с энергетическим использованием метана: Дисс. на соиск. уч. степ. д.т.н.. – М., 2005. – 347 с.

201. Шубина Е.А. Проведение заблаговременной дегазации угольных пластов с использованием геологоразведочных скважин / Е.А. Шубина, В.Г. Лукьянов // Вестник российской академии естественных наук. – 2014. – № 16. – С. 16-23.

202. Ютяев Е.П. Информационные измерительные системы как основополагающий элемент производственной безопасности на шахте Е.П. Ютяев, Г.И. Коршунов, Р.С. Истомин, С.В. Ковшов, И.В. Курта // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 2 (5). – С. 31-36.

203. Ютяев Е.П. Обеспечение безопасности при интенсивной разработке пластов на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» / Е.П. Ютяев // Горная Промышленность. – 2015. – № 1 (119). – С.18-34.

204. Ютяев Е.П. Обоснование параметров околоштрековых целиков в технологических схемах интенсивной отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс»: дисс. … канд. техн. наук : 25.00.22 / Ютяев Евгений Петрович. – СПб., 2010. – 170 с.

205. Ютяев Е.П. Один несчастный случай – это много / Е.П. Ютяев // Уголь. – 2016. – № 8. – С. 13-15.

206. Ютяев Е.П. Оценка фильтрационных свойств угля в гидродинамических испытаниях дегазационных пластовых скважин / Е.П. Ютяев, А.П. Садов, А.А. Мешков, А.М. Хаутиев, О.В. Тайлаков, Е.А. Уткаев // Уголь. – 2017. – № 11. – С. 24-29.

207. Ютяев Е.П. Совершенствование методики прогноза допустимой нагрузки на очистной забой на базе измерения пластового давления метана при дегазации угольного пласта / Е.П. Ютяев, С.В. Сластунов, Г.Г. Каркашадзе // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 4 (5-1). – С. 236-244.

208. Ютяев Е.П. Современные вызовы и перспективы развития технологии подземной отработки пологих газоносных угольных пластов / Е.П. Ютяев // Уголь. – 2017. – № 5. – С. 30-36.

209. Яковлев Д.В. Генезис и развитие природно-техногенной сейсмоактивности Кузбасса / Д.В. Яковлев, Т.И. Лазаревич, С.В. Цирель // Уголь. – 2013. – № 10. – С. 53-59.

210. Bieniawski Z. T. Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. Wiley-Interscience. pp. 40–47, 1989.

211. Bieniawski Z.T. Rock mechanics design in mining and tunneling. Balkema., 1984.

212. Biswas K., Mark C., Peng S.S. A unique approach to determining the time-dependent in situ strength of coal pillars. Proceedings of the Second International Workshop on Coal Pillar Mechanics and Design. InformationCircular 9448. Vail, CO, USA, 1999.

213. Bo Li, Jianping Wei, Kai Wang, Peng Li, Ke Wang. A method of determining the permeability coefficient of coal seam based on the permeability of loaded coal. International Journal of Mining Science and Technology: Volume 24, Issue 5, September 2014, Pages 637-641.

214. BP Statistical Review of World Energy, June 2016 [Электронный ресурс]. Режим доступа. /www.bp.com/statisticalreview.

215. Chang J. and Yortos Y/C/ Pressure-transient analysis of fractal reservoir//SPE Formation Evaluation. 1990/ v.5. n.1. C.31-38.

216. Dalton P., Lunarzewski L. Coal Seam Methane and Mine Ventilation Air Recovery Optimisation and Utilisation // International Conference on Coal-Bed Methane – Technologies of Recovery and Utilisation / Conference Proceedings. Katowice, Poland, – 1998, – pp. 396-412.

217. Dunn B.W. Coal as a conventional source of methane. Revue and Analysis of a 31-wells production Area in the Mary Lee Coal Seam // Journal of Petroleum Technology. – Tuscalosa County, Alabama, January – 1985. – P. 157-162.

218. Gale Winton J. "A Pillar Design Approach". US Department of the Interior. InformationCircular 9315. 1992. p. 188 – 195.

219. Greenwald, H. P., H. D. Howarth, and J. Hartman. Experiments on the Strength of Small Pillars in the Pittsburgh Bed. BuMines RI 3575, 1941, 7 pp.

220. Haidong Chen, Yuanping Cheng, Tingxiang Ren, Hongxing Zhou, Qingquan Liu. Permeability distribution characteristics of protected coal seams during unloading of the coal body. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences: Volume 71, October 2014, Pages 105–116.

221. Haynes Ch. D. Appraisal of Coalbed Methane Resources in an Underground Mining Environment // The 1999 International Coalbed Methane Symposium. Alabama, USA, – 1999, – pp. 417-428.

222. Koppe U. Untersuchungenuber den Ausgasungsgrad von BegleitflozenimAusgasungraum des Liegendes von Abbaugetrieben der flache Lager gerund mitHulfe von Gasdruckmessungen und Gasinhaltsbestimrnungen // WestfalischeTechn. Hochschule, Deutshland. – Aachen, 1974. – 118 s.

223. Mercier, J.M., private communications, available upon request from M.J. DeMarco, Denver Research Center, U.S. Bureau of Mines, 1993, Denver, CO.

224. Methane emission in coal mines: effects of Oil and Gas wells/M.G. Zabetakis, T.D. Moore, A.E. Nagel and oth. // Report of Investigation Bureau of mines. – USA, Department of Interior, 1972. – N 7658. – P. 1-9.

225. Moore T.D., Zabetakis M. Effect of a surface Borehole on Longwall Gob Degasification (Pocahontas N 3 coalbed // Bureau of mines, Report of Investigations. – USA, Departament of Interior, 1972. – N 7657. – 9 p.

226. Salamon, M. D. G., and A. H. Munro. A Study of the Strength of Coal Pillars. J. S. Afr. Inst. Min. and Mctall., v. 68, Sept. 1967, pp. 55-67.

227. Serata, S., and Lawshe, M., "Stress control methods help to optimize underground mine design," Mining Engineering. 1989. Vol. 41, No. 3, Mar., pp. 158-160.

228. Sheorey, P. R., Das M. N., Bordia S. K., and Singh B. Pillar Strength Approaches Based on a New Failure Criterion for Coal Seams. Int. J. Min. Geol. Eng., No. 4, 1986, pp. 273-290.

229. Smith William Cyrille. Rib Stability: PrakcticalConsidtrations to Optimize Rib Design. U. S. Department of the Interior, Bureau of Mines. Information Circular 9323. /1992.

230. Steve Fiscor U.S. U.S. Longwall Operations: How Slow Can We Go? / Coal Age January-February 2017, p.26-32.

231. Steve Fiscor U.S. Longwall Operators Scale Back Production / Coal Age, February 2016, p. 18-22.

232. Syd S. PengLongwall Mining. – West Virginia University, 2006. – 621 p.

233. Thomson S., Lunarzewski L. Latest advances in directional – horizontal drilling and gas recovery technologies for underground coal mines // International Conference on Coal-Bed Methane – Technologies of Recovery and Utilisation / Conference Proceedings. Katowice, Poland, – 1998, – pp. 131-143.

234. Wang, F. D., W. A. Skelly, and J. Wolgamott. In Situ Coal Pillar Strength Study. BuMines OFR 107-79, 1976, 243 pp.

235. Zern, E. N. Coal Miners, Pocketbook (12th ed.). McGraw-Hill, New York, 1928, pp. 641-645.

Приложение А

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГАЗОПРОНИЦАЕМОСТИ УГЛЯ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

Введение. Настоящий документ «Методика определения газопроницаемости угля в очистном забое» ориентирована на шахты, опасные по газу, и устанавливает способ экспериментального определения газопроницаемости угольного пласта в очистном забой на основе результатов измерения концентрации метана в вентиляционной струе вдоль лавы в ремонтную смену.

По регламенту горных работ на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» предусмотрены три рабочие смены и одна ремонтная шестичасовая смена. Методика базируется на измерениях концентрации метана в вентиляционной струе по длине лавы, например, в середине ремонтной смены. Такая информация находится в ведении технического отдела шахты. По результатам шахтных замеров вычисляют корреляционные зависимости объемного расхода вентиляционного потока и концентрации метана как функцию расстояния от входа потока в лаву. Определяют величину объемного вентиляционного воздушного потока на входе и выходе из лавы.

Далее на основе решения обратной задачи путем сопоставления измеренных и теоретических притоков метана, описывающих фильтрацию газа из пласта в сторону свободной поверхности, определяют соответствующую этому процессу газопроницаемость угля в очистном забое.

При решении обратной задачи используют средства компьютерного моделирования на основе программы Mathcad, реализующей метод конечных элементов при решении дифференциальных уравнений в частных производных.

Описание экспериментальных работ. 1. Газовая съемка вдоль лавы. Газовую съемку осуществляют в течение ремонтной смены, например, через время t_0после остановки работы очистного комбайна. Если длительность газовой съемки составляет Δt, то моментом измерений следует считать время

$$T_1 = t_0 + \frac{\Delta t}{2}. \qquad (1.1)$$

В процессе газовой съемки через каждые 10 м измеряют скорость вентиляционного потока $V_i(L_i)$ и концентрацию метана $C_i(L_i)$. Если поперечное сечение лавы переменное, то одновременно фиксируют сечение $S_i(L_i)$ лавы в месте выполненных замеров.

По результатам шахтных измерений устанавливают корреляционные зависимости $V(L)$, $C(L)$, $S(L)$. Полученных данных достаточно для определения притоков метана из породного массива по периметру сечения лавы (угольный пласт, породы кровли и почвы) и выработанного пространства из-за пределов крепи. Последовательность вычислений представлена «Методике расчета параметров газовоздушных потоков в очистной забой по результатам газовых съемок в лаве», утвержденной генеральным директором ОАО «СУЭК-Кузбасс» от 27.07.2011 (прилагается) и описана в работах [1, 2].

В дополнение к указанной методике следует выделить долю притока угольного метана, приходящегося на угольный пласт. С этой целью измеряют и вычисляют средние концентрации метана в вентиляционном потоке на расстояниях 100-150 мм от поверхности, в том числе:

– вблизи кровли C_1 на поперечной длине l_1;

– вблизи почвы C_2 на поперечной длине l_2;

– вблизи угольного забоя C_3 на мощности m.

Примечание. Усреднение каждого параметра производят по результатам измерений в пяти точках.

Долевую часть метана, выходящего из угольного пласта вычисляют по принципу пропорциональности по формуле

$$Q_1 = Q\frac{c_3 \cdot m}{c_1 \cdot l_1 + c_2 \cdot l_2 + c_3 \cdot m}, \qquad (1.2)$$

где Q_1 – приток метана из угольного пласта; Q – приток метана из породного массива по периметру сечения лавы (угольный пласт, породы кровли и почвы)

2. Вычисление газопроницаемости угольного пласта. Для вычисления газопроницаемости угля в очистном забое следует установить долю метана, выходящего из угля и вмещающих пород. Предположим, что на долю очистного

забоя приходится 95 % метана, остальное – на вмещающие породы. Основанием для такого предположения является то, что согласно справочным данным проницаемость вмещающих пород, сложенных из аргиллита, при прочих равных условиях, на порядок меньше проницаемости угля. При этом отметим, что данный вопрос требует дополнительных экспериментальных исследований, например, с помощью специальных широких датчиков измерения расхода, прикладываемых большой площадью к поверхности очистного забоя или породам кровли и почвы.

В методике расчета нагрузки на очистной забой, описанной в работах [3, 4], дано обоснование правомерности применения в расчетной модели дифференциального уравнения массопереноса метана, которое в одномерной постановке задачи имеет вид

$$\frac{C}{\mu П}\cdot\frac{\partial}{\partial x}\left(P\frac{\partial P}{\partial x}\right)=\frac{\partial}{\partial t}\left[P+\frac{1}{П}\frac{RT}{\mu_{сн4}}\frac{abP}{(1+aP)}\right], \qquad (2.1)$$

где C – газопроницаемость угольного пласта, м^2; P – давление метана в поровом пространстве, $P = P(x, t)$, Па; П– пористость угля; μ – динамическая вязкость угля, Па·с; R – универсальная газовая постоянная, R = 8,31 Дж/(моль·К); T – температура, K; μ_{CH4} – молярная масса метана, $\mu_{CH4} = 16\cdot10^{-3}$ кг/моль; a – постоянная сорбции Ленгмюра, Па$^{-1}$; b – максимальное газосодержащие по изотерме Ленгмюра, м^3/т.

В соответствии с принятой моделью, фильтрация газа из пласта в сторону свободной поверхности происходит вследствие разности давлений при заданном начальном распределении давления газа в угольном пласте. В методике рассмотрен случай, характеризующий максимальную метанообильность пласта при условии, когда давление в пласте в начальный момент времени распределено равномерно и равно максимальному пластовому давлению. В соответствии с краевыми условиями задачи на границе со свободной поверхностью давление газа равно атмосферному давлению, а на бесконечном удалении давление постоянное. Правомерность использования начального условия обусловлена тем, что длительность дегазации очистного забоя в атмосферу перед каждым очередным циклом заходки комбайна не превышает 60 мин. В течение этого времени дегазация забоя происходит на глубину

не более 0,1 м, что существенно меньше ширины 0,8 м заходки комбайна. По этой причине расчетный приток метана из обнаженной поверхности практически не отличается от точного решения задачи с начальным условием, учитывающим неравномерность распределения давления по глубине.

На рисунке А.1 представлена расчетная схема очистного забоя, описывающая поступление метана из всех источников, в том числе из очистного забоя Q_1.В модели принято допущение о плоскопараллельном потоке метана из очистного забоя.

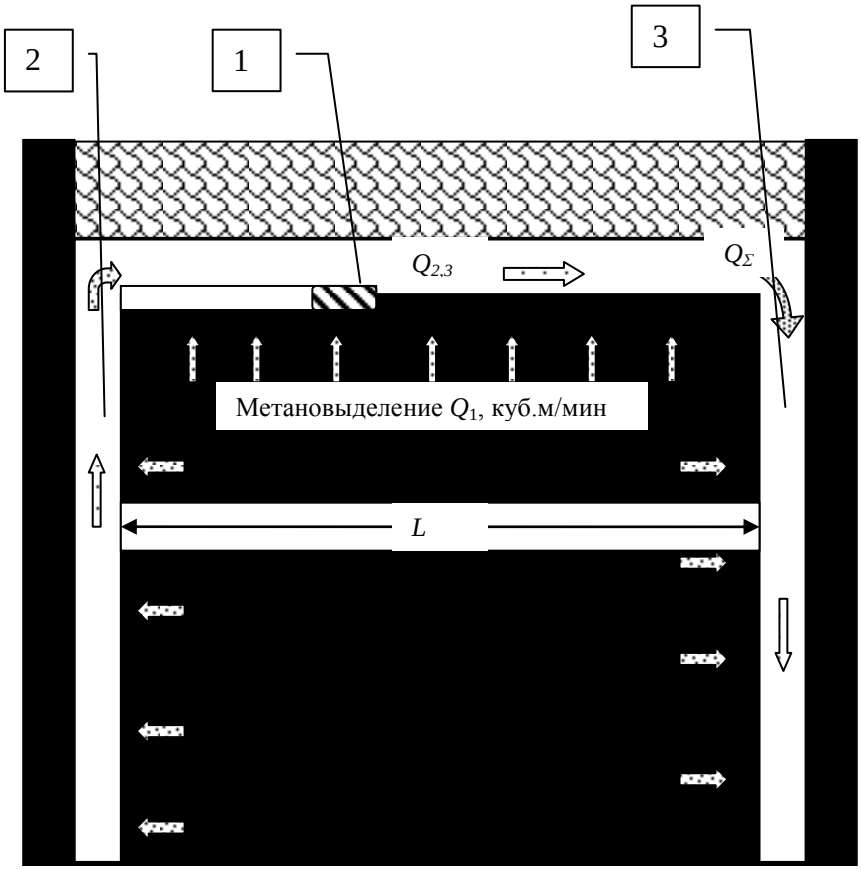


Рисунок А.1 – Притоки метана в лаву:

1 – очистной комбайн; 2 – вентиляционный штрек; 3 откаточный штрек

По условию поставленной задачи, в соответствии измерениями, выполненными по прилагаемой «Методике расчета параметров газовоздушных потоков в очистной забой по результатам газовых съемок в лаве», известен приток метана Q_0 из очистного забоя в середине рабочей смены в момент времени T_1.

С другой стороны, на основе решения теоретической задачи имеется функциональная связь притока метана $Q(C)$ в зависимости от газопроницаемсти пласта в заданных условиях

$$Q(C) = m \cdot L \cdot q(0, T_1), \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.2)$$

где $q(0, T_1)$ – удельный поток метана из очистного забоя в момент времени T_1, рассчитываемый по формуле

$$q(x,t) = \frac{C}{\mu}\frac{\partial p(x,t)}{\partial x}, \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{с}). \quad (2.3)$$

Следовательно, газопроницаемость угольного пласта определяют из решения нелинейного трансцендентного уравнения

$$Q(C) = Q_1. \quad (2.4)$$

Решение находят графическим методом в точке пересечения функций, находящихся правой и левой частях уравнения (2.4).

Пример реализации. В лаве длинной L = 220 м, мощностью m = 2,23 м в середине ремонтной смены через t_0 = 2,5 ч после остановки комбайна в ремонтную смену выполнена газовая съемка по «Методике расчета параметров газовоздушных потоков в очистной забой по результатам газовых съемок в лаве» от 27.07.2011. Длительность газовой съемки Δt = 1,0 ч. Следовательно, моментом измерений по формуле (1.1) принимаем время, ч

$$T_1 = 2{,}5 + \frac{1}{2} = 3{,}0$$

По результатам газовой съемки установлено, что приток метана из породного массива по периметру сечения лавы (угольный пласт, породы кровли и почвы) составляет Q = 5,07 м^3/мин.

Средние концентрации метана в вентиляционном потоке на расстояниях 100-150 мм от поверхности, измеренные в центральной части лавы, составляют:

– вблизи кровли C_1 = 0,2 % на поперечной длине l_1 = 3,5 м;

– вблизи почвы C_2 = 0,3 % на поперечной длине l_2 = 4,0 м;

– вблизи угольного забоя C_3 = 1,9 % на мощности m = 2,3 м

Долевую часть метана, выходящего из угольного пласта вычисляют по принципу пропорциональности по формуле (1.2)

$$Q_1 = 5{,}07\,\frac{1{,}9 \cdot 2{,}23}{0{,}2 \cdot 3{,}5 + 0{,}3 \cdot 4{,}0 + 1{,}9 \cdot 2{,}23} = 3{,}5\ \text{м}^3/\text{мин},$$

где Q_1 – приток метана из угольного пласта; Q – приток метана из породного массива по периметру сечения лавы (угольный пласт, породы кровли и почвы).

Исходные данные для решения теоретической задачи представлены в таблице А1.

Таблица А1 – Исходные данные

Номер п/п	Параметр	Значение
1	Динамическая вязкость метана, μ	$0{,}018 \cdot 10^{-3}$ Па·с
2	Молярная масса метана	$16 \cdot 10^{-3}$ кг/моль
3	Температура газа, *T*	300 К
4	Шахтное атмосферное давление, P_0	10^5 Па
5	Постоянная сорбции Ленгмюра, *a*	$0{,}207 \cdot 10^{-6}$ Па^{-1}
6	Максимальное газосодержащие по изотерме Ленгмюра, *b*	49,3 $\text{м}^3/\text{т}$
7	Пористость угля, *П*	0,02
8	Объемная масса угля	1280 $\text{кг}/\text{м}^3$
9	Зона притоков метана влаве длиной*L*=220м	210 м
10	Мощность пласта,*m*	2,23 м
11	Газоносность угля, *q*	12 $\text{м}^3/\text{т}$

На рисунке А.2 показана зависимость притока метана из очистного забоя через 3 часа после начала ремонтной смены от проницаемости угля при заданной газоносности 12 $\text{м}^3/\text{т}$ и соответствующем по изотерме Ленгмюра пластовом давлении метана $P_{\text{пл}} = 16{,}54 \cdot 10^5$ Па. Естественно, что приток метана возрастает с увеличением газопроницаемости угольного пласта. Построение зависимости $Q(C)$ компьютеризировано и выполняется средствами программирования Mathcad, представленном в приложении.

Пересечения правой и левой частей уравнения 2.4 происходит в точке абсциссы с величиной газопроницаемости 0,166 мД.

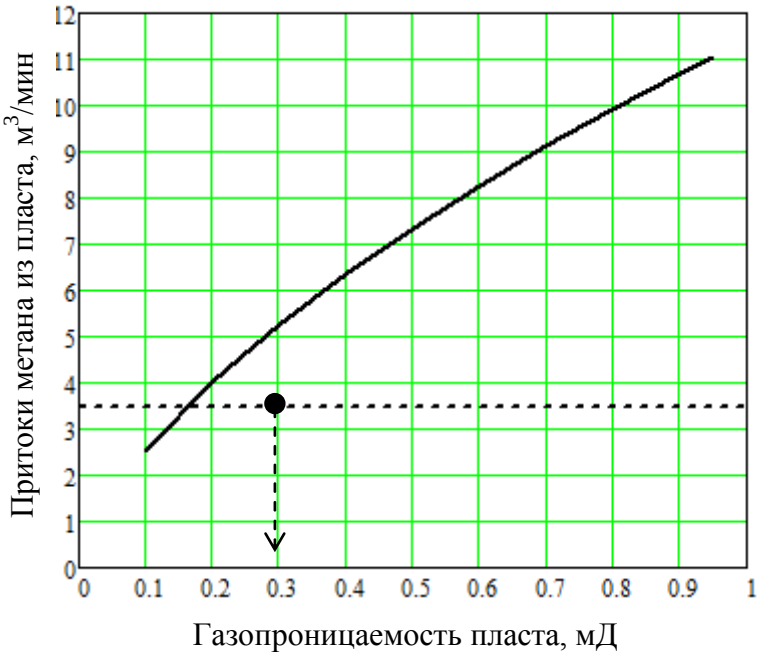


Рисунок А.2 – Приток метана в зависимости от газопроницаемости угля

Таким образом, продемонстрирован метод решения обратной задачи при определении газопроницаемости угля в очистном забое по результатам газовой съемки в ремонтную смену.

2015 г.- Расчет проницаемости угля в очистном забое (по данным газовой съемки в ремонтную смену)

Динамическая вязкость газа, Пасек $\mu := 0.0108 \cdot 10^{-3}$ Пористость угля $\Pi := 0.02$

Постоянная изотермы сорбции, 1/Па $k := 0.207 \cdot 10^{-6}$

Максимальное газосодержание по изотерме Лэнгмюра, куб. м/т $qmax := 49.3$ Газоносность пласта, куб.м/т $qr := 12$

$T := 300$ $R := 8.31$ $P0 := 10^{5}$ $M := 16 \cdot 10^{-3}$ $\xi := \frac{1-\Pi}{\Pi} \cdot \frac{R \cdot T}{M}$

Плотность метана, кг/м^3 $\rho 2 := M \cdot \frac{P0}{R \cdot T}$

Объемная масса угля, кг/м^3 $\rho y := 1280$

Предельная сорбция (масса метана к объему угля), кг/м^3 $bl := qmax \cdot 10^{-3} \cdot M \cdot \frac{P0}{R \cdot T} \cdot \rho y$ $bl = 40.5$

Пластовое давление по изотерме Лэнгмюра $Pпл := P0 + \frac{qr}{k \cdot (qmax - qr)}$ $Pпл = 1.654 \times 10^{6}$

Длина очистного забоя, м $L0 := 220$ Длина зоны притоков метана, м $L := L0 - 10$

Мощность пласта (выемка), м $m := 2.23$

Количество шагов в расчете LL $N1 := 500$

Количество шагов в расчете TT $N2 := 500$

Проницаемость угля, кв.м $C := 0.1 \cdot 10^{-15}$ Газопроводность угля $A0 := \frac{C}{\mu \cdot \Pi}$

Given

$$P_t(x,t) \cdot \left[1 + \frac{\xi \cdot k \cdot bl}{(1 + k \cdot P(x,t))^2}\right] = A0 \cdot P(x,t) \cdot P_{xx}(x,t) + A0 \cdot P_x(x,t)^2$$

Граница на бесконечности $LL := 10.0$

$P(x,0) = Pпл$ $P(0,t) = P0$ $P_x(LL,t) = 0$ $P(LL,t) = Pпл$

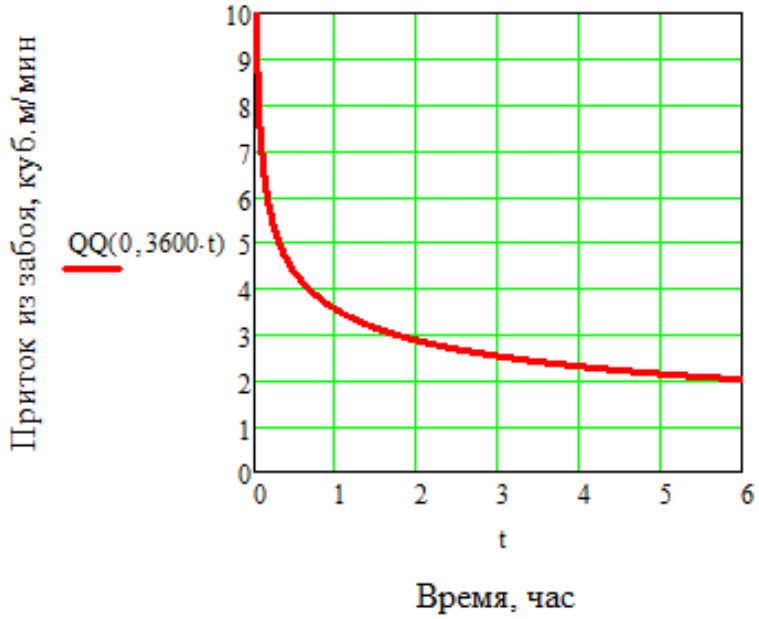
Время $TT \equiv 60 \cdot 60 \cdot 6$ сек

$$P := Pdesolve\left[P, x, \begin{pmatrix} 0 \\ LL \end{pmatrix}, t, \begin{pmatrix} 0 \\ TT \end{pmatrix}, N1, N2\right]$$

Удельный приток метана из забоя, $м^3/(м^2*с)$

$$q(x,t) := \frac{C}{\mu}\cdot\left(\frac{d}{dx}P(x,t)\right)$$

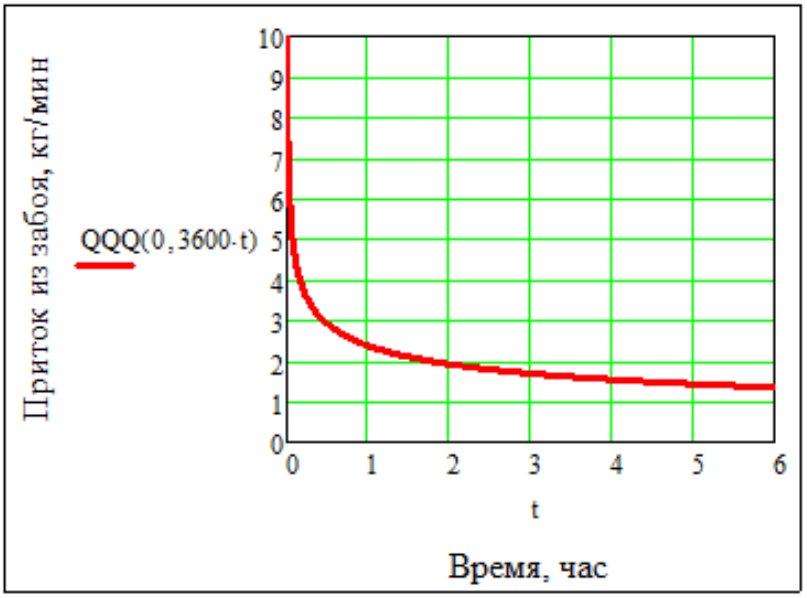
Абсолютный приток метана из забоя, куб м/мин $QQ(x,t) := 60\cdot m\cdot L\cdot q(x,t)$



Время - середина ремонтной смены, сек $T1 := 3\cdot 3600$

Приток метана из забоя в середине ремонтной смены. куб.м/мин $QQ(0,T1) = 2.521$

Абсолютный массовый приток метана из забоя, кг/мин $QQQ(x,t) := 60\cdot m\cdot L\cdot q(x,t)\cdot 0.67$



Приложение Б

2015г
ОАО "СУЭК-Кузбасс"
Методика
предварительного и оперативного прогноза газообильности подземных горных выработок в условиях интенсивной отработки угольных пластов

Таблица 7.1- Физические свойства угольного пласта

Пористость угольного пласта $П := 0.02$

Пористость кровли $П1 := 0.02$

Пористость почвыи $П2 := 0.02$

Газопроницаемость угольного пласта, м^2 $C := 0.1 \cdot 10^{-15}$

Газопроницаемость кровли, м^2 $C1 := 0.01 \cdot 10^{-15}$

Газопроницаемость почвы, м^2 $C2 := 0.01 \cdot 10^{-15}$

Газопроницаемость отбитых фракций угля, м^2 $Cc := 1.25 \cdot 10^{-22}$

Константы сорбции Ленгмюра:

Параметр изотермы сорбции, 1/Па $k := 0.207 \cdot 10^{-6}$

Максимальный объем метан в тонне угля, м^3/т $qmax := 49.3$

Природная газоносность пласта м^3/т $qr := 12$

Температура газа, К $T := 300$ Универсальная газовая постоянная, Дж/(моль*К) $R := 8.31$

Атмосферное давление, Па $P0 := 10^5$ Молярная масса метана, кг/моль $M := 16 \cdot 10^{-3}$

Динамическая вязкость газа, Па*сек $\mu := 0.0108 \cdot 10^{-3}$

Плотность метана, кг/м^3 $\rho 2 := M \cdot \frac{P0}{R \cdot T}$ $\rho 2 = 0.642$

Пластовое давление метана по изотерме Ленгмюра $Pпл := P0 + \frac{qr}{k \cdot (qmax - qr)}$ $Pпл = 1.654 \times 10^6$

Объемная масса угля, кг/м^3 $\rho y := 1280$

Зольность угля на лавном конвейере $n := 0.27$

Предельная сорбция (масса метана к объему угля), кг/м^3 $bl := qmax \cdot 10^{-3} \cdot M \cdot \frac{P0}{R \cdot T} \cdot \rho y$ $bl = 40.5$

Параметр газопроводности угля, $A0 := \frac{C}{\mu \cdot П}$ Параметр газопроводности отбитого угля, $A01 := \frac{Cc}{\mu \cdot П}$

Параметр газопроводности кровли $A1 := \frac{C1}{\mu \cdot П1}$ $\xi := \frac{1 - П}{П} \cdot \frac{R \cdot T}{M}$

Таблица 7.2 - Горно-геологические условия

Мощность пласта, м $m := 2.23$

Длина лавы, м $L0 \equiv 240$

Минимальное сечение очистной выработки, кв.м $Sоч := 6.8$

Концентрация метана в воздушном потоке в штреке на входе в очитсной забой, в долях единицы $Cвх := 0.0005$

Максимально допустимая концентрация метана в исходящей струе, в долях единицы $Cкр := 0.01$

Максимально допустимая скорость вентиляционного потока в лаве, м/с $Vmax := 4$

Режим работы очистного забоя:

Количество рабочих смен в сутки $nраб := 3$

Длительность рабочей смены, час $tраб := 6$

Длительность ремонтной смены, час $tрем := 6$

Длительность работы в сутки, час $Tраб := 24 - tрем$ $Tраб = 18$

Параметры вентиляционного потока по результатам газовой съемки в ремонтную смену

Фактические перетоки вентиляционной струи через креь в выработанное пространство, $м^3/м^3$ $\eta\eta := -0.00204$

Массовый отток или приток метана через крепь в выработанное пространство, кг/мин $QF := -1.277$

Максимально допустимый расход воздуха на входе в очистную выработку, куб м/сек $Qочmax := Sоч \cdot Vmax$

$Qочmax = 27.2$

Максимально допустимое содержание метана в исходящей струе, кг/мин $Qch4 := 60(Cкр - Cвх) \cdot \left(\frac{Qочmax}{1 + \eta\eta} \right) + \frac{QF}{\rho 2}$

$Qch4 = 13.546$

Длина зоны притоков метана $L := L0 - 20$

Примечание: поправка Коликова К.С. учет зоны дегазации угля в оконтуривающие выработки: на расстонии 10 м от штрека вглубь пласта метана почти нет.

Таблица 3 Характеристики механизированного комплекса и комбайна

Координата места расположения комбайна в лаве (от начала движения),м $y1 := 20$

Высота заходки комбайна равна мощности пласта $m = 2.23$

Ширина заходки комбайна, м $\Delta h := 0.8$

Коэффициент безаварийной работы комбайна в рабочей смене (надежность) $Кисп := 0.95$

Длительность концевой операции комбайна (после производительной заходки) - перед операцией зачистки забоя), сек $t1 := 300$

Время остановки в начале и конце смены, мин $t0 := 20$

Скорость обратного движения комбайна, м/мин

Предложение С.В. Сластунова: скорость обратного движения комбайна (на зачистке) перед очередным циклом заходки - равна скорости движения комбайна при отбойке угля.

Примечание Каркашадзе Г.Г. : скорость движения комбайна на зачистке всегда больше 0, 3 м/мин (0.005 м/с)

Длительность концевой операции комбайна (после зачистки) перед очередным циклом, сек $t2 := 300$

Гранулометричекий состав угля на лавном конвейере

Средевзвешенный размер фракции $R0 \equiv 13.65 \cdot 10^{-3}$

Скорость движения лавного конвейера, м/с $Vk := 2.4$

Суммарное время перед очередным циклом заходки, сек $t123(v) := t1 + \frac{L0}{v \cdot (v > 0.005) + 0.005 \cdot (v \le 0.005)} + t2$

Решение дифференциального уравнения

Количество шагов в расчете LL $N1 := 500$

Количество шагов в расчете TT $N2 := 500$

Given

$$P_t(x,t) \cdot \left[1 + \frac{\xi \cdot k \cdot bl}{(1 + k \cdot P(x,t))^2}\right] = A0 \cdot P(x,t) \cdot P_{xx}(x,t) + A0 \cdot P_x(x,t)^2$$

Граница на бесконечности $LL := 10.0$ $P(x,0) = Pпл$ $P(0,t) = P0$

$P_x(LL,t) = 0$ $P(LL,t) = Pпл$

Время $TT \equiv 60 \cdot 60 \cdot 6$ сек

$$P := Pdesolve\left[P, x, \begin{pmatrix} 0 \\ LL \end{pmatrix}, t, \begin{pmatrix} 0 \\ TT \end{pmatrix}, N1, N2\right]$$

Удельный приток метана из забоя, м^3/(м^2*с) $q(x,t) := \frac{C}{\mu}\cdot\left(\frac{d}{dx}P(x,t)\right)$

Абсолютный приток метана из забоя, куб м/мин $QQ(x,t) := 60\cdot m\cdot L0\cdot q(x,t)$

Приток метана из очистного забоя при расположении комбайна в координате y1 $y1 = 20$

$$Q1(v) := (1-n)\cdot m\cdot\int_0^{y1} q\left(0,\frac{L0-y}{v}\right)dy$$

$$Q(v) := Q1(v) + (1-n)\cdot m\cdot\int_{y1}^{L} q\left[0,t1+\frac{L0}{[v\cdot(v>0.005)+0.005\cdot(v\le 0.005)]}+t2+\frac{y-y1}{v}\right]dy$$

$$QQQ(v) := (1-n)\cdot m\cdot\int_0^{L} q\left(0,\frac{L0-y}{v}\right)dy$$

$Q(v) := Q(v)\cdot(Q(v)>0)$

Расчет давления в отбиваемом угле

Среднее давление газа в порах отбиваемого угля

$$Pcp(v) := \frac{\int_0^{\Delta h} P\left(x,\frac{2.5L0}{v}+t1+t2\right)dx}{\Delta h}$$

$Pcp(v) := Pcp(v)\cdot(Pcp(v)>P0) + P0\cdot(Pcp(v)<P0)$

$\chi := \frac{Pcp(0.171)}{Pпл} = 0.769$

Приток метана из частицы угля радиусом R0

Давление в отбитом угле, Па $P1 := \chi\cdot Pпл$

Решение дифференциального уравнения полярно симпетричной задачи

Количество шагов в расчете расстояния $N11 := 100$

Количество шагов в расчете времени $N22 := 10^3$

Решение дифуравнения

Given

$$PR_t(r,t)\cdot\left[1+\frac{\xi\cdot k\cdot bl}{(1+k\cdot PR(r,t))^2}\right]=A01\cdot PR(r,t)\cdot PR_{rr}(r,t)+A01\cdot PR_r(r,t)^2+A01\cdot\frac{2}{r}\cdot PR(r,t)\cdot PR_r(r,t)$$

$PR(r,0)=P1$ $\quad PR(R0,t)=P0$ $\quad R00:=0.001\cdot R0$ $\quad PR_r(R00,t)=0$

$TT\equiv 3600\cdot 24\cdot 30\cdot 6$

$$PR:=Pdesolve\left[PR,r,\begin{pmatrix}R00\\R0\end{pmatrix},t,\begin{pmatrix}0\\TT\end{pmatrix},N11,N22\right]$$

Удельный приток метана из частицы угля, м^3/(м^2*с)

$$qR(r,t):=-\frac{Cc}{\mu}\cdot\left(\frac{d}{dr}PR(r,t)\right)$$

Интегральный поток метана с поверхности отбитого угля за время t, куб. м

$$Vch4(t):=\int_0^t 4\cdot\pi\cdot R0^2\cdot qR(R0,t)\,dt$$

Относительная дегазация отбитого угля за время t, куб.м/куб м

$$qqR(t):=\frac{Vch4(t)}{\left(\frac{4\cdot\pi\cdot R0^3}{3}\right)}$$

Приток метана из отбитого угля $\quad QCH4(v,t):=(1-n)\cdot v\cdot m\cdot\Delta h\cdot\frac{3}{R0}\cdot qqR(t)\cdot 60$

Приток метана из отбитого угля в лаву при расположении комбйна в координате y1 составляет

$$Q4(v,y1):=(1-n)\cdot v\cdot m\cdot\Delta h\cdot\frac{3}{R0}\cdot qqR\left(\frac{L0-y1}{Vk}\right)$$ куб. м /сек

Удельный приток метана из-под крепи пород кровли(в месте расположения крепи , м^3/(м^2*сек)

Given

$$P11_t(x,t)=A1\cdot P11(x,t)\cdot P11_{xx}(x,t)+A1\cdot P11_x(x,t)^2$$

Граница на бесконечности,м $\quad LL:=10$ $\quad P11(x,0)=Pпл$ $\quad P11(0,t)=P0$

$P11_x(LL,t)=0$ $\quad P11(LL,t)=Pпл$ $\quad TT:=60\cdot 60$

$$P11:=Pdesolve\left[P11,x,\begin{pmatrix}0\\LL\end{pmatrix},t,\begin{pmatrix}0\\TT\end{pmatrix},N1,N2\right]$$

$$q11(x,t) := \frac{C1}{\mu}\cdot\left(\frac{d}{dx}P11(x,t)\right)$$

Интегральный приток метана из-под пород кровли (из почвы) в месте расположения крепи, м^3/с

$$Q11(v) := \Delta h\cdot\int_0^L q11\left(0,\frac{L0-y}{v}+t123(v)\right)dy$$

$$Q11(v) := Q11(v)\cdot(Q11(v)>0)$$

Примем, что из-под крепи почвы и кровли поступает одинаковый поток метана (свойства одинаковы)

Удельный приток метана из пород свежеобнаженной кровли, м^3/(м^2*сек)

Given

$$P2_t(x,t) = A1\cdot P2(x,t)\cdot P2_{xx}(x,t) + A1\cdot P2_x(x,t)^2$$

Граница на бесконечности,м $LL = 10$ $P2(x,0) = Pпл$ $P2(0,t) = P0$

$P2_x(LL,t) = 0$ $P2(LL,t) = Pпл$ $TTT := 6\cdot 60\cdot 60$

$$P2 := Pdesolve\left[P2,x,\begin{pmatrix}0\\LL\end{pmatrix},t,\begin{pmatrix}0\\TTT\end{pmatrix},N1,N2\right]$$

$$q2(x,t) := \frac{C1}{\mu}\cdot\left(\frac{d}{dx}P2(x,t)\right)$$

Интегральный приток метана из кровли при расположении комбайна в конце заходки, м^3/сек

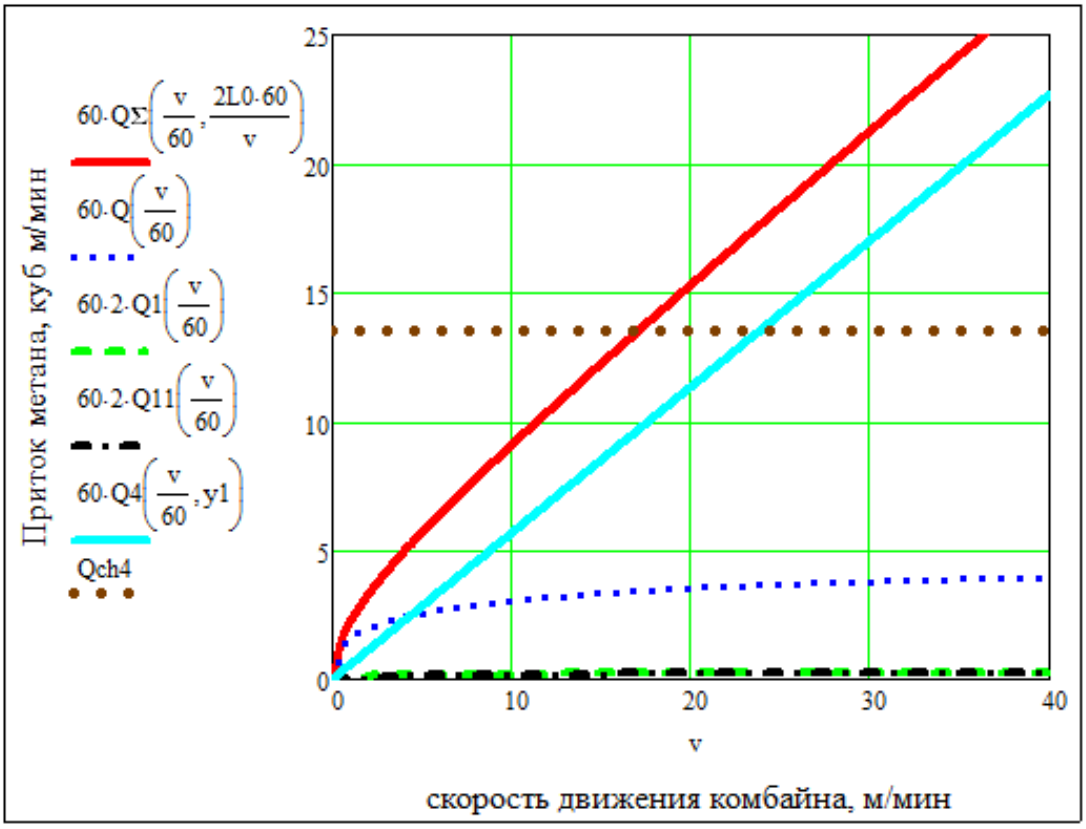
$$QQ1(v) := \Delta h\cdot\left(\int_0^{y1} q2\left(0,\frac{L0-y}{v}\right)dy\right)$$

$$QQ1(v) := QQ1(v) + \Delta h\cdot\int_{y1}^{L} q2\left[0,t1+\frac{L0}{[v\cdot(v>0.005)+0.005\cdot(v\le 0.005)]}+t2+\frac{y-y1}{v}\right]dy$$

$$Q1(v) := QQ1(v)\cdot(QQ1(v)>0)$$

Суммарный приток метана из всех источников

$$Q\Sigma(v,t) := Q(v) + 2\cdot Q1(v) + 2\cdot Q11(v) + Q4(v,y1)$$



Решение уравнения относительно скорости комбайна

$$f(v) := 60 \cdot Q\Sigma(v, y1) - Qch4$$

$$vk := root(f(v), v, 0.001, 50)$$

$$vk = 0.285$$

Максимально допустимая скорость движения комбайна в процессе выемки угля, м/мин $vk0 := 60 \cdot vk$

$$vk0 = 17.119$$

Коэффициент машинного времени сучетом пересменок и концевых операций

$$Кмаш := \frac{\frac{L0}{vk}}{\frac{L0}{vk} + t123(vk)} \cdot \frac{6 \cdot 60 - t0}{6 \cdot 60}$$

$$Кмаш = 0.348$$

Суточная нагрузка на очистной забой

$$Асут(vk) := \frac{Кисп \cdot Кмаш \cdot Траб \cdot 60 \cdot \rho y \cdot m \cdot \Delta h \cdot vk0}{1000}$$

Расчет нагрузки на очистной забой

$$Асут(vk) = 1.396 \times 10^4 \quad т/сут$$

Расчет газообильности очистного забоя

$$60 \cdot Q\Sigma\left(\frac{vk0}{60}, \frac{2L0 \cdot 60}{vk0}\right) = 13.546 \quad м^3/мин$$

Приложение В

МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ШАХТНОГО ЭКСПЕРИМЕНТА ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПЛАСТОВОГО ДАВЛЕНИЯ, ПРОНИЦАЕМОСТИ И ПАРАМЕТРОВ СОРБЦИИ РАЗРАБАТЫВАЕМОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

Интенсивность метановыделения из угольного пласта в существенной степени зависит от степени микро- и макротрещиноватости угля, его коллекторских и сорбционных характеристик, газоносности и давления газа. Определяющий физический параметр – газопроницаемость угольного пласта, от величины которой зависит темп дегазации и остаточная метаноносность угля.

Представленные параметры составляют основу для решения актуальных задач определения прогнозных значений дебитов пластовых дегазационных скважин, что в конечном счете определяет эффективность способов пластовой дегазации, а также теоретического прогноза метанообильности выработанного пространства и расчета предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору.

В соответствии с данной Методикой в процессе испытаний измерительной скважины получают две качественно отличающиеся кривые:

• первая, на стадии закрытой скважины – изменение давления метана в скважине в течение времени (кривая восстановления давления – КВД);

• вторая, на стадии дегазации угольного пласта – изменение дебита метана из скважины, коллекторских и сорбционных характеристик в течение времени.

Описание экспериментальных работ. 1. Определение пластового давления, проницаемости и сорбционных параметров угля. Целью методики является определение пластового давления, проницаемости и параметров сорбции разрабатываемого угольного пласта.

Главная идея экспериментальных работ заключается в измерении установившегося расхода метана из дегазационной скважины и давления в закрытой дегазационной скважине в течение времени (КВД). Обработка результатов замеров позволяет определить кроме пластового давления, проницаемость угольного пласта и параметры сорбции, от которых зависит динамика десорбции метана.

Сорбционные параметры угольного пласта входят в изотерму сорбции Ленгмюра, м^3/т

$$q = \frac{q_0 P}{P_L + P}, \qquad (1)$$

где q_0 – предельный нормальный объем газа в единице массы угля (сорбционная емкость), нор.м^3/т; P_L – постоянная, имеющая размерность давления, Па.

На рисунке В.1 представлена принципиальная схема проведения испытаний.

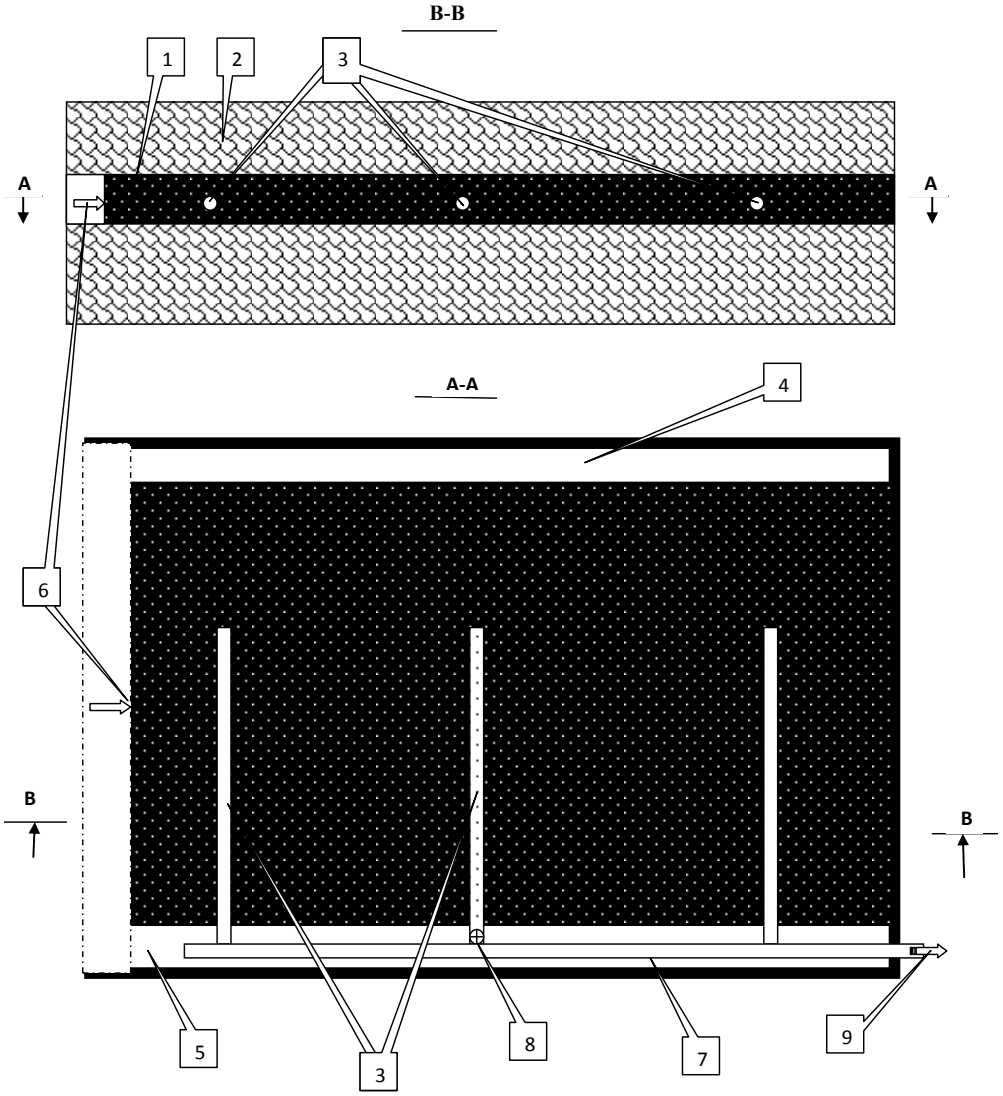


Рисунок В.1 – Методика определения сорбционных характеристик угольного пласта и пластового давления:

1 – пласт; 2 – вмещающие породы; 3 –пластовые скважины;

4 ,5 –подготовительные выработки; 6 – направление хода лавы; 7 – магистральный газопровод;

8 – аппаратура для измерения давления газа, 9 – направление потока.

Угольный пласт 1 окружен вмещающими породами 2. В пласт пробурены дегазационные скважины 3. Система разработки – столбовая. Пласт оконтурен вентиляционным и откаточным штреками 4 и 5. Дегазационные скважины 3 подключены к магистральному газопроводу 7. Экспериментальная дегазационная скважина 3 оснащена измерительной аппаратурой 8, включающей манометр, расходомер и вентиль (на данном рисунке не показаны). Газ из магистрального газопровода 7 извлекается вакуум-насосной станцией (ВНС).

На основе компьютерной обработки экспериментальных материалов определяют искомые фильтрационные и сорбционные свойства: пластовое давление, коэффициент газопроницаемости угольного пласта, две константы Ленгмюра (давление P_L и сорбционная емкость q_0).

На рисунке В.2 показано, что измерительной аппаратурой оснащена одна скважина 2, пройденная в угольном пласте 1.

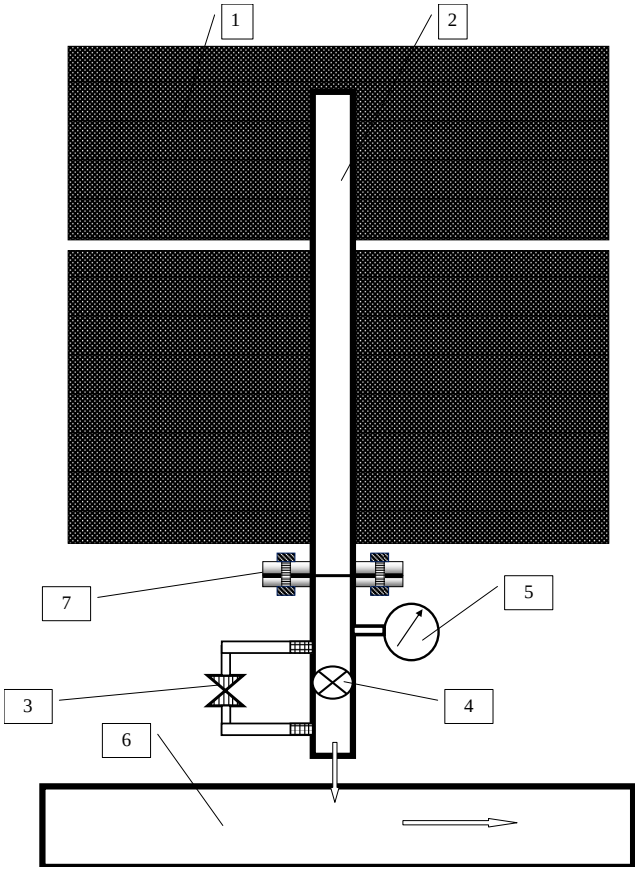


Рисунок В.2 – Экспериментальная скважина с измерительной аппаратурой

1 – пласт; 2 – экспериментальная скважина; 3 – расходомер метана; 4 – кран; 5 – манометр; 6 – магистральный трубопровод; 7 –флянцевое соединение измерительного блока с трубой

Эта скважина 2 в основном работает как дегазационная, однако, через фиксированное временя ее перекрывают с целью снятия кривой восстановления давления. На устье скважины устанавливают расходомер 3, кран или вентиль 4 и манометр 5. Отводы под расходомер 3 должны обеспечивать возможность герметизации при отключении расходомера. Устье скважины соединено с магистральным трубопроводом 6. С помощью данной аппаратуры производят измерения дебита и давления метана в скважине.

Этой информации достаточно для расчета искомых показателей угольного пласта. Между вентилем 4 и магистральным трубопроводом 6 устанавливается диафрагма для текущего контроля дебита метана.

Применяемое оборудование. 1. Расходомер, обеспечивающий измерение расхода метана при дебите порядка 0,03 м^3/мин. Для этой цели подходит шахтный прибор ПГ-2МА (рисунке В.3).

Рисунок В.3 – Прибор ПГ-2МА

Согласно техническим характеристикам, прибор ПГ-2МА предназначен для ведения текущего прогноза выбросоопасности в подготовительных, нарезных и очистных выработках шахт, а также для измерения начального газовыделения из шпуров (расхода газа).

Возможно также применение пластиковых ротаметров ЭМИС-МЕТА 210 и 210-Р (рисунок В.4), предназначенных для измерения расхода чистых неагрессивных жидкостей и газов (таблица В.1).

Рисунок В.4 – Пластиковые ротаметры ЭМИС-МЕТА 210

Таблица В.1 – Типы расходомеров

Диаметр трубопровода (D_y), мм	Обозначение	Диапазон расхода, м^3/ч	
		минимум	максимум
10	ЭМ 210-010А-Г	0,72 (0,012 м^3/мин)	72 (1,2 м^3/мин)
	ЭМ 210-010Б-Г	1,44	14,4
	ЭМ 210-010В-Г	2,88	28,8
	ЭМ 210-010Г-Г	4,32	43,2
Примечание. Подробное описание на сайте: http://www.emis-kip.ru/prod/?item=92			

Для решения поставленной задачи подходит расходомер ЭМ 210-010А-Г, вкручиваемый трубопровод диаметром 10 мм.

2. Манометр, обеспечивающий измерение давление метана в закрытой скважине в диапазоне до МПа.

Для этой цели подходит манометр типа ТВ, серия 10, подробное описание которого представлено на сайте http://www.rosma.spb.ru/catalog/?id_model=338.

Согласно техническим характеристикам манометр ТВ предназначен для измерения давления не агрессивных к медным сплавам жидких и газообразных,

не вязких и не кристаллизующихся сред с температурой до 150 °С (диаметр корпуса: 150, 250 мм; класс точности 1,5; диапазон показаний прибора 0-4 МПа (до 6 МПа); рабочая температура окружающей среды от –60 до 60 °С; измерительный элемент – стрелочный механизм; резьба присоединения для диаметров корпуса Ø 100, 150, 250 составляет М20×1,5.

3. Вентиль, кран или заслонка, для перекрытия потока газа из скважины.

Для этой цели подходит кран стальные шаровые 11с67п, представленные в таблице В.2 (более подробно на сайте http://bolarm.ru/catalog/85.html).

Таблица В.2 – Краны шаровые

Диаметр D_y, мм	Строительная длина, мм	Вес, кг
40	165	7,5
50	180	10
65/50	200	12

Примечание. Выбор вентиля, крана или заслонки может быть скорректирован по месту сборки.

Последовательность проведения испытаний:

1. Дегазационную скважину переоборудуют в соответствии рисунком В.2.

2. Измеряют дебит метана из дегазационной скважины в течение суток с периодичностью один раз в смену (таблица В.3). Перед закрытием скважины дебит метана замеряют в течение одного часа через каждые десять минут. В случае установившегося режима фильтрации дебит метана практически не меняется.

Таблица В.3 – Измерение дебита метана

Номер п/п	Дата, время измерения	Дебит метана, $м^3$/мин
1		
2		
3		

3. Перекрывают поток газа из скважины краном на время до 10 сут. Периодичность замеров давления определяется объемом и величиной

установившегося дебита скважины и уточняется непосредственно перед снятием КВД. Ориентировочно замеры давления в первые два часа выполняют через 20 мин. В последующие 4 ч через час. Далее – один раз в смену. Результаты измерений записывают в таблицу В.3. В примечаниях отмечаются результаты визуального осмотра устья скважины, наличие утечек и т.п.

Результаты измерений заносят в таблицу В.4.

Таблица В.4 –Измерение давления газа

Номер п/п	Дата, время измерения	Показания манометра, МПа	Примечания
1			
2			
3			
…			

4. Через 10-12 сут открывают кран, перекрывающий поток метана из скважины и измеряют дебит метана в течение суток. Если дебит метана продолжает изменяться – измерения продолжают до наступления установившегося режима фильтрации. Периодичность замеров – один раз в сутки. Результаты измерений дебита заносят в таблицу В.5.

Таблица В.5 – Дебит метана из скважины

Номер п/п	Дата, время измерения	Дебит метана, $м^3$/мин
1		
2		
3		
…	До наступления установившегося режима фильтрации метана	…

Пример реализации. В основе Методики лежат возможности компьютерного моделирования процесса дегазации угольного пласта через

скважину на основе фундаментальных уравнений математической физики. При этом физико-математическая модель процесса массопереноса метана в угольных пластах достаточно хорошо известна и описана в работах [1, 2, 3].

Компьютерное моделирование осуществляется методом конечных элементов по авторским разработкам специалистов МГГУ и АО «СУЭК-Кузбасс».

Предварительно собрана доступная информация по исследуемому угольному пласту, представленная в таблице В.6.

Таблица В.6 – Свойства угольного пласта

Модуль деформации угля, Па	$2 \cdot 10^{9}$
Коэффициент Пуассона угля	0,32
Коэффициент сжимаемости зерна, 1/Па	$1{,}067 \cdot 10^{-10}$
Предельная сжимаемость угля	0,01
Эффективная пористость угля	0,025
Эффективная пористость кровли	0,025
Эффективная пористость почвы	0,025
Проницаемость кровли, $м^2$	$0{,}15 \cdot 10^{-15}$
Проницаемость почвы, $м^2$	$0{,}15 \cdot 10^{-15}$
Динамическая вязкость газа, Па·с	$1{,}08 \cdot 10^{-5}$
Длина скважины, м	120
Газовая постоянная, Дж/(моль·К)	8.31
Температура газа, К	300
Молекулярный вес, кг/моль	$16 \cdot 10^{-3}$
Мощность пласта, м	2,0
Диаметр дегазационных скважин, м	0,076
Расстояние между скважинами, м	15

В процессе шахтных испытаний получено, что к моменту закрытия дегазационной скважины с целью измерения пластового давления дебит метана составлял 0,03 м^3/мин.

После закрытия скважины измерены в течение двух недель давление метана в скважине. Результаты замеров представлены в таблице В.7.

Таблица В.7 – Давление метана в измерительной скважине

Номер п/п	Время после закрытия скважины, сут	Величина давления, МПа
1	1	0,21
3	5	0,42
4	7	0,73
5	9	0,81
6	11	0,95
7	13	1,02

Примечание. Дата и время измерения пересчитано во время после закрытия скважины, сут

Полученной информации достаточно, чтобы определить неизвестные параметры. В результате компьютерного моделирования при различных исходных параметрах и сопоставлении результатов расчетов с фактическими результатами установлено, что наибольшее совпадении теории и практики достигается при условиях:

• коэффициент газопроницаемости угольного пласта – $1{,}5 \cdot 10^{-15}$ м^2;

• пластовое давление – $14{,}5 \cdot 10^5$ Па;

• константы Ленгмюра: q_0 = 50 м^3/т; $P_L = 48{,}3 \cdot 10^5$ Па

При этих значениях параметров результаты компьютерного моделирования дают следующие результаты. Дебит метана в скважину в течение времени представлен на рисунке 5, из которого следует, что скважина работала в режиме дегазации в течение месяца и приток метан в скважину к моменту ее закрытия составлял 0,03 м^3/мин, а после закрытия – нулю.

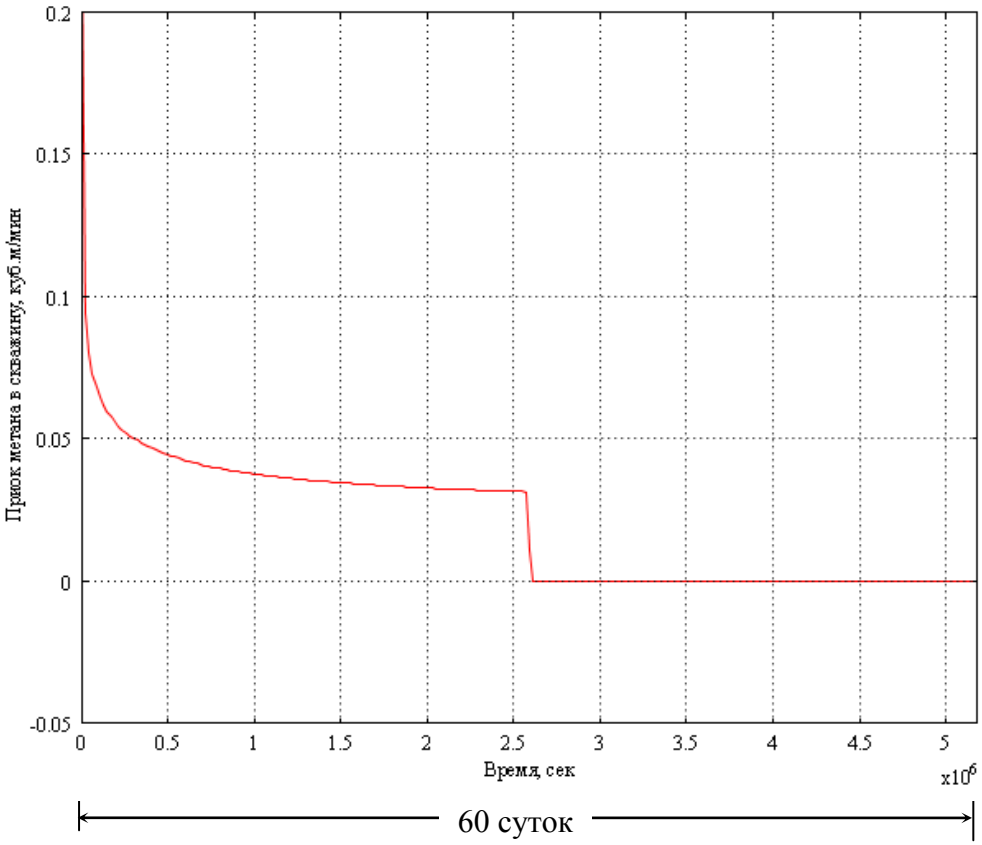


Рисунок В.5 – Приток метана в скважину в течение времени

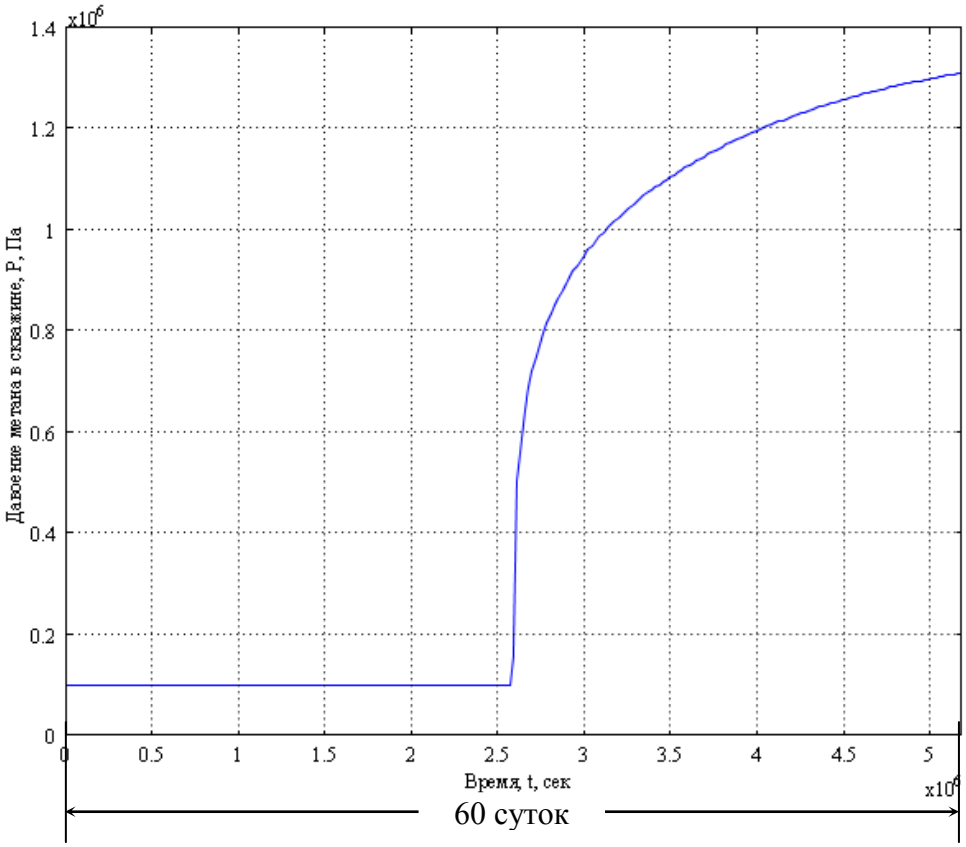


Рисунок 6 –Давления метана в закрытой скважине в течение времени

На рисунке В.6 представлена расчетная зависимость давления в скважине в течение времени. Фактические результаты измерений в производственных условиях достаточно хорошо согласуются с расчетами.

По результатам измерений возможно достоверное определение прогнозных значений дебитов пластовых дегазационных скважин, что в конечном счете определяет эффективность способов пластовой дегазации, а также достоверный прогноз максимально допустимой нагрузки на очистной забой, изложенной в работе [4].

Приложение Г

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГАЗОКИНЕТИЧЕСКИХ И ФИЛЬТРАЦИОННЫХ СВОЙСТВ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА В УСЛОВИЯХ ЕГО ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ

Настоящий документ «Методика определения газокинетических и фильтрационных свойств угольного пласта в условиях его гидравлической обработки» устанавливает методику измерений пластового давления метана, коэффициента газопроницаемости угольного пласта в его исходном и влажном состояниях и параметров сорбции Ленгмюра.

Для достоверного прогноза газообильности горных выработок в условиях интенсивной отработки угольных пластов и оценки газоотдачи угольного пласта при пластовой скважинной дегазации необходимо иметь данные о коллекторских свойствах угольного пласта, включая газоносность, пластовое давление метана, газопроницаемость и параметров сорбции Ленгмюра. Газоносность угольного пласта является базовой характеристикой, используемой для прогноза газобильности при производстве очистных работ. Широко используемый метод определения газоносности основан на измерении количества газа, содержащегося в отобранной в пласте пробе угля [1].

Пластовое давление метана, газопроницаемость пласта и константы сорбции Ленгмюра также являются параметрами, влияющими на притоки метана в дегазационные скважины, горные выработки и очистной забой. Предлагаемый прямой метод определения пластового давления метана заключается в измерениях давления газа непосредственно в относительно коротких скважинах, пробуренных из вентиляционного или конвейерного штреков.

В основе методики определения коллекторских свойств угольного пласта лежит метод экспериментального определения максимального давления метана в закрытой скважине и дебитов газа при свободном истечении из скважины. Далее на основе использования фундаментальных уравнений массопереноса и

современных методов компьютерного моделирования процесса истечения метана из скважины на основе решения обратной аналитической задачи определяют искомые коллекторские свойства, значения которых в наибольшей степени удовлетворяют теоретическим и экспериментальным данным.

В соответствии с разработанной Методикой в процессе испытаний измерительной скважины получают две различные кривые:

• первая, на стадии закрытой в устье скважины – изменение давления метана в скважине в течение времени (кривая восстановления давления – КВД);

• вторая, на стадии свободного истечения метана – изменение дебита метана из скважины во времени.

Описание экспериментальных работ. 1. Определение пластового давления, проницаемости и сорбционных параметров угля. Целью методики является определение пластового давления, проницаемости и параметров сорбции разрабатываемого угольного пласта.

Главная идея экспериментальных работ заключается в измерении установившегося расхода метана из дегазационной скважины и давления в закрытой дегазационной скважине в течение времени (КВД). На основе обработки результатов измерений и решения обратной аналитической задачи определяют пластовое давление метана, газопроницаемость угольного пласта и параметры сорбции Ленгмюра.

Сорбционные параметры угольного пласта являются составной частью изотермы сорбции Ленгмюра:

$$q = \frac{abP}{1 + bP}$$

где q – текущая газоносность (метаноносность) угля, нор.м^3/т; a– сорбционная емкостьугля, нор.м^3/т; b– коэффициент сорбции, Па$^{-1}$.

На рисунке Г.1 представлена принципиальная схема проведения испытаний. Угольный пласт 1 окружен вмещающими породами 2. В пласт пробурены экспериментальные скважины 3. Система разработки – столбовая. Пласт оконтурен вентиляционным и откаточным штреками 4 и 5. Экспериментальная

скважина 3 оснащена измерительной аппаратурой 8, включающей манометр, расходомер и вентиль (на рисунке не показаны). Газ из магистрального газопровода 7 извлекают на поверхность вакуум-насосной станцией (ВНС).

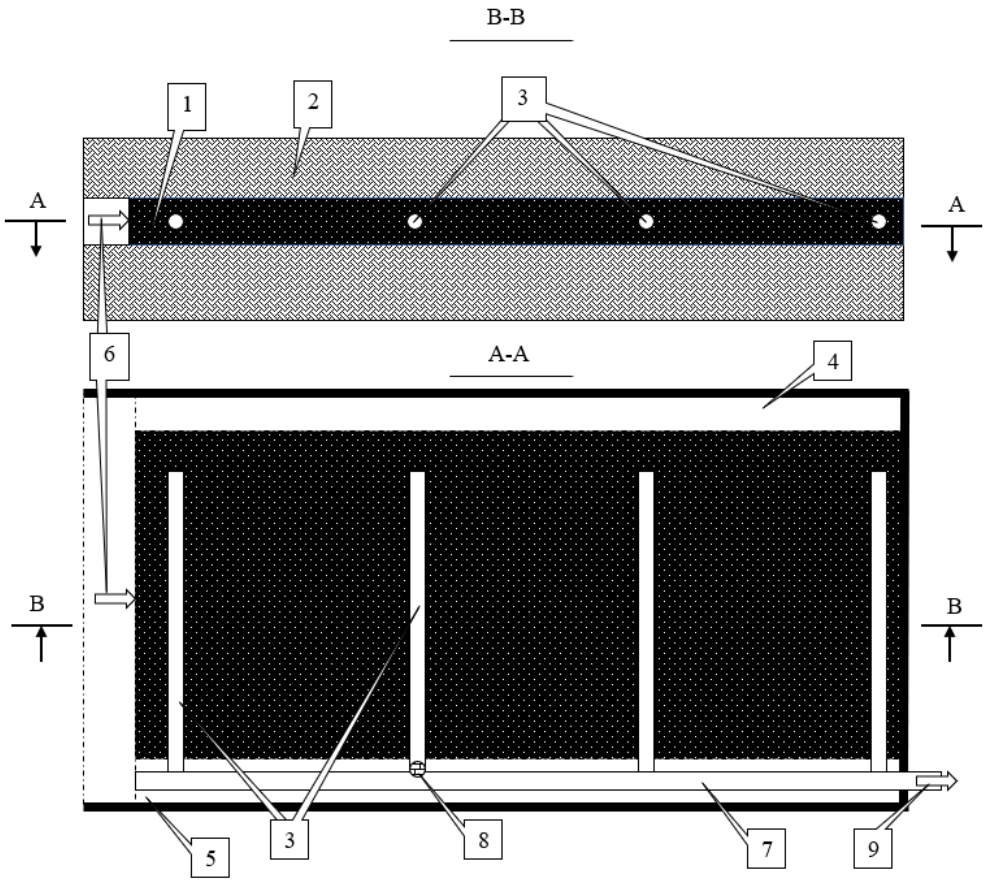


Рисунок Г.1 – К методике определения газокинетических и фильтрационных свойств угольного пласта в условиях его гидравлической обработки:

1 – угольный пласт; 2 – вмещающие породы; 3 – экспериментальные скважины; 4, 5 – вентиляционный и откаточный штреки; 6 – направление движения лавы; 7 – магистральный газопровод; 8 – аппаратура для измерения пластового давления,

9 – направление потока

На рисунке Г.2 показано, что измерительной аппаратурой оснащена одна скважина 2, пробуренная в угольном пласте 1. Эта скважина 2 в основном работает как дегазационная, при этом в какое-то время скважину перекрывают с целью снятия кривой восстановления давления. На устье скважины устанавливают расходомер 3, кран 6 и манометр (на рисунке не показан).

Расходомер-ротаметр для измерения дебита метана присоединяется к крану с помощью БРС-соединения. Устье скважины соединено с магистральным трубопроводом 6. С помощью данной аппаратуры производят измерения дебита и давления метана в скважине 5. Полученной информации достаточно для расчета искомых показателей угольного пласта.

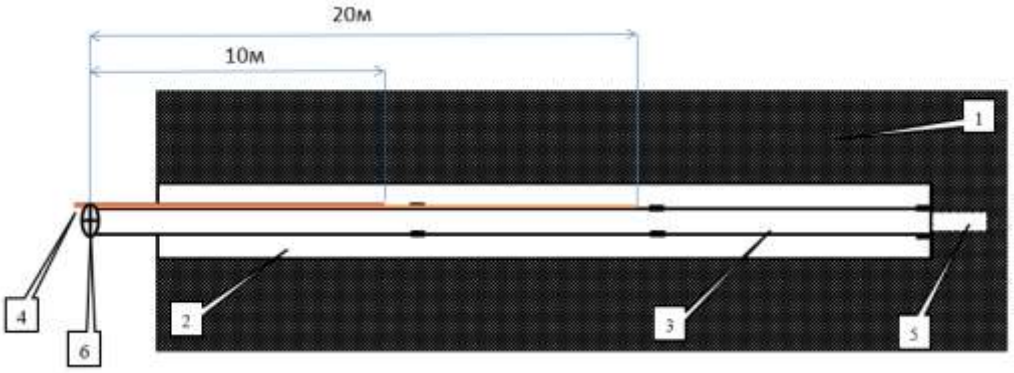


Рисунок Г.2 – Обустройство экспериментальной скважины:

1- угольный пласт; 2- экспериментальная скважина под ГРП диаметром 130 мм длиной 36 м; 3- обсадная колонная диаметром 70 мм; 4- шланги для подачи герметизирующих компонентов; 5 – разбуренный участок, длиной 2м 6 – гидравлический кран

Применяемое оборудование. Для изменения расхода газа из устья дегазационной скважины рекомендуются использовать пластиковые ротаметры Dwyer (рисунок Г.3), предназначенные для измерения расхода чистых неагрессивных жидкостей и газов. Для решения поставленной задачи подходит расходомер Dwyer, тарированный под расход газа, соединяемый с трубкой диаметром 10 мм. Требуемый диапазон измеряемого расхода газа 1-10 л/мин; 10-100 л/мин.

Поскольку ротаметр Dwyer тарирован на расход воздуха, то его показания, полученные в размерности л/мин, следует умножить на коэффициент 1,63. Поэтому, при показаниях ротаметра 10 л/мин, в перерасчете на чистый метан дебит составляет 16,3 л/мин.

Если идет из скважины поступает метановоздушая смесь (например, 74 % метана, 26 % воздуха), то перерасчет должен вестись с коэффициентом 1,4. Поэтому, при показаниях ротаметра 10 л/мин, в перерасчете на смесь газов истинный дебит составляет 14,0 л/мин.

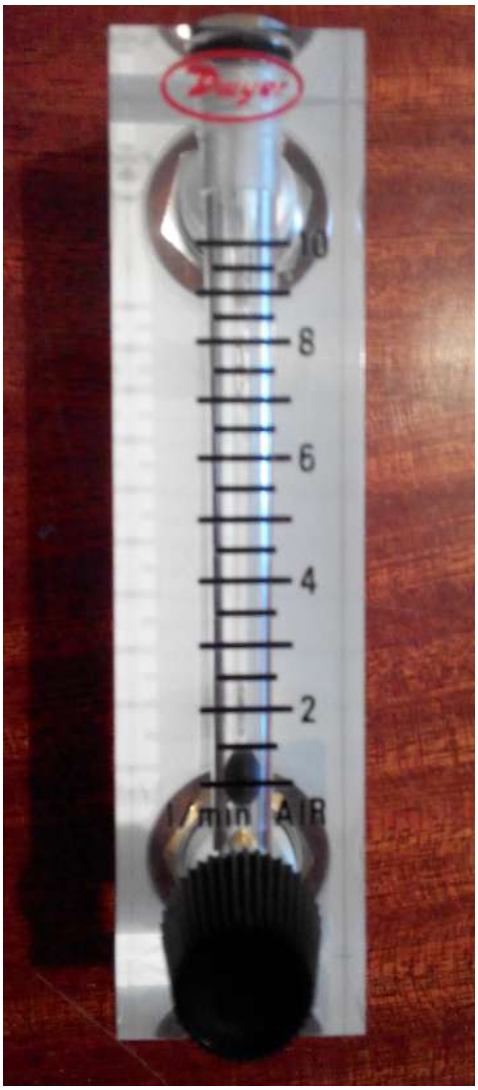


Рисунок Г.3 – Пластиковый ротаметр DwyerVFA-24-BV

Рисунок Г.4 – Переходник под ротаметр для гидравлического крана

Ротаметр подключают к гидравлическому крану через переходник. На рисунке Г.4 показан переходник, имеющий БРС-соединение для подключения к гидравлическому крану и резьбу для гибкого шланга, для подключения ротаметра. Данное устройство разработано сотрудниками шахты им С.М.Кирова и МГИ.

Для измерения давления жидкости в скважине в диапазоне давлений до 60 МПа предназначен манометр (рисунок Г.5).

Рисунок Г.5 – жидкостный манометр

Согласно техническим характеристикам, жидкостный манометр применяют для измерения давления не агрессивных к медным сплавам жидких не вязких и не кристаллизующихся сред с температурой до 150 °С. Измерительный элемент – стрелочный механизм. Для перекрытия устья скважины рекомендуется использовать кран шаровой БРС-25, предназначенный для установки в качестве запорного устройства, полностью перекрывающего поток рабочей среды на трубопроводах. Краны шаровые БРС-25 соответствуют требованиям ТУ374-00145630722-2003. Климатические исполнения по ГОСТ 15150-69 УХЛ У. Класс герметичности по ГОСТ 9544-93 А. Конструкция устьевой арматуры может быть скорректирована с применением промежуточных приспособлений.

Для измерения давления газа в скважине после истечения жидкости применяется газовый манометр с диапазоном давлений до 10 МПа (рисунок Г.6).

Рисунок Г.6 – Газовый манометр

Технологические варианты обустройства устья скважин. Высокая степень герметичности устья скважины играет важную роль при гидроразрыве угольного массива и является определяющим фактором эффективности проводимого гидравлического воздействия на пласт. Поэтому герметизация устья скважины должна выдерживать давление до 30 МПа.

После бурения скважины производят обсадку уже апробированными цельнотянутыми металлическими трубами диаметром 90 мм с толщиной стенки 5 мм.

Перед установкой труб в полость скважины к ним прикрепляют трубки для подачи герметизирующей двухкомпонентной смолы «Шахтиклей», «Carbofoam» или другого аналога. На конце обсадной колонны в забое скважины ставится манжета для исключения утечек смолы в полость скважины.

Трубки для подачи смолы в затрубное пространство скважины устанавливают в трех местах (в скважине на глубине – 30 м, в середине – 18 м и в устьевой части – 5 м). Герметизирующие компоненты нагнетают через трубки диаметром 10 мм. Для подачи двух компонент клея в затрубное пространство используют пневматический насос.

После затвердевания смолы, скважину подключают к лавной маслостанции в соответствии со схемой, приведённой на рисунке Г.7 и проводят гидроразрыв угольного пласта через скважину.

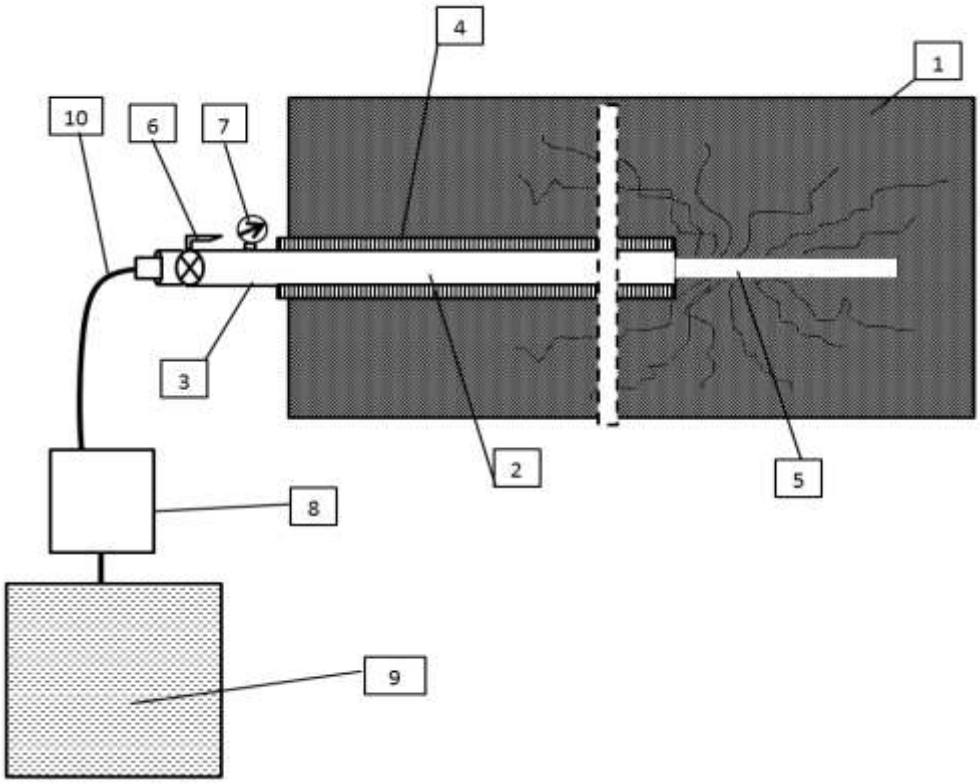


Рисунок Г.7 – Принципиальная схема проведения гидроразрыва: 1 – угольный пласт, 2 – скважина, 3 – обсадная труба, 4 – герметик, 5 – разбуренный участок, 6 – кран, 7 – манометр, 8 – насос, 9 – резервуар с водой, 10 – гидравлический рукав

Последовательность проведения испытаний. Скважина 2 бурится в угольный пласт, устанавливается обсадная труба 3, коаксиальное пространство между стенками скважины и обсадной трубой герметизируется смолой 4, далее дополнительно разбуривают участок скважины 5 (через обсадную трубу) из которого истекает метан, измерение дебита которого в течение времени осуществляют ротаметром (на рисунке не показан) из обсадной трубы 3 до наступления установившегося режима фильтрации и данные замеров заносят в таблицу Г.1.

Таблица Г.1 – Дебиты метана в исходном состоянии пласта

Номер п/п	Время после бурения дополнительного участка скважины, ч	Дебит метана, л/мин
1		
2		
3		
…	…	…

После стабилизации дебита метана во времени обсадную трубу 3 присоединяют через рукав 10 к насосу 8 с емкостью 9. Далее в скважину 5 через обсадную трубу 3 нагнетают воду под давлением 15-20 МПа, которая по природным и техногенным каналам проницаемости распространяется через полость скважины 5 в угольный пласт 1. При этом формируется гидравлическая связь нагнетаемой воды с метаном в угольном пласте 1. Затем устье скважины с обсадной трубой 3 закрывают краном 6. При этом с течением времени вода под остаточным давлением распространяется вглубь пласта 1, что фиксируется в виде понижения давления воды на манометре 7. Минимальное установившееся значение давления на манометре 7 соответствует искомой величине верхнего предела пластового давления метана в угольном пласте 1.

Данные замеров стабилизации давления воды в скважине записывают в таблицу Г.2.

Таблица Г.2 – Давление воды в скважине

Номер п/п	Время после закрытия скважины, ч	Давление воды в скважине, МПа
1		
2		
3		
…	…	…

Поле этого на устье скважины открывают кран 6 и избыточная свободная вода самоистечением выходит из угольного пласта 1. Капиллярная и поровая вода остается в угольном пласте 1, сохраняя его влажность, характерную для процесса гидрообработки. На заключительной стадии реализации способа аналогичным путем с помощью ротаметра (на рисунке не показан) фиксируют изменение дебита метана из скважины в течение времени, показатели заносят в таблицу Г.3.

Таблица Г.3 – Дебиты метана после гидрообработки

Номер п/п	Время после истечения воды, ч	Дебит метана, л/мин
1		
2		
3		
…	…	…

По второму варианту реализации способа после истечения воды устье скважины закрывают краном 6 и манометром 7 измеряют в ней установившееся пластовое давление метана. В этом случае реализуется режим нарастания давления метана от атмосферного до максимального, что соответствует искомой величине нижнего предела пластового давления метана в угольном пласте 1. Значения нарастающего давления в зависимости от времени заносят в таблицу Г.4. Замеры давления в начале процесса выполняют через 1 час в течение рабочей смены. Далее – один раз в сутки до стабилизации давления.

Таблица Г.4 – Давление метана в скважине

Номер п/п	Дата, время после закрытия скважины, ч	Давление газа, МПа
1		
2		
3		
…	…	…

Истинное пластовое давление метана определяют в диапазоне между величинами верхнего и нижнего пределов пластового давления.

Вместе с прямым определением пластового давления метана, полученной информации достаточно для определения параметров сорбции угольного пласта в исходном и влажном состояниях.

На основе компьютерной обработки экспериментальных данных определяют искомые фильтрационные и сорбционные свойства: коэффициент газопроницаемости угольного пласта и параметры сорбции Ленгмюра. Полученные результаты используют для обоснования предельно допустимых нагрузок на очистной забой по газовому фактору и оценки газоотдачи угольного пласта при пластовой скважинной дегазации.

Пример реализации. Угольный пласт «Болдыревский», шахта им. С.М. Кирова, разрабатывается по столбовой системе разработки. Из вентиляционного штрека лавы 24-58 пробурена скважина длиной 36 м. Обсадка скважины произведена стальными трубами диаметром 70 мм при толщине стенки – 5 мм. Коаксиальное пространство между скважиной и трубой заполняют путем нагнетания шахтного двухкомпонентного герметика «Шахтиклей». После герметизации скважина пробурена на дополнительную длину 3 м буровой коронкой диаметром 50 мм. Затем после обустройства скважины по фигуре 1 с помощью пластикового ротаметра фирмы Dwyerвыполнены замеры дебита метана, представленные в таблице Г.5.

Таблица Г.5 – Дебиты метана в исходном состоянии пласта

Номер п/п	Время после бурения дополнительного участка скважины, ч	Дебит метана, л/мин
1	1	6
2	4	5
3	12	4,5
4	48	4

Далее в скважину осуществили нагнетание воды под предельным давлением 14 МПа. Скважину закрыли и выдержали под давлением в течение 4 сут. Результаты измерений давление воды представлены в таблице Г.6.

Таблица Г.6 – Давление воды в скважине

Номер п/п	Время после закрытия скважины, ч	Давление воды в скважине, МПа
1	0	14
2	24	8,8
3	48	5,2
4	72	3,2
5	90	3,2

По данным таблицы Г.6 принимаем, что верхний предел пластового давления метана составляет 3,2 МПа.

Затем открывают кран и осуществляют самопроизвольный слив воды из скважины. После слива воды скважину закрывают краном 6 и манометром 7 измеряют нарастание давления метана в скважине, вплоть до величины нижнего предела пластового давления. Результаты измерений представлены в таблице Г.7.

Таблица Г.7 – Давление метана в скважине

Номер п/п	Время после закрытия скважины, ч	Давление метана в скважине, МПа
1	0	0,1
2	24	2,5
3	48	3,0
4	72	3,1

Таким образом, истинное пластовое давление метана определяется в диапазоне между верхним и нижним пределами и составляет 3,1-3.2 МПа.

В последующем измеряют дебит метана из скважины, результаты которого представлены в таблице Г.8.

Таблица Г.8 – Дебиты метана во влажном состоянии пласта

Номер п/п	Время после начала истечения воды, ч	Дебит метана, л/мин
1	0,5	90
2	6	50
3	24	45
4	96	40

Полученных данных достаточно для верификации сорбционных параметров угольного пласта в исходном и влажном состояниях.

На рисунке Г.8 показан результат верификации параметров сорбции по теоретической модели и шахтным измерениям для исходного пласта, по которым получены следующие результаты:

• коэффициент проницаемости k_1 = 0,04 мД;

• сорбционная емкость угля a = 30,5 м^3/т;

• параметр изотермы сорбции Ленгмюра $b = 0{,}26 \cdot 10^{-6}$ Па$^{-1}$.

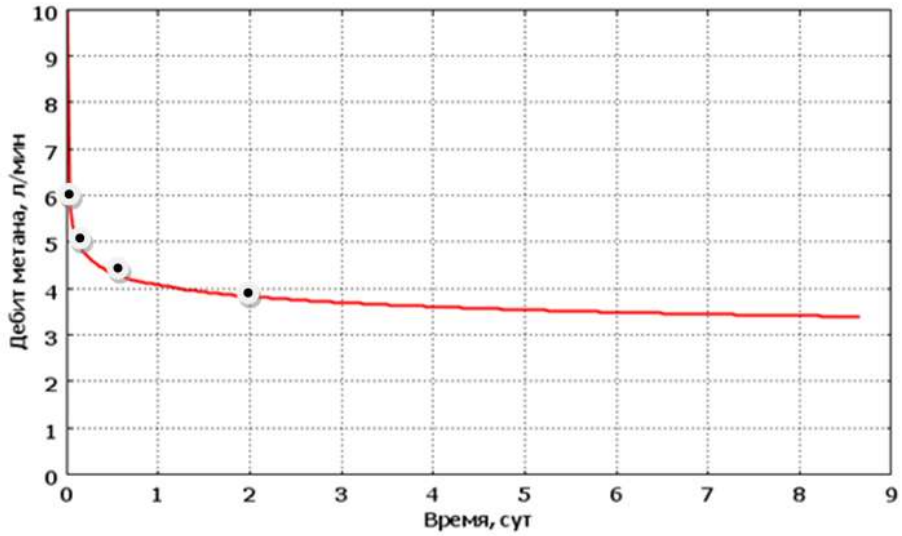


Рисунок Г.8 – Верификация искомых параметров для угля в исходном состоянии

На рисунке Г.9 показан аналогичный результат верификации для влажного угля:

• коэффициент проницаемости k_1 = 0,5 мД;

• сорбционная емкость угля a_1 = 24,1 м^3/т;

• параметр изотермы сорбции Ленгмюра $b_1 = 0{,}19 \cdot 10^{-6}$ Па$^{-1}$.

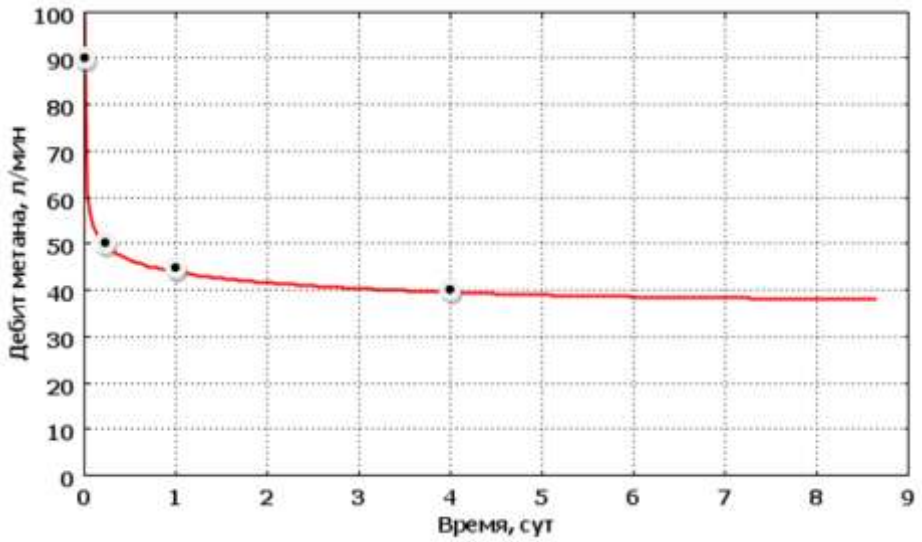


Рисунок Г.9 – Верификация искомых параметров для влажного угля

Таким образом, в соответствии с представленным способом оперативно осуществляют прямое определение пластового давления метана и далее путем верификации вычисляют параметры сорбции угольного пласта в исходном и влажном состоянии. Достоверность получаемой информации достигается за счет прямых экспериментов с натурным объектом.

Для повышения достоверности полученных сорбционных характеристик отбираются в шахте образцы угля для дополнительных исследований на лабораторной установке УДиУМа. Исследования проводятся по соответствующей методике.

Приложение Д

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ СОРБЦИИ УГЛЯ В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ

Область применения. Методика определения параметров сорбции угля в лабораторных условиях предназначена для определения объема сорбируемого метана и последующего построения изотерм сорбции Ленгмюра с искомыми параметрами сорбции.

Задачей методики является определение основных параметров массопереноса метана для задач пластовой дегазации угольных пластов.

Методика позволяет также в значительной степени обезопасить ведение горных работ на основании использования результатов для уточнения расчетов газообильности лавы при отработке угольного пласта и планировании безопасных нагрузок на очистной забой.

Определение объекта исследования. Получение корректных данных о параметрах сорбции обеспечивается периодическим отбором образцов угля по мере продвижения горных работ.

Необходимое оборудование и вспомогательные материалы. 1. Для проведения лабораторных работ используется:

• герметичный цилиндр, для которого необходимо учитывать следующие параметры: а) длина хода штока, мм; б) диаметр гильзы (цилиндра), мм; в) рабочее давление, МПа;

• герметичный контейнер для помещения угольного керна;

• баллон с метаном;

• манометр (до 30 бар) для измерения давления в цилиндре;

• прибор для измерения температуры окружающей среды, °С;

• весы;

• часы;

• штангенциркуль или рулетка для измерения смещения штока (при отсутствии миллиметровой шкалы на штоке).

2. Вспомогательные материалы:

• уплотнительные кольца для контейнера;

• чаша для взвешивания керна;

• молоток для дробления угля.

Описание и принцип действия лабораторного оборудования. Суть эксперимента состоит в том, чтобы насытить пробу угля метаном до определенной газоносности. На кинетику процесса сорбции метана влияют такие параметры как температура, размер угольной фракции, влажность угля, степень метаморфизма и др. Порядок действий следующий: проба угля помещается в герметичный стакан (рисунок Д.1), пространство цилиндра заполняется метаном, затем прикладывается нагрузка на шток сверху. Находясь под нагрузкой, шток будет опускаться вниз, создавая давление на поршень, а поршень, в свою очередь, будет сжимать газ в колбе и, тем самым, будет создавать необходимое для исследования давление газа в стакане с углем. Ход штока необходимо измерять на каждом этапе его опускания. Например, определенной расчетной массой груза создаем давление метана в 2 атмосферы. Шток опустится на определенную величину в цилиндр. Измерим эту величину. Оставим всю конструкцию на одни сутки. Угольная масса сорбирует некоторое количество метана при таком давлении и шток просядет еще на некоторую величину. Измерим также эту величину. Таким образом, получим, что при определенном давлении метана, а именно в 2 атм, уголь сорбировал определенное количество газа, максимальное для данного давления. Далее, давление газа следует ступенчато увеличивать. Расчетным путем определяется, какой объем газа сорбировал уголь. Эксперимент продолжается до тех пор, пока проба угля не будет насыщена до определенной расчетной газоносности при заданном давлении. На основании полученных данных строится изотерма сорбции Ленгмюра с искомыми параметрами сорбции.

Главное преимущество предлагаемой авторами установки для определения параметров сорбции и проницаемости угля перед аналогами является простота и надежность технической реализации. В данном случае не требуется применение дорогостоящего или уникального специального оборудования, точных измерительных приборов, требующих регулярной поверки, электроэнергии.

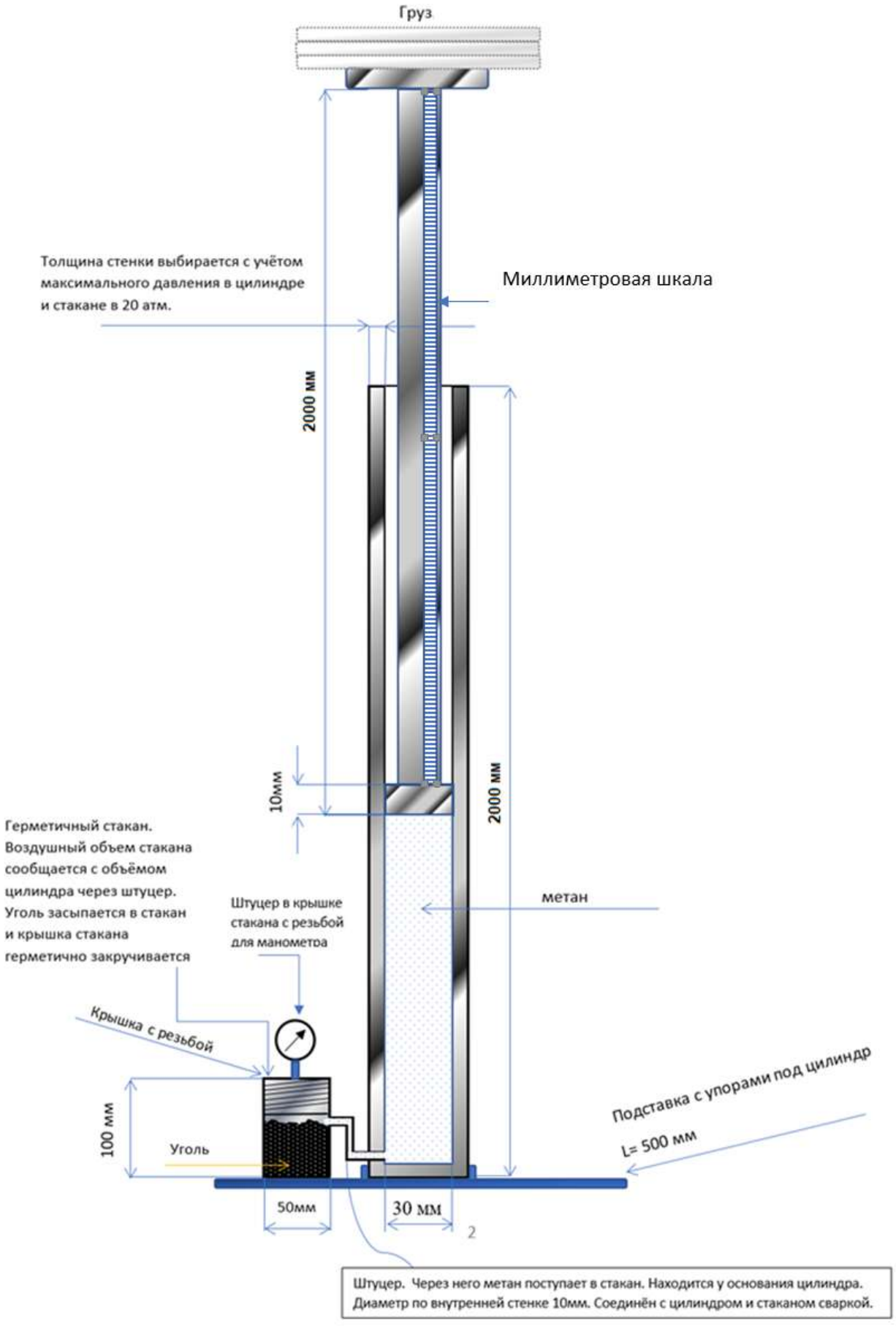


Рисунок Д.1 – Схема оборудования для проведения эксперимента

Подготовка оборудования и материалов. Перед началом работ необходимо провести подготовку цилиндра и контейнера для последующего заполнения газом и помещения дисперсных угольных фракций.

Основным элементом проверки является проверка стакана на герметичность под давлением. Для этого создается давление в цилиндре в 500 кПа, после чего герметичность конструкции проверяется погружением ее в воду. Если герметичность нарушена, принимаются меры к ее устранению (тщательная очистка резьбового соединения, смазка уплотнителя силиконом). Затем проводится повторная проверка.

После проведения проверки конструкции, цилиндр приводится в рабочее состояние – емкость цилиндра наполняется метаном при вытягивании штока до максимального верхнего положения. Уголь измельчается и засыпается в стакан. Крышка стакана герметично закручивается.

Определение количества газа, сорбированного в процессе нагружения штока. Подготавливаются бланки протоколов измерений. После подготовки аппаратуры начинается прикладывание груза на шток.

Измерение объемов сорбированного газа V_1. В протоколе испытаний фиксируются: L_1 – начальное положение штока (мм), температура T окружающей среды, ^{o}C, положение штока после приложения нагрузки L_2 (мм), положение штока L_3 после дополнительного проседания через время t.

Проводится расчет массы сорбированного газа массой угля, основываясь на данных изменения давления за время t и давления внутри контейнера. При этом:

1. Непосредственно после прикладывания груза на шток записывается время и начальное показание манометра, а также положение штока относительно верхнего края цилиндра по его шкале.

2. Производятся поэтапное увеличение нагрузки на шток, для создания необходимого давления в цилиндре. Например, если требуется построить кривую Ленгмюра по 7-ми точкам, то массу прикладываемого на шток груза следует рассчитывать для получения давления в цилиндре 2, 4, 6, 8, 10, 15 и 20 атм (всего 7 точек)

1. Паспорт контейнера*

Дата и время проверки контейнера (число/месяц/год, час-минута) _____

Номер контейнера _____

Отметка о проверке на герметичность (да-нет) _____

Вес контейнера с крышкой, кг _____

Объем контейнера, см^3 _____

Подготовку проводил _____ /_____/

(подпись) (расшифровка подписи)

2. Протокол шахтных измерений (V_1)*

Место отбора керна _____

(шахта, пласт, выработка)

Дата отбора керна (число/месяц/год) _____

Номер контейнера с керном _____

Общее число отобранных на данном участке кернов _____

Температура в месте отбора пробы, °С _____

Атмосферное давление в месте отбора пробы, кПа _____

Время начала выбуривания керна (час-минута) _____

Время окончания выбуривания керна (час-минута) _____

Атмосферное давление в месте отбора пробы, кПа _____

3. Протокол лабораторных измерений

Этап	Нагрузка на основание штока, кг	Ход поршня, мм	Доп. ход поршня через сутки, мм	Давление газа, атм	Масса сорбированного метана, г	Объем сорбированного метана в пересчете на тонну угля, м^3
1						
2						
3						
…						

Расчеты провел _____ /_____/

(подпись) (расшифровка подписи)

_____

* Составляется для каждой контейнера перед каждым использованием, закрепляется на контейнере.

Рисунок Д.2 – Протоколы измерений

По окончании измерений убрать груз со штока.

В итоге должно получиться несколько зависимостей типа давление – газоносность. На основании этих зависимостей строится график с одноименными осями.

На основании построенной изотермы Ленгмюра вычисляем искомые параметры сорбции.

Все текущие измерения заносятся в протокол (рисунок Д.2).

Пример реализации. Результаты эксперимента (таблица Д.1)

Таблица Д.1 – Предполагаемые результаты эксперимента

Этап	Нагрузка на основание штока, кг	Ход поршня, мм	Доп. ход поршня через сутки, мм	Давление газа, атм	Масса сорбированного метана, г	Объем сорбированного метана в пересчете на тонну угля, $м^3$
1	14,1	1035	10	2	0,114	1,9
2	28,2	518	10	4	0,234	3,9
3	42,4	163	10	6	0,336	5,6
4	56,5	77	10	8	0,369	6,15
5	70,6	48	10	10	0,48	8
6	106	52	10	15	0,606	10,1
7	141	25	10	20	0,72	12

Обработка результатов измерений. Расчетная часть выполняется на ЭВМ при помощи программы Mathcad-15.

На основании полученной зависимости типа давление – газоносность строим график (рисунок Д.3).

Далее при помощи средств программы Mathcad выполним расчеты параметров изотермы Ленгмюра.

При нулевой влажности угля из графика возьмем 2 точки:

$q_1 = 8$ $P_1 = 10^6$

$q_2 = 12$ $P_2 = 2 \cdot 10^6$

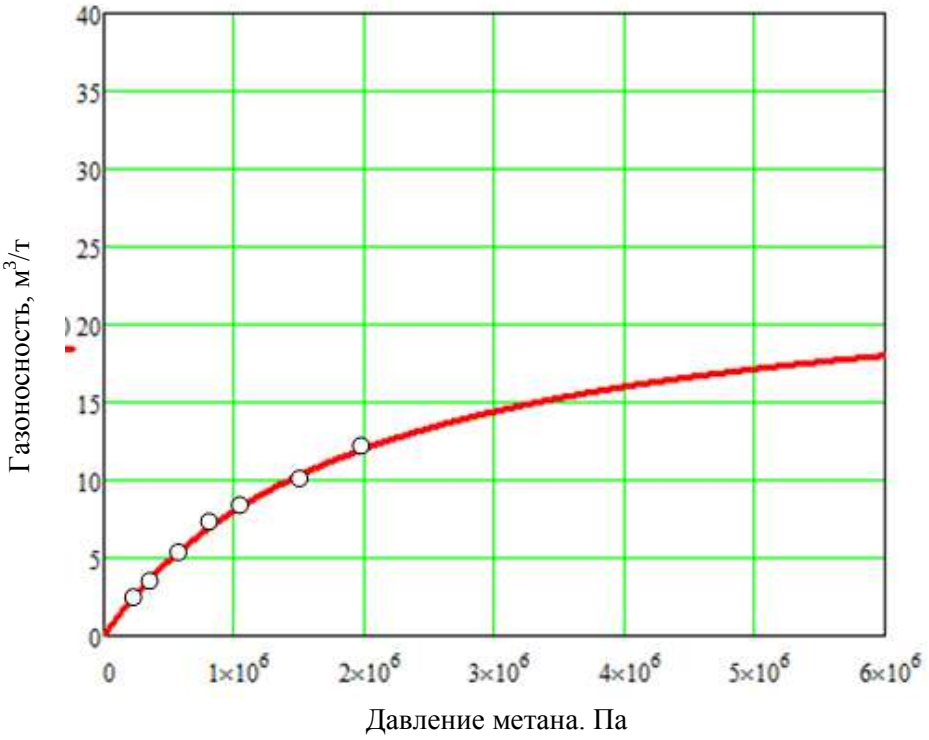


Рисунок Д.3 – Изотерма Ленгмюра. Зависимость объема сорбированного метана от давления

Тогда из уравнения Ленгмюра: $Q(P)=\frac{abP}{1+bP}$, вычислим параметры a и b, соответствующие этой кривой

$$b=\frac{1-\frac{P2}{P1}\frac{q2}{q1}}{P2\cdot(\frac{q1}{q2}-1)}=5\cdot10^{-7}$$

$$a=q1\cdot\frac{1+a\cdot P1}{a\cdot P1}=24$$

Таким образом, из кривой Ленгмюра параметры сорбции определяются как: b=5·10^{-7} Па$^{-1}$; a=24 м^3/т.

Приложение Е

А К Т

выполнения работ по гидроразрыву пласта «Болдыревский» на шахте им. С.М. Кирова через скважину ПодзГРП №3 на выемочном участке 24-58

Мы, нижеподписавшиеся:
представители УДиУМ, зам. главного инженера по технологии Комиссаров И.А., инженер-технолог Хаутиев А.М-Б., зам начальника участка № 3 Демин С.Л.;

представители шахты им. С.М.Кирова, главный инженер Сметанин В.С., зам. гл. инженера по вентиляции Малафеев А.В.;

представитель Горного института НИТУ «МИСиС», руководитель НИР, проф., д-р техн. наук Сластунов С.В.

составили настоящий акт о следующем.

Работы проводились в соответствие со следующими документами:

• Технологическая часть проекта по предварительной дегазации пласта «Болдыревский» на поле шахты им. Кирова на выемочном участке 24-58 с использованием гидроразрыва пласта из подземных скважин (утверждена Первым зам. генерального директора – Техническим директором ОАО «СУЭК-Кузбасс» А.А. Мешковым);

• Паспорт на выполнение работ по гидроразрыву пласта «Болдыревский» в выемочном участке №24-58 ОАО «СУЭК-Кузбасс» Шахта им. С.М.Кирова (утвержден главным инженером шахты им. С.М. Кирова А.В.Понизовым);

• Программа и методика экспериментальных работ по апробации и оценке эффективности предварительной дегазации пласта «Болдыревский» на поле шахты им. Кирова (выемочный участок 24-58) с использованием гидроразрыва пласта из подземных скважин (утверждена Первым зам. генерального директора – Техническим директором ОАО «СУЭК-Кузбасс» А.А.Мешковым).

Время, последовательность и состав работ.

Из вентиляционного штрека 24-58 (место заложения экспериментальной скважины №2 ПодзГРП – вентиляционный штрек лавы 24-58 на 64 метра

выше скважины №2). 20.08.2015 была пробурена скважина длиной **36 метров** (рисунок Е.1). Произведена обсадка скважины стальными трубами диаметром **70 мм**, стенка – **5 мм**. При опускании обсадных труб периодически велась промывка скважины для удаления бурового штыба.

На этапе герметизации скважины для нагнетания шахтиклея были опущены **в скважину вместе с обсадной колонной 2 шланга на глубины 10 и 20 м.** Герметизация скважины была проведена 21.08.2015 с помощью специалистов **ООО «Сибхимукрепление»**.

По факту в скважину было залито около **150 л смолы. Опрессовка скважины не производилась.**

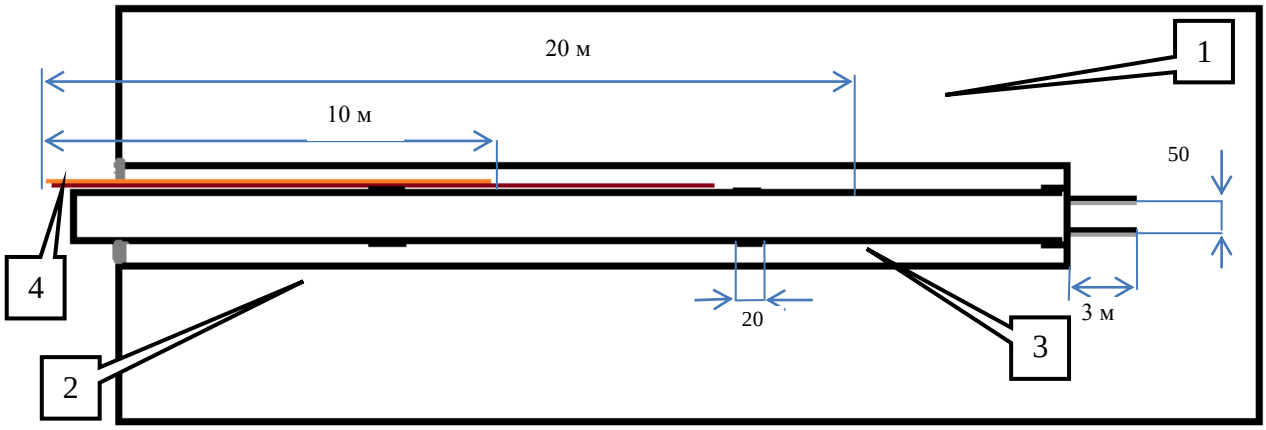


Рисунок Е.1 – Схема проведения эксперимента

1 – угольный пласт; 2 – экспериментальная скважина под ПГРП диаметром 130 мм длиной 35.5 м; 3 – обсадная колонная диаметром 70 мм; 4 – шланги для подачи герметизирующих компонентов

23.08.2015. Скважина была разбурена на проектное значение **3 м** штангами диаметром **50 мм.**

24.08.2015. Был осуществлен замер начального дебита смеси из скважины, который составил **3,5 л/мин** с концентрацией метана в смеси **64 % (2,24 л/мин чистого метана).**

Скважина была закрыта для измерения **нарастания пластового давления метана.**

25.08.2015. Измеренное значение $\mathbf{P_{пл} = 13.5\ кгс/см^2}$

26.08.2015**. $P_{пл}$ = 19 ксгс/см^2**

27.08.2015. Были изготовлены и собраны необходимые переходники для подключения скважины к маслостанции выемочного участка лавы №24-57. Доставлены рукава высокого давления.

31.08.2015. Произвели сброс давления и очистку скважины от угольной мелочи (штыба). Подключили скважину к маслостанции выемочного участка лавы 24-57 через гибкие рукава высокого давления. **Произведено циклическое гидровоздействие – циклический гидроразрыв.** Всего проведено четыре цикла. Каждый цикл завершался перерывом в подаче рабочей жидкости в связи с отключением маслостанции. Автоматическое отключение маслостанция происходило тогда, когда эмульсии в резервной емкости оставалось 35 % от общего заполнения.

Все четы рецикла закачка велась при работе двух маслостанций с возможным темпом закачки **10 л/с.** Объем закачанной рабочей жидкости составил оценочно **20 м^3.**

После окончания каждого цикла велись замеры по падению давления в скважине в период остановки закачки.

После окончания второго цикла закачки в районе скв. ПодзГРП №2 зафиксировано небольшое выделение из пласта воды, отличной от рабочей жидкости (эмульсии). Капеж и неинтенсивное выделение пластовой воды наблюдалось на 30÷40 см ниже скважины и в двух- трех метрах от скважины в местах заложения анкеров для крепления борта выработки.

Спустя 30 мин после проведения ГРП наблюдалось выделение эмульсии через шпуры анкеров крепления монорельсовой балки в кровлю выработки в 100 м ниже скв. ПодзГРП № 3 (в 28 м от скв. ПодзГРП № 2). Ниже приведена таблица Е.1 и график изменения давления в периоды закачки и выдержки рабочей жидкости в пласте (рисунок Е.2).

Таблица Е.1 – Изменение давления в пласте в течение времени

Время нагнетания, мин, с	**Давление, бар**
Начало закачки	
1.00	**40**
1.15	**60**
1.20	**70**
1. 30	**80**
1. 40	**90**
1.55	**100**
2.15	**110**
2.50	**120**
3.35	**130**
3.35	**120**
4.20	**140 резкое увеличение давления**
4.25	**150**
4.35	**160**
5.05	**170 дрожит стрелка**
5.30	**180**
6.10	**185**
7.05	**185**
7.30	**185**
7.45	**190**
8.10	**190**
8.25	**190**
8.40	**190**
9.00	**190**
9.15	**190**
9.55	**190**
10.00	**190**
11.20	**190**
12.00	**190**
12.55	**185**

Время нагнетания, мин, с	**Давление, бар**
13.00	**180**
Остановка закачки и выдерживание скважины под давлением	
14.00	160
14.45	150
15.00	150
17.00	140
19.00	140
23.00	130
26.00	130
27.00	130
Начало повторной закачки	
27.40	**160**
27.50	**170**
28.00	**180**
28.35	**190**
29.20	**190**
29.55	**190+**
30.20	**190+**
31.40	**192.5**
33.00	**192.5**
34.00	**192.5**
35.00	**192.5**
36.05	**192**
Остановка закачки и выдерживание скважины под давлением	
40.00	160
43.00	160
46.00	150
47.00	150
49.00	150
50.20	150
Начало повторной закачки	

Время нагнетания, мин, с	**Давление, бар**
50.55	**160**
51.00	**170**
51.10	**180**
51.50	**190**
52.20	**190**
53.00	**192**
53.20	**195**
54.05	**195**
54.20	**195**
54.50	**195**
55.20	**195**
56.20	**195**
56.50	**195**
58.05	**192**
Остановка закачки и выдерживание скважины под давлением	
61.05	170
65.05	160
58.05	160
71.05	160
Начало повторной закачки	
71.10	**170**
71.20	**180**
71.40	**185**
72.00	**190**
72.50	**192**
73.05	**195+**
73.20	**195**
74.05	**195**
76.05	**195**
77.05	**195**
78.35	**195**
Остановка процесса закачки эмульсии в скважину в 13 часов 00 минут, закрыли кран на скважине	

* Время в таблице отмечено в минутах, после запятой идут секунды.

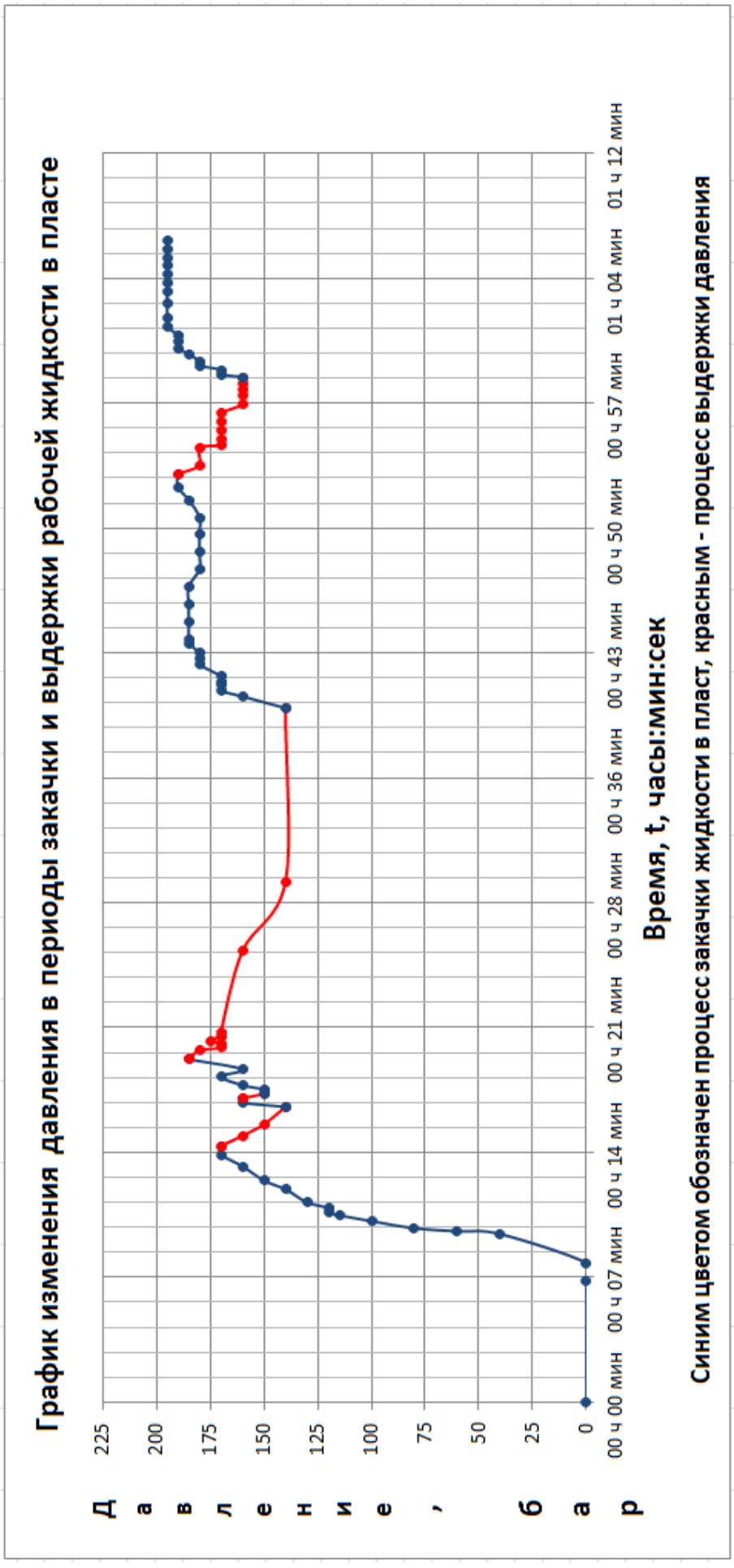


Рисунок Е.2 - График изменения давления в периоды закачки и выдержки рабочей жидкости в пласте

Примечание. В отличие первых экспериментов на скважинах 1 и 2 ГРП, давление воды в скважине 3 начало расти быстрее с момента начала процесса нагнетания эмульсии. После 1-й минуты нагнетания эмульсии давление установилось на значении 40 бар. Дальнейшее увеличение происходило плавно. Небольшой скачок давления наблюдался на времени **4.25**, когда давление резко подскочило до значения **150 бар.** Закачка производилась циклически. В таблице отмечены отрезки выдерживания давления в скважине без закачки жидкости, на которых наблюдался незначительное падение давление. С началом повторной закачки жидкости в пласт давление повышалось на некоторое значение. Стабилизация давления произошло на максимальном **уровне 195 бар.**

После проведения гидроразрыва скважину закрыли на некоторое время, пока давление не спадет до величины безопасных значений, после чего должен быть произведен сброс давления и осуществлено измерение газовыделения из скважины. После проведения гидроразрыва давление в скважине упало **с 180 бар до 175 бар в течение 3 мин.** Спустя **3.15 мин** давление в пласте упало до величины **170 бар**. По истечении **55 мин** давление в скважине снизилось до величины **140 бар.**Спустя **11 часов** давление упалодо **120 бар. Через 17 часов – до 100 бар. Через 22 часа – до 90 бар.**

Ниже приведен график изменения темпа падения давления в пласте после проведенного ПодзГРП (рисунок Е.3).

Намечены дальнейшие исследования метаноотдачи пласта после проведенного эксперимента, нарастания давления в скважине и оценка эффективности мероприятий по ПодзГРП в соответствии с указанными выше программой и методикой экспериментальных работ.

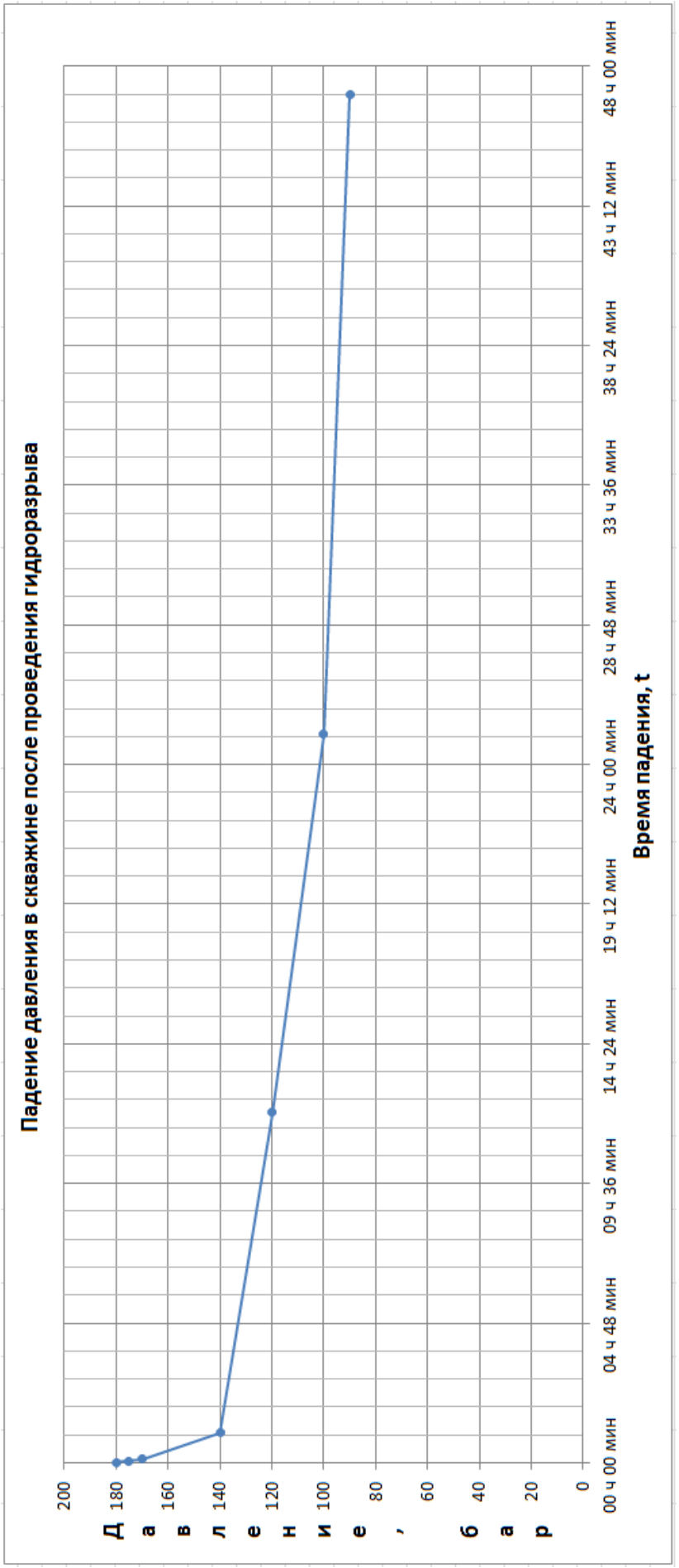


Рисунок Е.3- Темп падения давления в пласте после ПодзГРП через скважину 2

Приложение Ж

РАСЧЕТ ЗАТРАТ НА РЕАЛИЗАЦИЮ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОГО ГИДРОРАЗРЫВА (ПОДЗГРП) В УСЛОВИЯХ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ДЕГАЗАЦИИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА БОЛДЫРЕВСКИЙ НА ШАХТЕ ИМ. С.М. КИРОВА

В таблице приведены затраты на реализацию технологии ПодзГРП на 1 скважине выемочного участка 24-58.

Таблица – Затраты на проведение ПодзГРП на 1 скважине

Наименование	Цена за единицу, руб.		Стоимость для 1 скважины, руб.	
Труба обсадная	1 п.м.	954,67	36 п.м.	34 368
Смола двухкомпонентная	1 кг	147	240 кг	35 280
Манометр (600bar)	1 шт	3 200	1 шт	3 200
Рукав гидравлический высокого давления БРС (D=10мм)	1 шт	7 000	3 шт	21 000
Рукав гидравлический высокого давления БРС (D=25мм)	1 шт	12 500	5 шт	62 500
Кран-отсекатель БРС (D=25мм)	1 шт	3 290	1шт	3 290
Муфта соединительная БРС (D=25мм)	1 шт	400	6 шт	2 400
Скоба соединительная для БРС	1 шт	75	16	1 200
Бурение скважины ГРП	1 п.м.	949	36 п.м.	34 164
Зар.плата МБУ 5р	1 чел/см	2 008	6 чел/см	12 049
ВСЕГО:				209451

Закупка специального оборудования не требуется. Работы по гидроразрыву осуществляются силами сотрудников управления по дегазации и утилизации метана (УДиУМ) и шахты в рамках выполнения своих должностных обязанностей.