

**Акционерное общество «Научный центр ВостНИИ
по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли»
(АО «НЦ ВостНИИ»)**

На правах рукописи



БОТВЕНКО ДЕНИС ВЯЧЕСЛАВОВИЧ

**МЕТОДОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОГНОЗА И ЛОКАЛИЗАЦИИ
ВЗРЫВНОГО ГОРЕНИЯ РУДНИЧНЫХ ГАЗОВ ПРИ РАЗРУШЕНИИ
ГОРНЫХ ПОРОД НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

Специальность 05.26.03 – Пожарная и промышленная безопасность
(горная промышленность)

Диссертация
на соискание ученой степени
доктора технических наук

Научный консультант:
доктор технических наук,
старший научный сотрудник
Казанцев В.Г.

Кемерово – 2020

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	6
ГЛАВА 1. НАУЧНЫЕ ПОДХОДЫ К ЭФФЕКТИВНОЙ ОЦЕНКЕ НЕГАТИВНЫХ ВИДОВ ТЕХНОГЕННЫХ ПРОЯВЛЕНИЙ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ	18
1.1. Анализ российской нормативно-методической базы по контролю и предупреждению геодинамических явлений как фактора инициатора воспламенений рудничных газов на угольных шахтах	24
1.2. Методология структурного анализа и теоретические предпосылки установления закономерностей механического поведения и разрушения углепородного массива.....	30
1.3. Энергетические и фрикционные источники воспламенения МВС при разрушении углепородного массива.....	48
1.4. Анализ приемов прогноза и подавления взрывного горения рудничных газов на угольных шахтах	56
Выводы по главе 1	64
ГЛАВА 2. МОДЕЛИРОВАНИЕ ФРИКЦИОННОГО ВОСПЛАМЕНЕНИЯ РУДНИЧНЫХ ГАЗОВ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	66
2.1. Разработка модели фрикционного взаимодействия частей горных пород в одномерной постановке нестационарной задачи теплопроводности.....	66
2.2. Разработка модели фрикционного взаимодействия частей горных пород в двумерной постановке связанной задачи нестационарной теплопроводности и упругости	71
2.3. Аналитическая оценка воспламенения метано- и пылевоздушных смесей фрикционными искрами.....	80
2.4. Оценка устойчивости, сходимости и точности решения задач нестационарной теплопроводности и упругости при контактном взаимодействии тел.....	82
2.5. К оценке критериев воспламенения метано- и пылевоздушных смесей	93
Выводы по главе 2	96

ГЛАВА 3. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ АНАЛИЗА ДЕФОРМИРОВАНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ	99
3.1. Конечно-элементная модель деформирования горного массива.....	99
3.2. Физико-механическая модель и механические характеристики горных пород.....	106
3.3. Реологическая модель угля и вмещающих пород	121
3.4. Кинетика накопления повреждений и длительная прочность горных пород.....	127
3.5. Методические аспекты реализации метода конечных элементов при решении задач геомеханики в условиях кратковременных нагружений, ползучести и накопления повреждений в углепородном массиве	134
3.6. К оценке точности алгоритмов метода конечных элементов при решении задач геомеханики	144
Выводы по главе 3	164
ГЛАВА 4. АНАЛИЗ УСЛОВИЙ РЕАЛИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ФРИКЦИОННЫХ ВОСПЛАМЕНЕНИЙ РУДНИЧНЫХ ГАЗОВ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	167
4.1. Оценка условий воспламенения метановоздушной смеси взрывчатой концентрации фрикционными искрами	167
4.2. Исследование изменения температуры поверхностей контакта частей горных пород в результате их фрикционного взаимодействия в одномерной постановке нестационарной задачи теплопроводности.....	175
4.3. Исследование изменения температуры поверхностей контакта частей горных пород в результате их ударного фрикционного взаимодействия в двумерной постановке нестационарной задачи теплопроводности и упругости	183
Выводы по главе 4	197
ГЛАВА 5. ИССЛЕДОВАНИЯ ПРЕДЕЛЬНЫХ СОСТОЯНИЙ И ХАРАКТЕРА РАЗРУШЕНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ ВОКРУГ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК КАК ФАКТОРА ЗАРОЖДЕНИЯ ВСПЫШЕК ПЫЛЕ- И МЕТАНОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ.....	200

5.1. Расчетные схемы и условия нагружений в задачах оценки напряженного состояния массива пород у обнажений и выработок	201
5.2. Методические аспекты моделирования массива пород и зон обрушений у очистных выработок	213
5.3. Исследование напряженного состояния массива пород в окрестности подготовительных выработок и очистных забоев.....	216
5.4. Моделирование накопления повреждений и анализ разрушения углепородного массива при движении очистного забоя	232
5.5. Моделирование накопления повреждений и анализ разрушения углепородного массива в окрестности подготовительных выработок	239
Выводы по главе 5	245
ГЛАВА 6. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВОЗГОРАНИЙ И ВЗРЫВОВ ПЫЛЕМЕТАНОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ В ВЫРАБОТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	250
6.1. Шахтные наблюдения и зарисовки состояния массива горных пород, провоцирующие возгорания и взрывы пылеметановоздушных смесей в выработках угольных шахт.....	250
6.2. Экспериментально-теоретический анализ параметров воспламенения метановоздушной среды при трении породы о породу	263
6.3. Исследование возможности и причин воспламенения метановоздушных смесей вследствие электрических разрядов как результат деформирования и разрушения горных пород.....	292
Выводы по главе 6	317
ГЛАВА 7. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДАВЛЕНИЮ И ЛОКАЛИЗАЦИИ ФРИКЦИОННОГО И ЭЛЕКТРОДИНАМИЧЕСКОГО ВОСПЛАМЕНЕНИЯ ПЫЛЕМЕТАНОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД В ВЫРАБОТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	321
7.1. Методология предупреждения и активного подавления взрывного горения рудничных газов на угольных шахтах	321
7.2. Рекомендации по подавлению и локализации взрывного горения рудничных газов устройствами динамического автономного взрывоподавления	334

7.3. Комплекс мероприятий и мер по предупреждению, подавлению и локализации фрикционного и электродинамического воспламенения пылеметановоздушных смесей при разрушении горных пород в выработках угольных шахт.....	343
7.4. Оценка фрикционной опасности горных пород как следствие воспламенения метановоздушных смесей. Методические указания	357
Выводы по главе 7.....	363
Заключение	365
Список сокращений и условных обозначений.....	372
Список литературы	374
Приложение.....	398

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования обусловлена тем, что в настоящее время продолжающаяся тенденция к увеличению интенсификации ведения горных работ в своей динамике существенно опережает решение проблем оценки все возрастающих техногенных факторов, вызывающих несчастные случаи и аварии с возрастающим числом человеческих жертв. При этом геомеханические процессы в углепородном массиве являются определяющими при зарождении и развитии неуправляемой аварийной ситуации. Имеющие место переходные процессы и их особенности, начиная от зарождения и до финальной части аварии – вспышек или взрывов метановоздушной смеси, необходимо выявлять, изучать и учитывать в обеспечении промышленной безопасности предприятий угольной промышленности.

С точки зрения техногенных катастроф, определяющими факторами при зарождении и развитии неуправляемых аварийных ситуаций являются чередующиеся друг за другом переходные геомеханические процессы, провоцирующие наиболее тяжелые аварийные последствия – вспышки и взрывы рудничных газов. В этой связи, для предприятий, ведущих добычу полезных ископаемых подземным способом, повышение безопасности горного производства непосредственно связано с необходимостью выявления, изучения и учета событий, предшествующих, побуждающих и провоцирующих развитие взрывного горения пыле- и метановоздушных смесей.

Установление источников воспламенения рудничных газов, с точки зрения механического поведения массива горных пород, приводит к необходимости изучения техногенных закономерностей, возникающих в результате фрикционных динамических контактов разрушенных отдельных частей массива, изучения закономерностей трибологических эффектов при обрушении горных пород, а также поиска других источников проявлений термических эффектов, вызывающих вспышки углеводородных смесей.

Кроме того, проблематика установления источников воспламенения рудничных газов связана с возникновением искровых электрических разрядов в трещиноподобных дефектах, образующихся при разрушении горных пород, с выявлением причин «накачки» электрических зарядов в углепородном массиве во времени в результате накопления повреждений в массиве при развитии горных работ. Вместе с тем, если вопрос об иницировании взрыва метановоздушных смесей электрическими разрядами учеными не оспаривается, то на вопрос о механизме создания предпосылок к трещинообразованию массива и на качественный характер накопления повреждений в нем необходимо обратить пристальное внимание.

Таким образом, в качестве актуальной и требующей ускоренного решения устанавливается крупная научно-техническая проблема – разработка методических основ прогноза предпосылок возникновения взрывного горения рудничных газов при разрушении горных пород, обуславливающих высокую вероятность взрывов метановоздушных смесей в горных выработках в условиях интенсификации горного производства.

Объектом исследования является углепородный массив.

Предметом исследования являются техногенные опасности, возникающие в массиве горных пород у выработок, способные вызвать вспышки и взрывное горение метановоздушных смесей.

Основная идея диссертации заключается в комплексном учете влияния трибологических и электрических проявлений, возникающих при разрушении горного массива, определяющих причины, признаки и характер воспламенений рудничных газов путем превентивного контроля фрикционной опасности вмещающих пород, а также в разработке способов локализации взрывного горения.

Цель работы. Разработка методологических основ прогноза и локализации вспышек и взрывного горения рудничных газов на угольных

шахтах при разрушении горных пород для повышения безопасности горного производства.

Задачи исследования.

В соответствии с целью при выполнении работы решались задачи, совокупность которых определяет содержание научных результатов:

1. Провести анализ причин воспламенения рудничных газов при разрушении горных пород на угольных шахтах и положений действующих нормативных документов по контролю и предупреждению установленных опасностей.

2. Провести экспериментально-теоретические исследования условий воспламенения метановоздушных смесей при фрикционном динамическом взаимодействия частей горных пород в рамках решений связанных задач нестационарной теплопроводности и упругости.

3. Провести исследования деформирования и характера разрушения углепородного массива сложного строения в окрестности горных выработок с целью районирования взрывоопасных зон у обнажений как причин инициирования внезапного возгорания рудничных газов.

4. Разработать и обосновать физико-механическую и математическую модели деформирования и разрушения углепородного массива, обладающего сложной реологией.

5. Провести экспериментально-теоретические исследования условий воспламенения метановоздушных смесей вследствие электрических разрядов, возникающих при деформировании и разрушении горных пород.

6. Разработать способы и рекомендации по локализации и подавлению взрывного горения рудничных газов в горных выработках без присутствия человека.

7. Разработать методику контроля свойств материалов горных пород по параметрам пожарной и фрикционной опасности, внести предложения по этапам контроля в нормативные документы.

Основные научные положения, выносимые на защиту.

1. Методология исследования трибологических и электроразрядных напряжений основана на экспериментально-теоретическом моделировании деформирования и разрушения углепородного массива на базе разработанных численных методик решений связанных задач нестационарной теплопроводности и упругости и на испытаниях образцов горных пород в лабораторных условиях.

2. Местоположение опасных зон, в которых возможно воспламенение метановоздушных смесей взрывчатой концентрации устанавливается в результате моделирования процессов деформирования углепородного массива у обнажений, в терминах образования одного или нескольких фронтов разрушений, развивающихся во времени.

3. Вспышки, возгорания и взрывы метановоздушных смесей в выработках угольных шахт обусловлены, в том числе, проявлениями техногенного характера при разрушении горных пород, как результат динамического фрикционного взаимодействия частей (отдельностей) пород, а также как результат возникновения разноименных электрических зарядов на берегах зарождающихся и развивающихся трещин, трещиноподобных дефектов, между поверхностями динамически взаимодействующих частей горных пород вследствие реализации пьезоэлектрического эффекта.

4. Методика оценки степени фрикционной опасности кварцесодержащих горных пород в лабораторных условиях основана на предварительном формировании пятна физического контакта между динамически взаимодействующими образцами и, как результат, на упрочнении

приповерхностных слоев материала в пятне контакта за счет увеличения содержания диоксида кремния.

5. Локализация и подавление взрывного горения рудничных газов в горных выработках, в том числе при переходе аварии в неуправляемое состояние, обеспечивается направленным встречным воздействием на фронт ударной волны и пламени зарядом газопорошковой смеси с эффектами синергизма средствами динамической автономной взрывозащиты, работающими в автономном или автоматическом режиме.

6. Методика превентивного контроля горных пород по параметрам пожарной и фрикционной опасности включает в себя комплекс методов испытаний репрезентативных образцов в лабораторных условиях с выходом на критерии безопасности и классификацию опасности материала по группам как составных частей нормативных документов.

Научная новизна.

Теоретического характера:

1. Разработана методология анализа и последующего синтеза трибологических эффектов во взрывоопасных зонах горного массива как совокупность специальных методов познания, включающих: процедуры оценки геомеханического состояния пород и угля у обнажений горных выработок; процедуры термомеханического моделирования процессов в пятнах контакта динамически взаимодействующих разрушаемых и разрушенных частей горных пород; процедуры экспериментального установления потенциальной фрикционной пожаро- и взрывоопасности вмещающих пород в лабораторных условиях.

Прикладного характера:

2. Установлено, что в результате динамического фрикционного взаимодействия частей кварцсодержащих горных пород при контактных давлениях, близких по уровню к пределу прочности, температура пятна

контакта может достигать температуры плавления материала ($\sim 1300^\circ\text{C}$) за время от 0,01 до 0,1 мс при относительной скорости трения в диапазоне от 5 до 10 м/с.; что вследствие фрикционного трения кусков пород для зажигания метановоздушной смеси взрывоопасной концентрации объем прогретой смеси должен составлять не менее $9 \cdot 10^{-10} \text{ м}^3$ при толщине слоя фазовых превращений в пятне контакта 100–200 мкм, при этом минимальная энергия воспламенения метановоздушной смеси взрывчатой концентрации соответствует величине 0,287 мДж при минимальной длительности действия прогрева, равной 110 мкс.

3. Установлено, что при динамических фрикционных взаимодействиях пород минимальная средняя температура пятна контакта, необходимая для вспышки метановоздушной смеси, составляет не менее 746°C , что для средних значений теплофизических и механических характеристик кварцитов и давлении между образцами не менее 18 % от величины предела прочности породы, при пути трения образцов, равном 0,03 м, средняя скорость взаимного смещения образцов, необходимая для воспламенения МВС, составляет не менее 7,2 м/с, при пути трения 0,06 м скорость смещения образцов составляет не менее 6,2 м/с, при пути трения 0,12 м скорость взаимного смещения составляет не менее 4,7 м/с.

4. Установлено, что при разрушении образцов кварцесодержащих горных пород одним из источников возникновения разноименных электрических зарядов на берегах зарождающихся и развивающихся трещин является пьезоэлектрический эффект. При этом энергия, потраченная на искровой разряд, может достигать $8,2 \cdot 10^{-2}$ мДж при длине канала плазмы $3 \cdot 10^{-3}$ м, диаметре искры $5,7 \cdot 10^{-5}$ м и времени существования пробоя 10^{-5} мкс.

5. Разработано устройство импульсного действия для флегматизации пространства атмосферы горных выработок газопорошковой смесью (устройство динамической автономной взрывозащиты) как один из исполнительных элементов многофункциональной системы безопасности

угольных шахт. Экспериментально установлено, что для обеспечения локализации взрывного горения рудничных газов необходимо сосредоточение концентрации огнегасящего порошка по площади не менее чем $0,82 \text{ кг/м}^2$ и не менее $2,1 \text{ кг/м}^3$ при объемном горении смеси.

6. Разработаны методы испытаний и лабораторная установка роторного типа по определению фрикционной опасности горных пород и режущего инструмента.

Теоретическая и практическая значимость научных результатов исследования заключается в разработке методической базы для анализа механического поведения углепородного массива, служащей основой прогноза опасных техногенных проявлений – вспышек и взрывного горения рудничного газа на угольных шахтах.

1. Разработанные алгоритмы и программное обеспечение для расчета горного давления на ЭВМ, учитывающие реальные механические свойства углепородного массива, могут быть использованы непосредственно на практике:

- при сопровождении горных работ для оценки околокритических и критических состояний конструктивных элементов шахтных выработок;
- для адресной оценки местоположения фронта разрушения (трещинообразования) в массиве пород с целью установления вероятных мест инициирования вспышек и взрывного горения рудничного газа на угольных шахтах;

2. Предложена методика, позволяющая уточнить классификацию фрикционной опасности горных пород, в основу которого положены физико-механические и физико-химические свойства массива.

3. На основе проведенных исследований разработана «Методика оценки степени фрикционной опасности кварцесодержащих горных пород», позволяющая установить степень опасности фрикционного воспламенения

пыле- и метановоздушных смесей при разрушении горных пород для качественного производственного контроля степени фрикционной опасности.

4. Практическая ценность подтверждается тем, что на основе проведенных исследований разработаны и внесены предложения для качественного производственного контроля степени фрикционной опасности горных пород в следующие нормативные документы:

– Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах», утверждены Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, приказ № 550 от 19 ноября 2013 года;

– Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по борьбе с пылью в угольных шахтах», утверждена Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, приказ № 462 от 14 октября 2014 года;

– «Методические рекомендации по проведению экспертных работ при расследовании технических причин аварий в угольных шахтах», утверждены Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, приказ № 743 от 20 декабря 2012 года.

Методология и методы исследований.

1. Численные и аналитические методы математического моделирования механических процессов, происходящих в массиве горных пород у обнажений, с использованием высокопроизводительных ЭВМ в двумерной и трехмерной постановках связанных задач теории нестационарной теплопроводности, упругости, пластичности и ползучести.

2. Численные и лабораторные экспериментальные методы исследований фрикционного воспламенения метановоздушных смесей при динамических взаимодействиях образцов горных пород с различным минеральным составом.

3. Численные и лабораторные экспериментальные методы исследований пьезоэлектрических эффектов горных пород как источников воспламенения метановоздушных смесей при динамических разрушениях горных пород с различным минеральным составом.

Степень достоверности и апробация результатов подтверждаются:

1. Сопоставлением результатов прогноза воспламенения метановоздушных смесей с результатами лабораторных испытаний образцов горных пород на фрикционное трение по методу ротационного взаимодействия образцов по специально разработанной методике (рассогласование до 15 %).

2. Объективностью качественных результатов прогноза геомеханического состояния и первичных обрушений углепородного массива нависающей кровли у очистного забоя шахты «Комсомолец» АО «СУЭК-Кузбасс», в сопоставлении с шахтными наблюдениями – протяженностью нависающей кровли перед ее обрушением при отработке пласта Бреевского, очистной забой № 1735 (рассогласование до 20 %).

3. Сопоставлением решений тестовых задач с использованием расчетных схем, приближенных к реальным условиям деформирования массива горных пород, с численными и аналитическими решениями соответствующих задач, выполненных отечественными и зарубежными авторами (расхождение не более 5 %).

4. Результатами практического применения разработанной классификации степени фрикционной опасности горных пород на угольных шахтах России, в рамках договорных работ шахт и объединений с Научным центром ВостНИИ.

Личный вклад автора состоит:

1. В проведении статистического анализа фрикционной опасности угольных шахт при ведении горных работ, причин вспышек метановоздушных смесей, анализе существующей нормативной правовой базы и методик по контролю обеспечения фрикционной безопасности.

2. В разработке математических моделей и программного обеспечения для решений задач о проявлениях горного давления на ЭВМ в двумерной и

трехмерной постановках задач нелинейной теории упругости и вязкоупругости, определяющих адресность возникновения и развития фронтов разрушения (трещинообразования).

3. В разработке математических моделей и программного обеспечения для решений задач о проявлениях трибологических эффектов в горных породах на ЭВМ в одномерной и двумерной постановках задач нестационарной теплопроводности в результате динамических контактов разрушаемых частей горных пород.

4. В разработке методики и экспериментально-теоретическом обосновании пьезоэлектрического эффекта кварцесодержащих горных пород как источника возникновения разноименных электрических зарядов на берегах зарождающихся и развивающихся трещин, являющегося одной из причин вспышек метановоздушной смеси в результате реализации разрядного напряжения.

5. В обосновании и разработке обязательных требований изложенных в пунктах: Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правил безопасности в угольных шахтах», утвержденных Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, приказ № 550 от 19 ноября 2013 г.; Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Инструкции по борьбе с пылью в угольных шахтах», утвержденных Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, приказ № 462 от 14 октября 2014 г.; «Методических рекомендаций по проведению экспертных работ при расследовании технических причин аварий в угольных шахтах», утвержденных Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, приказ № 743 от 20 декабря 2012 г.

Апробация работы. Основные положения диссертационной работы докладывались, обсуждались и получили одобрение научной общественности на Международных конференциях по физической мезомеханике (г. Томск, Россия, ИФПМ СО РАН, август 2003 г. и 2004 г.); V Международной научно-

практической конференции «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности» (г. Кемерово, 16–19 сентября 2003 г.); Международной научно-практической конференции «Научно-технологические разработки и использования минеральных ресурсов», проводимой в рамках специализированной выставки технологий горных разработок «Уголь России и Майнинг» (г. Новокузнецк, 2017 г.); на Международной научной конференции «Научные разработки: евразийский регион» (5 мая 2019 г.); техсоветах и семинарах Южно-Сибирского управления Ростехнадзора (2012–2018 гг.); научно-технических семинарах АО «НЦ ВостНИИ» (2009–2019 гг.).

Результаты диссертационной работы использованы:

1. При выполнении технических аудитов НЦ ВостНИИ по вопросам промышленной безопасности угольных шахт России (НИР № 494-НЦ-630ЮК/09 от 21.05.2009, НИР № 1070-НЦ от 15.06.2010, НИР № 1842-НЦ от 27.10.2011, НИР № 13111-НЦ от 16.5.2018, НИР № 13435-НЦ от 04.07.2018, НИР № 14534-НЦ от 15.01.2019 и другие).

2. При выполнении сопровождения горных работ на выемочных и проходческих участках с использованием высокопроизводительных горных машин (договор № 12/Р-НЦ от 15.02.2012 с АО «СУЭК-Кузбасс»), а также по проведению научно-технического эксперимента (договор № 14506-НЦ от 28.02.2019 с ООО «Шахта «Усковская» ООО «РУК»).

3. Для установления уровня фрикционной опасности горных пород в угольных шахтах Кузбасса (НИР № 05-12 от 11.01.2012, НИР № 3747-НЦ от 20.11.2013, НИР № 3838 от 11.12.2013, НИР № 5482-НЦ от 01.12.2014, НИР № 7391-НЦ от 01.12.2015, НИР № 9121-НЦ от 21.09.2016, НИР № 12161-НЦ от 26.12.2017, НИР № 13231-НЦ от 04.06.2018, НИР № 17431-НЦ от 09.12.2019, НИР № 17251-НЦ от 24.12.2019, НИР № 17391-НЦ от 22.01.2020 и другие).

4. При выполнении научно-исследовательских работ по следующим государственным контрактам: № 105-ГК/2011 от 11.07.2011 – «Разработка проектов Правил безопасности в угольных шахтах и инструкций к ним»; № 106-ГК/2011 от 11.07.2011 – «Разработка проектов «Инструкции по борьбе с

пылью в угольных шахтах» и «Инструкции по пылевзрывозащите угольных шахт»; № 138-ГК/2011 от 19.10.2011 – «Разработка Инструкции по проведению экспертных работ при расследовании технических причин аварий в угольных шахтах» в рамках реализации федеральной целевой программы «Пожарная безопасность в Российской Федерации на период до 2012 г.».

Публикации. По теме диссертационного исследования опубликовано 23 печатных работы, в том числе 22 в журналах ВАК, получено 3 патента на изобретения, выпущено 3 нормативных документа.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, 7 глав, заключения, списка сокращений и терминов, списка использованных источников из 223-х наименований, изложенных на 415 страницах машинописного текста, включая 104 рисунка, 31 таблицу.

Автор выражает глубокую признательность коллективу инженерно-технических и научных сотрудников АО «НЦ ВостНИИ» за продуктивное обсуждение диссертационной работы на всех этапах ее написания, за ценные предложения и конструктивные замечания, позволившие повысить качественный уровень исследования.

Автор выражает глубокую благодарность докторам технических наук В.Г. Казанцеву, А.А. Ли, Д.Ю. Палееву, В.В. Дырдину, Л.Д. Павловой, С.В. Черданцеву, А.И. Фомину, В.С. Зыкову, доктору физико-математических наук Ю.Н. Захарову, кандидату технических наук С.И. Голоскокову за внимательное отношение к исследованию, а также коллективу лаборатории борьбы с пылью и пылевзрывозащиты АО «НЦ ВостНИИ» за помощь в проведении экспериментов.

Особую признательность и благодарность автор выражает инженерно-техническим работникам угольных компаний и отдельных шахт АО «СУЭК-Кузбасс» и ООО «Шахта «Усковская» за оказанную практическую помощь при выполнении научных исследований и внедрении результатов работы в производство.

ГЛАВА 1. НАУЧНЫЕ ПОДХОДЫ К ЭФФЕКТИВНОЙ ОЦЕНКЕ НЕГАТИВНЫХ ВИДОВ ТЕХНОГЕННЫХ ПРОЯВЛЕНИЙ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Анализ долгосрочной программы правительства в области развития угольной промышленности Российской Федерации на период до 2030 г. и ее реализация указывают на необходимость увеличения уровня производительности труда не менее чем в четыре раза на одного занятого в сфере производства, по сравнению с 2010 годом [1].

В свою очередь, увеличение производительности труда непосредственно связано с интенсификацией горного производства за счет качественного обновления средств производства при условии рационального использования различных ресурсов для достижения научно-технического прогресса: технических, материальных и трудовых.

Тенденция к увеличению объемов добычи угля в шахтах с применением высокопроизводительной техники сопровождается интенсивным механическим разрушением углепородного массива за счет увеличения скорости проходки, снятия толщины стружки за один проход, уменьшения времени простоя оборудования и тому подобных технологических процессов, которые находятся во взаимосвязи и взаимозависимости с горно-геологическими условиями месторождения и устоявшейся системой его разработки.

Вместе с тем темпы интенсификации ведения горных работ в своей динамике существенно опережают решение проблем оценки все возрастающих техногенных (природных) факторов, обуславливающих вероятность негативных проявлений, связанных с нарушением естественной сплошности горного массива, представляют собой один из доминирующих факторов, определяющих уровень производственного травматизма в угольной отрасли.

На рисунке 1.1 показана классификация основных видов аварий на угольных шахтах.

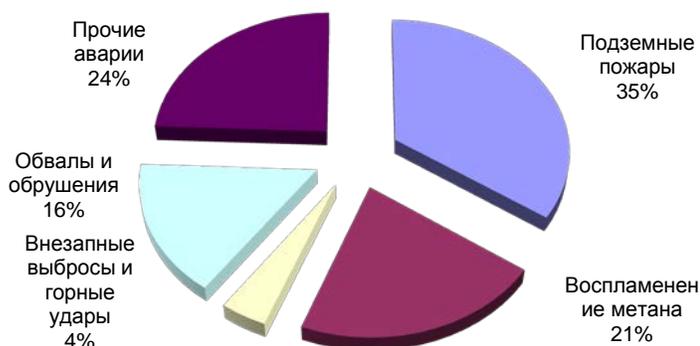


Рисунок 1.1 – Основные виды аварий в угольных шахтах России (средние показатели за период с 1990 по 2010 гг.)

Деление аварий на основные виды весьма условно, поскольку один из видов аварий зачастую является побудителем одного или нескольких других видов аварий. Так, например, выводы экспертной комиссии по расследованию причин воспламенения метановоздушной смеси при взрывах метана и угольной пыли на шахтах «Тайжина» в г. Осинники, ООО «Шахта «Листвяжная» в г. Белово, Центральная в г. Воркуте свидетельствуют [2], что воспламенение МВС могло явиться следствием обрушения кровли, а источником воспламенения мог послужить пьезоэлектрический эффект горных пород. Аналогичные причины воспламенения МВС рассматривались при анализе аварий на ООО «Шахта «Грамотеинская» ОАО ОУК «Южкузбассуголь», на ООО «Шахта «Колмогоровская-2» ООО «Промуглесбыт» и др.

Взрывы рудничного газа являются одним из наиболее частых и в то же время сложных видов аварий, сопровождающихся тяжелыми последствиями – гибелью горнорабочих, утратой дорогостоящего оборудования, выводом из рабочего состояния горных выработок, высокими материальными затратами на восстановление шахтного фонда.

Обращая особое внимание на исследования причин, побуждающих вспышки и воспламенения взрывчатых газоздушных смесей в горных выработках, отметим, что из-за сложности проблемы, несмотря на обширные исследования в этом направлении, задача установления причинно-следственных связей инициирования вспышек и взрывного горения в горных выработках все еще далека от завершения, остается в приоритете.

Наблюдаемые изменения в российском законодательстве позволяют говорить о значительном снижении требований к пожарной и промышленной безопасности на угольных предприятиях, занимающихся добычей угля подземным способом.

Число взрывов с гибелью горнорабочих на российских шахтах недопустимо высоко: за период 2002–2006 гг. в Кузбассе при взрывах погибли 128 шахтеров и горноспасателей, а в результате двух взрывов с участием угольной пыли на шахтах «Ульяновская» и «Юбилейная» ОАО «Южкузбассуголь» (март, май 2007 г.) погибли 149 человек. За первые три месяца 2007 г. превышены показатели предыдущего пятилетия. Не менее тяжелые последствия имели взрывы с участием угольной пыли 8 мая 2010 г. на крупнейшей в России шахте «Распадская», сопровождавшиеся гибелью горнорабочих и горноспасателей.

Таким образом, можно говорить о достаточно напряженном состоянии промышленной безопасности в угольной отрасли России; устойчивость к авариям российских угольных предприятий нуждается в постоянном совершенствовании.

Анализ основных видов аварий на угольных шахтах (до 80 %) показывает, что их причинами является так называемый человеческий фактор, вызывающий в результате ведения горных работ резкое изменение геомеханического состояния массива пород вследствие нарушения сплошности массива в короткие промежутки времени.

Кроме человеческого фактора к проблемам горной отрасли относится значимое ухудшение условий разработки угольных месторождений. Это увеличение глубины отработки пластов угля подземным способом (средняя глубина залегания пластов за последние 20 лет в России возросла с 200 до более чем 400 метров). В свою очередь, усложняется технологическое обеспечение процессов горного производства.

Укрупненно можно выделить две основные причины возникновения аварийных ситуаций (рисунок 1.1). Первая из них – взаимодействие с углепородным массивом исполнительных органов горных машин, и вторая – неуправляемое разрушение массива пород и угля.

В обоих случаях нарушение естественного состояния горного массива приводит к изменениям его геомеханического и термодинамического равновесия. Переход от одного состояния равновесия к другому состоянию, проявляющийся в виде горных ударов, выбросов угля и газа, вывалов и расслоения пород, образования в массиве трещиноподобных дефектов, зависания и периодического обрушения пород и тому подобных техногенных проявлений, сопровождается выделением энергии, способной при неблагоприятных условиях вызвать вспышку рудничных газов и возгорание газоздушных смесей, переходящее во взрывное (детонационное) горение.

К причинам изменения энергетического состояния можно отнести фрикционное трение между режущими частями исполнительных органов горных машин при их контакте с массивом пород, динамическое трение при соударении разрушаемых частей массива пород, приводящее к резкому повышению температуры в области контакта до некоторого критического уровня, способного вызвать возгорание рудничных газов.

Другой причиной возгорания газоздушных смесей является трибоэлектрический эффект как один из типов контактной электризации –

появление электрических зарядов в материале на берегах образующихся или развивающихся трещин с последующим их разрядом.

Появление электрических зарядов в массиве пород как источника электрических разрядов могут служить пьезоэлектрические эффекты – эффекты возникновения поляризации диэлектрика под действием механических напряжений при деформировании и разрушении горных пород.

Обобщение результатов исследований и анализ причин развития возможных техногенных опасностей, вызывающих воспламенение метано-воздушных смесей в горных выработках, показаны на рисунке 1.2.

Недостаточная изученность механизмов инициирования вспышек и возгорания рудничных газов при ведении горных работ (рисунок 1.2), является следствием того, что методические проработки данных вопросов находятся в начальной стадии и требуют дальнейшего развития.



Рисунок 1.2 – Техногенные факторы воспламенения рудничных газов

Понятно, что воспламенению рудничных газов способствует комбинация перечисленных выше техногенных проявлений.

Таким образом, анализ современных негативных проблем угледобывающей отрасли указывает на необходимость решения задач в контексте детального изучения и прогноза опасных техногенных проявлений с целью минимизации и/или предотвращения аварий и их последствий, в том числе связанных со вспышками и взрывным горением рудничных газов, что является одним из важнейших вопросов в обеспечении пожарной промышленной безопасности угольных шахт.

Если не предпринимать экстренных мер по изучению негативных видов техногенных проявлений и созданию на этой основе методов защиты, доля аварий (рисунок 1.1) и их средние показатели будут увеличиваться, в том числе из-за воспламенений метановоздушных смесей, поскольку уже к настоящему времени доля сверхкатегорийных по газу (опасных по взрывам метана, угольной пыли и горным ударам метану) шахт увеличилась с 28 до 51 % [3].

Более того, в связи с распадом СССР и изменением российского законодательства нормативно-методическая база по контролю и предупреждению геодинамических явлений снизила требования к обеспечению пожарной безопасности, устарела, не успевает за внедрением новых технологий угледобычи и нуждается в пересмотре.

Таким образом, доработка существующих руководящих материалов или разработка новых нормативов для установления возможного инициирования воспламенения рудничных газов при ведении горных работ вызвана:

1. Отсутствием единой методологии оценки фрикционной опасности при взаимодействии горных пород.
2. Несовершенством теоретических представлений о процессе воспламенения метановоздушной смеси в результате трения разрушаемых частей горных пород.

3. Отсутствием методологии оценки влияния горного давления на трещинообразование и накопление повреждений в массиве пород, установления адресности событий докритического предкритического, критического и запредельного деформирований массива как источников искривления при обрушениях и потерях устойчивости гетерогенных систем.

4. Остаются неясными проблемные вопросы относительно природы накопления электрических зарядов на берегах вновь образующихся и развивающихся трещиноподобных дефектов.

1.1. Анализ российской нормативно-методической базы по контролю и предупреждению геодинамических явлений как фактора инициатора воспламенений рудничных газов на угольных шахтах

На угольных шахтах контроль фрикционной безопасности организовывается следующими нормативными документами: «Правила безопасности в угольных шахтах» [4], «Инструкция по борьбе с пылью в угольных шахтах» [5], «Нормативы по безопасности забойных машин, комплексов и агрегатов» [6, 7] и «Методические рекомендации по проведению экспертных работ при расследовании технических причин аварий в угольных шахтах» [8]. Разработка данных нормативных документов осуществлялась авторским коллективом, в который входили представители Ростехнадзора, ВГСЧ МЧС России, Минэнерго России, ВостНИИ и угольных компаний, на основании государственных контрактов.

Основные положения этих документов регламентируют правила защиты от фрикционного воспламенения пыле- и газоздушных смесей при взаимодействии исполнительных (режущих) органов горных машин с углепородным массивом.

В соответствии с п. 172 Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» [4, 7] «на шахте должна быть определена возможность воспламенения метана от фрикционного трения резцов исполнительных органов горных машин о горные породы (далее – фрикционная опасность горных пород). Фрикционную опасность горных пород определяют для каждого выемочного участка при проведении горных выработок, оконтуривающих выемочный участок, в срок не более одного месяца после начала их проведения. Фрикционную опасность горных пород до определения ее в горных выработках, проводимых в пределах подготавливаемого выемочного участка, принимают такой же, как и фрикционная опасность горных пород в смежном выемочном участке, при условии, что горные работы по проведению горных выработок в пределах этих выемочных участков ведутся в аналогичных со смежным участком горно-геологических условиях. Решение об определении фрикционной опасности горных пород при проведении горных выработок и отработке выемочных участков в случаях изменения горно-геологических условий принимает технический руководитель (главный инженер) шахты» [4, 7]. Также пунктом 173 «Правил безопасности в угольных шахтах» «запрещается эксплуатация выемочных и проходческих технических устройств без систем взрывозащитного орошения на пластах, содержащих фрикционно опасные горные породы» [4, 7].

В соответствии с пп. 27 и 28 «Инструкции по борьбе с пылью в угольных шахтах» [5] предусматривается обязательное применение взрывозащитного орошения при работе как проходческих, так и очистных комбайнов, в тоже время п. 17 устанавливается давление воды, подаваемой на взрывозащитное орошение, которое должно быть не менее 1,5 МПа. Взрывозащитное орошение — это орошение, применяемое на выемочных и проходческих комбайнах, при котором, в целях исключения возможности воспламенения

метановоздушной смеси от фрикционных искр, обеспечивается подача воды на след резания [5].

В «Методических рекомендациях по проведению экспертных работ при расследовании технических причин аварий в угольных шахтах» [9] разделом 6 предусматривается обследование горных выработок и оборудования для выявления признаков фрикционного искрения. В пункте 68 «Методических рекомендаций...» предусматривается, что «экспертной комиссией при обследовании горных выработок проверяется состояние горных выработок и горно-шахтного оборудования и оценивается вероятность фрикционного искрения при: трении резцов горных машин и бурового инструмента о горные породы; соударении корпусов и наружных деталей горного оборудования, изготовленных из алюминиевых сплавов, со стальными предметами; обрушении крупнозернистых песчаников и их трении и соударении между собой и массивными стальными предметами» [9]. Также в пункте 71 говорится о том, что «в местах обрушения пород кровли, состоящих из крупнозернистых песчаников, экспертной комиссией определяется вероятность фрикционного искрения обрушившихся пород при их соударении и трении между собой и с металлическими конструкциями и предметами, находящимися в выработке. Образцы обрушившейся кровли выдаются экспертной комиссией из шахты для установления их опасности по фрикционному искрению» [9].

Основным недостатком такого подхода является, по сути, общий рекомендательный характер требований по фрикционной безопасности, не зависящий от различия состояния и структуры массива вмещающих пород у различных выработок. Кроме того, остается открытым вопрос о фрикционной опасности углепородного массива непосредственно при ведении горных работ, а также адресный характер разрушения массива через трещинообразование как источника вспышек и возгорания МВС.

Для устранения перечисленных пробелов в оценках опасности массива необходимо дальнейшее развитие научных основ прогноза воспламенения метановоздушной смеси вследствие динамических контактов разрушаемых частей горных пород и, как итог, разработка нормативной и методической базы анализа и контроля за возможностью воспламенения рудничных газов на угольных шахтах.

Отмечая недостаточную изученность механизмов инициирования вспышек и возгорания рудничных газов при ведении горных работ, заметим, что методические проработки данного вопроса находятся в начальной стадии и требуют дальнейшего развития.

С точки зрения трибологических свойств горных пород инициаторами вспышек рудничного газа могут являться процессы динамического взаимодействия разрушаемых частей углепородного массива, имеющие место при обрушениях кровли очистных забоев, вывалах пород у выработок, при выбросах угля и газа.

В настоящее время для оценки негативных геодинамических явлений как фактора инициирования воспламенений МВС может быть использована нормативная база по прогнозу, борьбе и предупреждению негативного проявления газодинамической активности горного массива, а именно горных ударов, внезапных выбросов угля и газа – Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» [4]; Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений» [8]; Руководство по безопасности «Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах» [9], Федеральный закон от 21.07.2007 N 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов».

В соответствии с пунктом 103 «Правил безопасности в угольных шахтах» «технический руководитель (главный инженер) шахты организует прогноз динамических явлений, проведение мер по предотвращению динамических явлений и контроль их эффективности» [4].

«Прогноз удароопасности определяет состояние массива как опасное или неопасное. Прогноз удароопасности подразделяется на региональный и локальный» [9].

«Региональный прогноз – выявление геодинамически опасных зон на значительных площадях, соизмеримых с размерами шахтного поля, в пределах всего месторождения. Региональный прогноз осуществляется непрерывно с помощью сейсмостанций, предназначенных для этой цели» [9].

«Локальный прогноз удароопасности (прогноз удароопасности участка пласта) – определение на конкретном участке (забой, целик, выработка) относительной величины повышенной напряженности краевой части массива» [9].

Пунктом 12 «Инструкции по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений» [9] устанавливаются «виды прогноза динамических явлений» [9].

В приложении N 19 к инструкции представлены меры, направленные на предотвращение динамических явлений, а порядок и методы контроля эффективности мер по предотвращению динамических явлений – в приложении N 20.

Проводя анализ этих нормативных документов, можно отметить эмпирический характер прогноза. К недостаткам такого подхода относится необходимость выполнения дополнительного большого объема работ в части экспериментальных оценок физико-механических, теплофизических и газодинамических характеристик угля и вмещающих пород непосредственно у выработок, которые (характеристики) меняются от выработки к выработке в

пределах исследуемой лавы, в пределах одного и того же шахтного поля. Задача усложняется многократно при ведении горных работ, поскольку на механические свойства углепородного массива теперь оказывает существенное влияние выбор технологии ведения горных работ.

Кроме того, при ведении горных работ в дополнение к нормативным и руководящим документам, которые работают по формуле «да-нет», требуется экспериментальное и/или теоретическое установление приближения аварийной ситуации в реальном масштабе времени, с использованием специального оборудования по специально разработанным программам. В противном случае оказывается достаточно сложным использование имеющихся руководящих материалов для реализации процедуры оценки возможного инициирования воспламенений МВС.

Заметим также, что в цитируемых нормативных документах явно не определена процедура прогноза геодинамических явлений, учитывающая комплексное влияние основных технологических и геологических параметров горных работ на геомеханическое состояние окружающего массива.

Таким образом, доработка существующих руководящих материалов или разработка новых нормативов для установления возможного инициирования воспламенения рудничных газов при ведении горных работ вызвана: отсутствием единой методологии оценки фрикционной опасности при взаимодействии горных пород и режущего инструмента; несовершенством теоретических представлений о процессе воспламенения метановоздушной смеси в результате трения разрушаемых частей горных пород; отсутствием методологии оценки влияния горного давления на трещинообразование и накопление повреждений в массиве пород как источников искрения при обрушениях и потерях устойчивости гетерогенных систем.

1.2. Методология структурного анализа и теоретические предпосылки установления закономерностей механического поведения и разрушения углепородного массива

Решения проблемных задач, связанных с техногенными проявлениями, в том числе при ведении горных работ, вызывающими вспышки и возгорания метановоздушных смесей (рисунок 1.2) многократно усложняются в связи с необходимостью оценки не только общих качественных картин деформирования массива, но и с необходимостью анализа адресного состояния массива в области его околокритического, критического и запредельного деформирований.

Вместе с тем, сложность установления реального механического состояния массива связывается, прежде всего, с бесконечной сложностью во времени механического поведения массива горных пород – «комбинация линейно и нелинейной вязкоупругости, незатухающая память» [10–12, 3]; «старение, обладающие признаками прочностного восстановления и упрочнения, сложная термореология и ряд других особенностей массивов пород» [13–15]. Кроме того, массиву горных пород присущи определенные структурные особенности, такие как дизъюнктивная нарушенность, трещиноватость, гипсонометрия напластований, блочность, включения [17, 18, 3] и другие особенности, затрудняющие выбор достоверных расчетных схем.

«Перспективы решения задачи о деформировании горных пород с учетом многообразия проявлений механических свойств массива можно предположительно связать лишь с реализацией метода СН \leftrightarrow ЭВМ (сложные нагружения \leftrightarrow ЭВМ)» [19]. Суть метода заключается в использовании испытательной машины, работающей по программе сложных нагружений для уточнения физико-механических характеристик в зависимости от напряженно-

деформированного состояния (НДС), реализующегося в материале горных пород (например, у горных выработок), рассчитываемого на ЭВМ. Используя итерационный процесс передачи данных о НДС из ЭВМ в испытательную машину, в результате корректировки программы нагружений образцов и программы их испытаний, результаты экспериментов передаются в ЭВМ для уточнения напряженно-деформированного состояния рассматриваемого объекта. Итерационный процесс заканчивается при выполнении заранее выбранного критерия сходимости. Таким образом, решается задача о достоверной оценке НДС конструктивного элемента шахтного поля.

Во всех других случаях проблема будет решена благодаря выбору в определенной ситуации простейшей, но допустимой идеализации, что, по сути, отдается на откуп специалисту, анализирующему соответствующую проблему [19].

Большая заслуга в формулировке и обосновании гипотез и предположений, упрощающих модели механического поведения углепородного массива, и вместе с тем отражающих состояние горных пород, близкое к реальному, принадлежит советским и российским ученым, внесшим значимый вклад в изучение механики горных массивов, таким как С.Г. Авершин, Б.И. Бокий, Ф.П. Бублик, А.А. Борисов, Г.И. Грицко, Е.С. Ержанов, Г.А. Катков, А.М. Линьков, В.И. Мурашев, И.М. Петухов, М.М. Протодяконов, К.В. Руппенейт, В.Д. Слесарев, В.Ф. Трумбачев, П.М. Цимбаревич, Е.Ж. Шемякин, И.Л. Черняк и многим другим.

Подходы к оценкам механического состояния углепородных массивов в терминах НДС можно укрупненно подразделить на экспертные, уточненные и экспериментальные, а также их комбинации.

Методы экспертных оценок состояния массива базируются на эмпирических зависимостях, описывающих закономерности напряженно-деформированного состояния массива у обнажений, получаемые из

экспериментов. В других случаях используются подходящие аналитические решения для простейших, но допустимых идеализаций массива и расчетных схем, которые корректируются при помощи поправочных коэффициентов, опять-таки получаемые из экспериментов, с тем, чтобы оценить механическое состояние массива, приближенное к реальному состоянию.

Экспертные оценки состояния массива сегодня имеют наибольшее применение в силу своей относительной простоты, близости к инженерному мышлению и пониманию.

Экспертные оценки с успехом используются с целью выбора наиболее рациональных подходов к управлению кровлей технологических параметров выемки угля, а также способов крепления, оценок прочности и устойчивости горных выработок и целиков [3, 20–22].

Ученые, внесшие значимый вклад в данную область знаний: Г.И. Баренблатт, А.А. Борисов, А.Н. Динник, С.В. Кузнецов, Ю.М. Либерман, В.А. Матвеева, С.Г. Михлин, В.И. Мурашов, И.М. Петухов, К.В. Руппенейт, С.А. Христианович, и др. [23–26, 3]. Их работы представляют методы расчета НДС горных пород на базе математической теории упругости.

Вместе с тем экспертные или инженерные методы расчета ограничены областью применения из-за большого разброса горнотехнических условий не только для разных месторождений, но и в пределах одного шахтного поля, требуют всякий раз установления поправочных коэффициентов. Кроме того, используемые для анализа состояния массива зависимости не отражают механические процессы, происходящие в массиве пород, что не способствует изучению и адресности техногенных проявлений, вызывающих вспышки и воспламенения рудничных газов в выработках.

Не умаляя достоинств экспертных методов анализа, к числу которых относятся инженерные и аналитические подходы к решению геомеханических задач, отметим, что информативными, продуктивными и достоверными

методами анализа являются в первую очередь уточненные методы [22], учитывающие комплексы горно-геологических, горнотехнических, технологических и организационных факторов. К уточненным методам анализа относят «численно-аналитические методы расчета НДС массива пород с привлечением ЭВМ» [27, 28]. К числу основополагающих методов анализа механического состояния углепородного массива относятся методы, которые основываются на решениях дифференциальных и интегральных уравнений, также применяются термодинамические и ряд других подходов [28].

Среди численных методов расчета НДС массива горных пород «наиболее развиты конечно-разностный метод (КРМ), метод конечных элементов (МКЭ) и метод граничных интегральных уравнений (ГИУ).

При этом наибольшей популярностью пользуется метод конечных элементов (МКЭ) из-за относительной простоты в реализации» [27–30].

В отечественной и зарубежной науке решением прикладных задач нелинейной теории упругости, вязкоупругости и механики горных пород, в том числе на основе численно-аналитических методов анализа, занимались исследователи из КузНИУИ, ИГД им. А.А. Скочинского, МГГУ, КузПИ и др., такие как А.В. Александров, Б.З. Амусин, С.Н. Комиссаров, Ю.М. Либерман, Г.И. Марчук, Л.Д. Павлова, В.А. Постнов, Л.А. Розин, А.Б. Фадеев, В.Н. Фрянов, К.Я. Хархурим, Н.В. Черданцев, Н.Н. Шапошников, и другие, а также зарубежные ученые – Д. Аргирис, Р. Клаф, Д.Ж. Оден, С. Сегерлинд, И. Чанг, О. Зенкевич и другие [27-29].

Анализируя возможности численных методов, нельзя не отметить бурное развитие метода ГИУ. Этому способствовали научные публикации таких исследователей, как А.Я. Александров, Н.П. Векуа, Ю.В. Верюжский, В.В. Зубков, В.Д. Купрадзе, А.М. Линьков, С.Г. Михлин, Н.И. Мухелишвили, В.З. Партон, Р.Л. Салганик, и других, а также зарубежных ученых П. Бенерджи, Т. Круз, К. Бреббия, С. Крауч, Ф. Риццо, Р. Баттерфилд и других» [31–33].

Основное преимущество метода ГИУ перед МКЭ – сокращение на единицу размерности задачи при их решении в линейно-упругой постановке, что позволяет использовать ГИУ на ЭВМ меньшей мощности, а также привлекает внимание неоспоримая простота при рассмотрении «бесконечных областей» [31–33]. При решении задач за пределами упругости преимущество метода ГИУ перед МКЭ не существенно.

Вместе с тем МКЭ остается одним из основных методов для решения задач прикладной механики. На основе МКЭ построено подавляющее большинство современных программных комплексов, ориентированных на структурный анализ разнообразных конструкций на ЭВМ, такие как ANSYS, ASKA, МИРАЖ, ПРОЧНОСТЬ, МИР, ABACUS, ЛИРА, DINA, MARC и др.

Алгоритмы расчетов действующих напряжений и деформаций в массиве пород по МКЭ базируются на основе вариационных принципах Кастильяно, Германа, Галеркина, Рейсснера, Ху-Вашидзу и др.

Особой популярностью пользуется ставший уже классическим подход, основывающийся на вариационном принципе Лагранжа. Метод конечных элементов, разрабатываемый на основе функционала Лагранжа, базируется на известной теореме механики о минимуме общей потенциальной энергии системы, позволяющей получить разрешающие уравнения относительно неизвестных перемещений, и затем с высокой точностью определять перемещения в выбранных контрольных точках массива. Подход привлекателен тем, что вычислительная процедура расчета деформирования массива значительно упрощает вычислительный алгоритм, поскольку в качестве неизвестных рассматриваются не вся совокупность компонент тензора напряжений и деформаций, а лишь перемещения контрольных точек массива, называемые в МКЭ узлами. После расчета перемещений в узлах, далее, посредством соотношений Коши с использованием определяющих соотношений, вычисляются действующие деформации и напряжения.

Данный подход имеет недостаток, заключающийся в невозможности получения решения для тел, которые состоят из несжимаемых или почти несжимаемых материалов (коэффициент Пуассона близок или равен 0,5).

Преодоление этого препятствия приводит к усложнению алгоритмов расчета деформирования массива с использованием гибридных, смешанных вариационных принципов [34]. Примером такого подхода может служить использование вариационного принципа Германна [35], основным недостатком которого является высокая размерность разрешающих уравнений вследствие необходимости одновременной независимой аппроксимации перемещений и напряжений по полигону конечного элемента.

В настоящей работе для оценок структурных особенностей массива горных пород под нагрузкой и при ведении горных работ в качестве базового варианта численного метода используется «комплекс программ АНСИС (ANSYS/MECHANICAL)» [36, 37], построенный на основе вариационного принципа Лагранжа, представляющий собой многоцелевой пакет проектирования и анализа прочностных задач, признанный во всем мире. С 2002 г. программа ANSYS бессрочно аттестована Госатомнадзором России (аттестация проводилась НТЦ по ядерной и радиационной безопасности).

Важной особенностью комплекса ANSYS является возможность работы с ним в интерактивном режиме. Файловая совместимость комплекса с другими пакетами позволила нам адаптировать комплекс к задачам геомеханики путем присоединения к нему макрокомандных файлов (макросов), которые, в связи со спецификой задач геомеханики, отсутствуют в комплекте программ ANSYS и рассматриваются нами далее как составные части комплекса. Командные файлы написаны автором на языке параметрического программирования ANSYS APDL, и включают в себя макросы формирования физико-механической модели массива FMP (Formation of the Mechanical Properties), восстановления диаграмм деформирования SDR (Strain Diagram Recovery);

макросы кинетики накопления повреждений KAD (Kinetics of Accumulation of Damages); макросы линеаризации функционалов энергии при решении задач по моделям теории малых упругопластических деформаций и теории старения SBM (Solution Birger Method), другие макросы.

Необходимость расширения возможностей комплекса программ ANSYS вызвана также потребностью в оценках поведения массива пород в докритическом, околокритическом, критическом и запредельном состояниях горных пород.

В связи с этим, в отличие от сравнительного анализа состояний массива горных пород, теперь требуется рассмотрение и использование вполне определенных научно обоснованных критериев предельных состояний и прочности массива для получения количественных оценок горнотехнических ситуаций, способствующих вызвать техногенные опасности в виде возможных вспышек и возгораний рудничных газов.

О наличии разнообразных теорий предельных состояний и их возможной несостоятельности или корректной применимости можно говорить исходя из многообразия свойств исследуемых материалов, точности и достоверности расчетов критериальных величин и их экспериментального определения. Обзор статических вариантов критериев прочности и устойчивости для горных пород, а также предложения об их применении отражены в работах [38–42].

В настоящее время для оценок прочности и устойчивости массивов угля и пород самое широкое распространение получил силовой критерий Кулона – Мора или его варианты, на основе которых строится паспорт прочности пород и согласно которым разрушение наступает тогда, когда значение сдвигающих напряжений достигает критического значения, зависящего, в свою очередь, от нормального напряжения на площадке сдвига.

В работах [41, 42] рассмотрен обобщенный вариант оценки прочности углепородного массива посредством установления коэффициента

нагруженности горных пород, демонстрирующий свою пригодность и распространенный В.А. Трушко на случай анализа динамических разрушений [43].

Недостатком использования силовых критериев разрушений является неучет деформационных составляющих задачи, что приводит к неоднозначности решения в случае необходимости рассмотрения деформирования массива за пределами упругости.

В стремлении компенсировать этот недостаток в наших исследованиях предпринимается попытка прямого использования опытных диаграмм деформирования материала массива горных пород, которые возможно получить из испытаний образцов материала в лабораторных условиях либо в результате шахтных экспериментов.

По сравнению с экспертными методами анализа прочности использование МКЭ и опытных диаграмм деформирования в качестве определяющих соотношений (графический вариант) позволяет указать местоположение опасной напряженной зоны массива у выработок и тем самым установить адрес вероятного или возможного возгорания рудничных газов при деформировании и разрушении угля и пород.

Однако для анализа механических процессов, происходящих при разрушении массива, совместное использование силовых и деформационных критериев разрушения оказывается недостаточным. Поскольку разрушение горных пород связывается с трещинообразованием и развитием существующих дефектов, необходимо рассмотрение процессов зарождения и развития магистральных трещин, и не только в отдельной «точке» наиболее напряженной части массива, но и по его объему.

Оценка поведения трещиноподобных дефектов в массиве пород под нагрузкой представляет собой сложную задачу механики разрушения.

Использование для этих целей теории трещин А.А. Гриффтса, Г.Р. Ирвина и Е. Орована [44, 45] вызывает затруднение из-за необходимости рассмотрения хаотического характера разрушения, в том числе разрушения по типу ветвления трещин. Решения задач в такой постановке встречаются трудности не только в плане анализа, но и из-за отсутствия подходящего критерия разрушения и недостающих математических связей, устанавливающих зависимость работы действующих в теле напряжений с энергией, которая требуется для образования новых поверхностей разрушения [3].

Подводя итоги сказанному, можно сделать вывод, что использование линейной механики разрушения для выяснения поведения массива с наведенной трещиноватостью является непростой задачей.

Вместе с тем необходимость моделирования характера развития техногенной опасности как фактора возникновения вспышек и воспламенений метановоздушных смесей из-за фрикционного взаимодействия частей разрушающейся породы вынуждает обратиться к поиску или разработке методов, альтернативных классической механики разрушения.

В первом приближении воспользуемся понятием разупрочнения массива в интегральном, феноменологическом смысле. В этом случае механическое поведение массива можно рассматривать как поведение материала не с позиции принципа «микроскопа», а с позиции принципа «телескопа», с позиции механики сплошных сред [46]. Речь идет о рассмотрении поведения массива пород как материала с уже имеющимися микро- и макротрещинами, смятиями и прочими дефектами.

Смысл интегрального учета повреждений заключается в использовании диаграмм деформирования материала пород, получаемых из испытаний репрезентативных образцов, когда нарушения накапливаются в процессе эксперимента с образцами. Идея интегрального учета разупрочнения массива опирается на многочисленные эксперименты по изучению околокритических,

критических и запредельных свойств пород деформирующегося горного массива [13, 47–50].

Иной, эволюционный подход для описания развития повреждений в геосреде рассматривается в работе [51]. Здесь на базе решения нелинейных динамических уравнений механики твердого деформируемого тела анализируются процессы развития разрушения массива в кровле пород над выработанным пространством, при движении очистного забоя. Полученные решения показывают качественную картину накопления повреждений, соответствующую натурным наблюдениям, вместе с тем, как отмечают авторы, развиваемый подход нуждается в дальнейшем совершенствовании.

В работе [52] рассматривается модель циклического обрушения горных пород с последовательным накоплением повреждений. Критерием накопления повреждений служит отношение предельных значений напряжений, рассчитываемых по критерию Кулона – Мизеса, к величине действующих в массиве соответствующих эквивалентных напряжений. Несмотря на то, что эквивалентные напряжения, действующие в массиве пород, рассчитываются на базе модели теории ползучести, при оценках предельных значений напряжений временной фактор остается в стороне.

В работах [53–55] уже вводятся в рассмотрение критериальные аналитические зависимости механического состояния угольных пластов, учитывающие параметры поврежденности с учетом временного фактора.

В наших исследованиях рассматривается кинетический подход накопления повреждений в углепородном массиве, базирующийся на идеях С.Н. Журкова и Л.М. Качанова [56, 57]. Реализация модели накопления повреждений в массиве пород с учетом фактора времени накладывает свой отпечаток как на величины предельных напряжений, так и на уровень действующих напряжений.

При расчетах НДС массива горных пород далеко не в последнюю очередь следует остановиться на представлениях модели углепородной среды, на вопросах представления определяющих соотношений – соотношений, связывающих деформации и напряжения [58].

Для связи между напряжениями, деформациями и временем применяют структурные (механические) и феноменологические типы моделей массива горных пород.

Если для какой-либо комбинации структурных элементов (пружина, поршень, катаракта) [3] записать математические выражения для перемещения точек приложения нагрузки к конструкции, получим определяющие соотношения, связывающие напряжения, деформации и время для массива. Стремление к лучшему описанию механического поведения массива горных пород привело к необходимости соединения пяти простейших элементов для оценки НДС междукамерных целиков [59]. Вместе с тем соединение большого количества элементов в единую конструкцию приводит к громоздким математическим выражениям, и, как показывает практика, получающиеся структурные модели не всегда удовлетворительно описывают механическое поведение массива горных пород.

Более общая «феноменологическая теория, из которой как частные случаи следуют механические модели вязкоупругого поведения массива горных пород, представляется так называемой наследственной теорией» [3]. При исследованиях процессов деформирования МГП в большинстве случаев используется линейная теория наследственности, автором которой является Л. Больцман [60, 61]. В работах Ж.С. Ержанова экспериментально доказана обоснованность связи между напряжениями и деформациями во времени для МГП в частном случае установившейся ползучести [62, 3].

Анализ определяющих соотношений, полученных на базе теории наследственности Ж.С. Ержановым, а также использование соотношений, им

подобным, дает возможность утверждать принадлежность связи между напряжениями и деформациями для механики горных пород как это принято в теории старения, являющейся одним из вариантов технической теории ползучести, трактовку которой предложил Ю.Н. Работнов [63, 3].

Вместе с тем использование теории ползучести применительно к оценкам деформирования массива горных пород встречает ряд затруднений.

Во-первых, опыты Кармана на образцах горных пород показывают существенную зависимость вида диаграмм деформирования от типа напряженного состояния. То есть для МГП нарушается гипотеза П. Людвига о единой кривой деформирования для всех элементарных объемов горных пород [50]. Это приводит к тупиковой ситуации при расчетах НДС массива пород у обнажений и выработок, поскольку вычисления невозможны в связи с неопределенностью выбора диаграмм деформирования для каждого из элементарных объемов МГП без предварительных оценок компонент напряжений, а с другой стороны, расчеты напряжений и деформаций массива невозможны без использования диаграмм деформирования.

Во-вторых, поскольку диаграммы деформирования априори не определены, оказывается неопределенным и силовой критерий разрушения. По этой же причине не определена зависимость длительной прочности массива от времени.

В-третьих, нередко в диаграммах деформирования наблюдаются участки смешанного деформирования, что говорит о необходимости использования определяющих соотношений, как для физически нелинейных материалов [64].

В-четвертых, в соответствии с теорией долговременной прочности горный массив под нагрузкой у обнажений постепенно разупрочняется из-за повреждений, которые происходят непрерывно, и, как следствие, массив горных пород может быть охарактеризован как массив с остаточной прочностью [65, 66].

Разупрочнение массива связывается с «мягким», «жестким» или смешанным видами нагружения. При этом оценить уровень остаточной прочности массива, а значит и траекторию запредельной ветви диаграммы деформирования, проблематично [13, 14, 67, 58, 65, 3].

Таким образом, «перспективы разработки общей методологии оценки прочности и устойчивости горных выработок» [62] связываются в том числе с решением перечисленных выше проблем, с необходимостью выдвижения дополнительных гипотез и предположений, устраняющих, казалось бы, неразрешимые тупиковые ситуации при физическом моделировании массива горных пород.

Как известно, экспертные и уточненные методы анализа механического состояния углепородного массива дают бесчисленное множество решений до того времени, пока не будут экспериментально установлены конкретные физико-механические свойства массива пород, составляющие рассматриваемый конструктивный элемент шахтного поля.

В настоящее время потребности практики требуют определения ФМХ и констант материалов горных пород, включающих более восьмидесяти показателей общетехнического, технологического и специального назначения. Ниже представлен примерный набор механических характеристик углепородного массива, использующийся для оценок прочности и устойчивости горных пород и выработок:

Объемная масса – γ (кг/м³);

Пористость – m_0 (м³/м³);

Предел прочности на сжатие – $\sigma_{сж}$ (МПа);

Предел прочности на растяжение – σ_p (МПа);

Предел пластичности (упругости) – σ_s (МПа);

Модули упругости Юнга и сдвига – E, G (МПа);

Коэффициент Пуассона – ν (м/м);

Угол внутреннего трения – φ (град.);

Сцепление – C (МПа);

Диаграмма деформирования – $\sigma_i = f(\varepsilon_i)$;

Паспорт прочности – $\tau_{nt} = F(\sigma_n)$,

здесь σ_i, ε_i – интенсивности напряжений и деформаций соответственно; σ_n, τ_{nt} – нормальные и касательные напряжения на площадке с нормалью n .

Многие другие ФМХ характеристики могут быть установлены по корреляционным зависимостям от характеристик, входящих в перечисленный выше набор [15].

Эксперименты по оценке ФМХ горных пород, как правило, проводятся в лабораторных и реже в полевых условиях. Методология экспериментальных оценок ФМХ горных пород, существующие методы и средства установления напряженного состояния массива обобщены в работе [68].

Помимо критериальных величин прочности массива пород в коэффициент нагруженности массива (обратная величина коэффициента запаса прочности) входят действующие в массиве напряжения, подлежащие определению расчетными или экспериментальными (инструментальными) методами.

Для натуральных инструментальных исследований НДС массива горных пород разработан ряд методов с использованием известных физических принципов, основанных на измерении деформаций (метод разгрузки, компенсационной нагрузки, деформации скважин и др.), на измерении давлений, передаваемых средой (метод разности давлений, упругих включений и др.), методы сейсмоакустики, электрометрии, электрокаротажа, радиометрические методы, голографические и другие методы.

При разработке средств измерений большое значение придается исполнительным элементам диагностики состояния горного массива.

Для определения механических напряжений в качестве чувствительных элементов широко применяются мембранные преобразователи, представляющие собой мембраны различной формы, заземленные по контуру. При измерении горного давления перемещения (прогибы) мембраны определяют, например, по величине смятия преобразователя деформации, изготавливаемого из пластичных материалов (свинец, медь и т. п.) [69]. Метод надежен и прост, однако имеет высокую погрешность измеряемых величин, требует ручной обработки результатов измерений.

Гидромеханические преобразователи следят за перемещениями (прогибами) мембраны путем вытеснения из замкнутого объема жидкости в градуированный капилляр. Основным недостатком преобразователя – сложность изготовления.

Для определения механических напряжений используют датчики на основе фотоупругих материалов, наклеиваемые на поверхность породы или на мембраны деформометров [70]. Достоинством фотоупругих датчиков является отсутствие электрических выводов; недостатком – использование лишь в лабораторных условиях.

Использование пьезоэлектрических датчиков для измерения динамических напряжений [71] оказалось также малоперспективным в связи с необходимостью тщательной экранировки соединительных кабелей и применения согласующих устройств с большим входным сопротивлением.

В целях оценки деформирования горных пород вызывают затруднения использование емкостных датчиков в связи с малым линейным диапазоном измерений и значительной зависимостью характеристик датчика от температуры и влажности, необходимости его питания высокочастотным напряжением переменного тока [73, 3].

Наибольшее применение для исследования НДС конструкций и массивов получил тензорезисторный метод [73]. Тензорезисторный метод можно считать

наиболее отработанным в сравнении с другими видами измерений, поскольку 80–90 % всех измерений механических величин осуществляется с его помощью [3]. Целесообразность использования этого прямого метода как основного или базового для установления НДС массива горных пород определилась в значительной степени достигнутым уровнем разработок отечественных тензорезисторных систем.

Вместе с тем существуют и некоторые особенности в применении тензорезисторов (тензорешеток) для измерения действующих в массиве напряжений. Так, например, из-за высокой жесткости материала массива горных пород непосредственное наклеивание малогабаритных тензорезисторов даже в зоны предполагаемой повышенной концентрации напряжений приводит к оценкам информативных параметров с высокой погрешностью. Небольшие деформации (предельная величина относительной деформации пород до 2 %) требуют использования высокопрецизионной аппаратуры. Поэтому тензорезисторы встраиваются в исполнительные органы (элементы) – датчики измерения горного давления, усиливающие деформирование тензорешеток до их номинального значения.

Известны такие датчики измерения горного давления, как ВОМ-зонды, датчики деформации скважин – зонды ВV, датчики контроля сдвижения горных пород и др. В работах [74, 75] разработан модуль измерения горного давления, обладающий способностью измерять изменение давления гравитационной составляющей, давления фильтрующихся газов и жидкости (воды) или их одновременное воздействие на массив. Тензорезисторный датчик напряжений является чувствительным элементом модуля измерения горного давления. В данном случае высокий уровень точности измерений достигается благодаря имеющимся конструктивным особенностям модуля, который воспроизводит эффект гидроусиления, переводящего низкий уровень деформаций массива к прогибу мембраны датчика до близкого к номинальному

значению работы тензорешетки уровня. Данная особенность дает преимущество названному модулю измерения горного давления в сравнении с исполнительными системами прямого измерения деформации угля и вмещающих пород [3].

Исполнительные элементы диагностики состояния массива, в свою очередь, встраиваются в автоматизированные системы дистанционного слежения за напряженно-деформированным состоянием массива, как при ведении горных работ, так и для долгосрочного слежения за состоянием капитальных выработок [42, 74–82].

В качестве примера можно привести организацию службы слежения за геомеханической ситуацией в угольной компании, которую можно отнести к одной из ведущих на мировом рынке – «Рурколе АГ», Германия [74]. Концепция оценки механического состояния массива, как правило, сводится к анализу изменения горного давления только части выемочных участков при ведении горных работ и не связывается с крупномасштабными участками массива горных пород [74]. Инструментальные средства слежения за изменениями горного давления всегда работают совместно с автоматизированными расчетными комплексами, установленными на мощных ЭВМ в головном офисе концерна, а связь с шахтами осуществляется при помощи шахтных терминалов в сопряженной сети посредством опроса результатов измерений – информативных параметров в диалоговом режиме. При этом считается, что сокращение производственных затрат без контрольных мероприятий невозможно.

Наиболее известные системы опроса в настоящее время – это «Хангбру» (анализ вывалов и обрушений пород кровли)» [83], «Гешла» (горные удары)» [84], «Газбру» (газовыделение)» [85] и другие.

Некоторые из информационно-вычислительных систем (ИВС), применяющиеся для контроля НДС горных пород, описаны в работах [82, 86–

89]. Над созданием ИВС трудились сотрудники ИГД СО АН СССР, ВНИМИ, МГИ, ЛГИ, ИФЗ АН СССР и другие [3].

Среди существующих ИВС, на наш взгляд, наиболее перспективна система, в основу которой положено прямое измерение напряжений и/или деформаций. С этим можно согласиться, если учесть, что по данным измеренных деформаций или напряжений устанавливается ясный физический критерий прочности и устойчивости массива по уровню известных предельных значений напряжений или деформаций. В то же время ИВС, основанные, например, на сейсмоакустических методах, хотя и не имеют надежного объективного критерия разрушения горных пород, призваны локализовать источник акустических возмущений.

Рассмотрим структуру некоторых из разработанных ИВС как у нас в стране, так и за рубежом.

ИВС, которую разработал ВНИМИ, включает 22 индуктивно-частотных или струнных деформометров. Фоторегистратор фиксирует результаты измерений. В течение суток работа аппаратуры обеспечивается автономным блоком питания [90].

ИВС, созданная сотрудниками ЛГИ, применяет индуктивные частотные датчики линейных перемещений (до 32 датчиков в блоке; число блоков до десяти). Данная система не требует спусков под землю с целью получения информации, поскольку информация в административное помещение передается по проводным линиям связи [87].

В Московском горном институте разработана автоматизированная система оперативного контроля состояния массива «Массив-2М» [91], позволяющая получать значения ускорений мгновенных деформаций, по градиентам которых судят об устойчивом, переходном или неустойчивом состояниях выработок.

Аппаратура беспроводного автоматического контроля деформаций целиков и кровли с датчиками линейных перемещений и абонентских станций, связанных по радиоканалам с диспетчером шахты, разработана в ИГД АН СССР [89].

Информационно-вычислительная система ВНИМИ базируется на идее анализа данных сейсмоакустики [92, 93] и включает многоканальную сейсмоакустическую станцию, а также датчики регистрации упругих волн.

Не смотря на наличие обширного перечня ИВС, они в основном используются в научных целях.

Такого рода работы организованы и за рубежом. Известна, например, система американской фирмы Hesa and Mining CO, призванная локализовать опасный участок. Она включает ЭВМ типа IBM S/7 и 23 геофона, которые подключены к ней проводной связью и воспринимают возникающие при эмиссии волн напряжений в горных породах слабые звуковые сигналы [74].

Таким образом, наряду с опытом ведения горных работ и нормативной документацией, использование экспериментальных информационно-вычислительных систем совместно с уточненными методами структурного анализа позволят получить качественные и количественные оценки текущего механического состояния изучаемой геосреды, а также дать прогноз возникновения и приближения опасных ситуаций, в том числе указать адресность опасных техногенных зон.

1.3. Энергетические и фрикционные источники воспламенения МВС при разрушении углепородного массива

Сегодня не вызывает сомнений очевидный факт, что источником воспламенения пыле- и МВС на угольных шахтах являются техногенные (природные) проявления при ведении горных работ, вытягивающие за собой

цепочку опасностей в результате разрушения углепородного массива. Поскольку добыча угля невозможна без разрушения горного массива, то для устранения или минимизации негативных проявлений – вспышек, возгораний и взрывов рудничных газов – необходимо подвергнуть тщательному изучению как сами процессы разрушения, так и возникающие при этом явления, провоцирующие горение (рисунок 1.2).

Одним из основных провоцирующих факторов, вызывающих воспламенение МВС, является «фрикционное трение разрушенных частей горных пород в результате обрушения кровли, вывалов породы, горных ударов и выбросов» [7, 206].

В исследования фрикционной опасности горных пород большое значение имели исследования российских ученых, таких как Л.Б. Глатман, Б.Ф. Кирин, Н.Г. Кочерга, И.Г. Ищук, Ю.И. Липин, Л.Я. Лихачев, В.З. Меламед, В.Г. Мерзляков, Г.А. Поздняков, Е.З. Позин, А.В. Трубицын, С.Е. Чирков и другие [94].

Уже в 1887 году Прусская комиссия по рудничному газу указала на то, что при обрушениях кровли в результате трения породы о породу может случиться воспламенение газов. В качестве причины возгорания называлось выделение большого количества тепла при трении породных отдельностей из-за оседания кровли в выработанное пространство или при ее внезапных обрушениях [95].

Первые из опытов, подтверждающие возможность возгорания горючих газов в смеси с воздухом при трении породы о породу, были осуществлены, по-видимому, еще в 1913 году в связи со взрывами на руднике «Бельвью» (Канада) в 1912 году Стерлингом и Кадманом. С песчаником проводились опыты, в каждом из которых при трении пород возникало воспламенение газов. Впоследствии установили, что температура воспламенения смеси газов,

возникающая в результате трения, заметно понижается, если в состав рудничного газа наряду с метаном входят этан, пропан, бутан [94, 7].

За период с 1980 по 1989 г. в угольных шахтах ЮАР произошло 57 взрывов газа и пыли, 75 % из которых произошли в забоях, в частности от фрикционного трения [95].

Весьма характерным примером аварии, вызванной чередой взрывов рудничных газов вследствие активизации тектонических процессов с последующими обрушениями в незакрепленном, изолированном пространстве вентиляционного ходка и в выработанном пространстве, явилась авария, произошедшая на шахте «Краснолиманская» (Украина) [96].

В процессе экспертизы причин аварии на шахте «Краснолиманская» последовательно установлено:

- события, провоцирующие активное развитие аварийной ситуации проявляются по истечении 128 суток после остановки лавы;
- контрольные замеры содержания оксида углерода, показывающие его стабильное снижение, отсутствие повышения температуры и влажности в атмосфере изолированных выработок свидетельствуют о том, что произошедшие взрывы метана не являются следствием самовозгорания угля;
- вследствие того, что выемочный участок отработанной лавы изолирован со всех сторон перемычками, доступ персонала к выработанному пространству был исключен; по этой причине технологические факторы, такие как огневые и взрывные работы, работа электрооборудования (извлечено все оборудование и электрические кабели), курение, головные светильники, не явились источниками инициирования и взрыва рудничных газов;
- отмечая, что развитие аварийных ситуаций вследствие тектонических явлений, происходящих в массиве горных пород, являющихся широко исследуемыми, но недостаточно изученными процессами, тем не менее комиссия приходит к выводу, что единственно возможными источниками

воспламенения метановоздушной смеси является «...фрикционное трение песчаника о песчаник в зонах геологических нарушений во время активизации тектонических процессов в изолированном выработанном пространстве 1-й западной лавы засбросовой части пласта» [96].

В 1970–1998 гг. в угольных шахтах СССР (СНГ, Россия) было 282 взрыва пылеметановоздушной смеси [79]. В результате фрикционного – 36 случаев, 18 из которых произошли с 1990 по 1998 г.

В последние годы проблема фрикционного воспламенения стоит наиболее остро в связи с произошедшими взрывами на шахтах «Воркутинская», «Антоновская» и «Красногорская». В качестве причин аварий было названо фрикционное воспламенение, вызванное обрушениями пород кровли без наличия контакта с металлическими конструкциями [95].

Учеными особое внимание было обращено на фрикционное воспламенение метановоздушных смесей вследствие повышения температуры в зоне контактирования режущего инструмента с углепородным массивом. Экспериментальные исследования с использованием видеосъемки процессов резания показали, что источник воспламенения представляет собой раскаленный след резца на породе, который примыкает к резцу и перемещается вместе с ним.

При этом установлено, что «чем выше скорость резания, тем длиннее раскаленный след резца, что возможно только при увеличении мощности резания, так как толщина горячего следа должна оставаться постоянной. В этом случае опасность фрикционного воспламенения метана возрастает. При скорости резания, меньшей 0,5 м/с, возникновение фрикционного воспламенения метана оказалось невозможным [7, 97, 98].

Можно полагать очевидным факт воспламенений метановоздушных смесей, источником которых является трение инструмента о породу при разрушении массива в результате снятия стружки.

Вместе с тем до настоящего времени проблеме теплового воспламенения за счет трения отдельных частей разрушаемого массива – трению породы о породу – не уделялось должного внимания. При этом выводы, основанные на экспериментах, носят скорее интуитивный характер, поскольку из-за сложности проблемы моделирования процессов перехода механической энергии в тепловую при трении оставались не выясненными.

Известна попытка рассмотрения механизма возникновения вспышки метановоздушной смеси вследствие фрикционного трения пород на базе моделирования зажигания смеси, с использованием двухтемпературной теплодиффузионной модели горения [7].

В некоторых работах ставится задача разработки феноменологической модели для изучения закономерностей процесса фрикционного контактирования резца с породой с целью установления механизма возникновения высокотемпературного источника [36, 70, 7].

Оба подхода заслуживают внимания, обнаруживают свою потенциальную пригодность, однако нуждаются в дальнейшем развитии.

Обобщая и анализируя результаты вышеприведенного обзора относительно фрикционного воспламенения рудничных газов, заметим, что те представления о фрикционных воспламенениях, которые выработаны в теории и практике, не дают возможности установить единую методологическую основу решения указанной задачи. Также следует отметить, что в ряде известных работ отмечалось отсутствие детального изучения механизмов образования воспламеняющего искрения при ударах и трении резцов о породы [2, 79].

Таким образом, до настоящего времени физика механизма воспламенения горючих смесей за счет фрикционного трения инструмента о породу остается малоизученной, а механика фрикционного воспламенения при динамическом

взаимодействии разрушенных частей горных пород изучена и того менее, требует пристального внимания.

Вместе с тем, рассматривая вероятные источники воспламенения рудничных газов в результате разрушения горных пород, следует отметить, что уже на стадии формирования повреждений в массиве (трещинообразование в массиве перед его финальным разрушением) выявляются новые источники воспламенения. Так, например, из результатов работ [99–101] следует, что на берегах существующих и вновь образующихся трещин при деформировании массива возникают электрические заряды противоположных знаков. Факт возникновения электрического поля установлен фиксируемым электромагнитным излучением (ЭИ) при испытаниях образцов пород в условиях одноосного сжатия [99]. Причем с увеличением микроразрушений увеличивается и число импульсов ЭИ. По данным работ [99, 102] напряженность поля в трещинах может достигать 10^7 – 10^8 в/см. В соответствии с законом Пашена разрядное напряжение в однородном поле является функцией произведения давления газа в трещине на расстояние между берегами трещины. Следовательно, при определенном сочетании напряженности электрического поля, расстоянии между берегами трещины и пластовым давлением рудничного газа в трещине возможен электрический пробой (разряд).

Для справки: «пробойное» напряжение воздуха между параллельными пластинами при стандартных условиях соответствует величине $U[\text{кВ}] = p[\text{атм}] \times s[\text{см}] + 6,4(ps)^{1/2}$, где p – давление; s – расстояние между пластинами. Заметим также, что диэлектрическая проницаемость метановоздушной смеси в 1,7 раза выше, чем у воздуха.

Таким образом, если рудничный газ в полости трещины находится во взрывоопасной концентрации, то электрический разряд между берегами трещины может вызвать вспышку (взрыв) газовой смеси.

В результате шахтных наблюдений установлено [103], что по мере приближения к забою по выработке число импульсных ЭИ увеличивается.

Это означает ни что иное, как увеличение хаотических повреждений в углепородном массиве вследствие увеличения уровня опорного давления.

В связи с этим оказывается важным при ведении горных работ устанавливать очаги повышенных концентраций НДС у выработок, очистных забоях, по протяженности нависающей кровли и т. п. областей массива как областей, потенциально опасных по взрывам метановоздушных смесей.

Поскольку природа возникновения ЭИ все еще остается неизученной остается невыясненным вопрос относительно механизма накопления зарядов на берегах растущих и вновь образующихся множественных нарушений (трещин) в массиве горных пород.

Нами установлено [95, 104–106], что одной из вероятных причин возникновения и накопления зарядов на берегах трещин является пьезоэлектрический эффект – как отклик массива на его деформирование.

Рассмотренные в работах [95, 104–106] способы выявления и получения пьезоэлектрического эффекта горных пород, измерение электрических напряжений при деформировании горных пород, в том числе на третьей стадии ползучести, вероятность искрообразования вследствие фрикционного трения, вклад в искрообразование статического электричества могут быть отнесены к факторам возникновения взрывов рудничного газа при обрушениях и вывалах горных пород, обрушениях кровли при выемке угля. Это, в свою очередь, имеет важное практическое значение для улучшения методологии прогностической системы и технологии угледобычи. В таком ключе отмеченная проблема как в

России, так и в других странах не рассматривалась, поэтому ее можно назвать новой [95].

Еще одна из причин локального повышения температуры в массиве проявляется в результате разрушения МГП. Вместе с тем экспериментальные исследования В.В. Середина на образцах из гипса и цемента марок М100 и М400 показали незначительное увеличение температуры массива в зоне разрушения [107]. При этом установлено, что максимальным является увеличение температуры при одноосном сжатии для всех исследуемых материалов, тогда как при растяжении наблюдаются меньшие значения изменения температуры. Возрастание температуры материалов в зоне разрушения наблюдается при увеличении прочности на сжатие образцов. Например, в образцах из цемента марки 100 при средней прочности на сжатие 4,52 МПа в зоне разрушения наблюдается изменение температуры материала, равное 0,88°C. В случае увеличения прочности образцов до 34,38 МПа (цемент М400) температура увеличивается в 5,8 раза, изменения равны 5,06°C. Данная закономерность характерна и для материалов, которые находятся в условиях одноосного растяжения. Например, если средняя прочность на растяжение образцов цемента М100 составляла 0,081 МПа, изменение температуры материала было равно 0,16°C; если прочность возрастала до 0,520 МПа (цемент М400), температура увеличивалась в 1,4 раза, изменение равно 1,22°C.

Таким образом, рассматривая физические свойства материалов горных пород, можно полагать, что вспышки метановоздушной смеси могут быть вызваны четверкой явлений или их комбинацией: в результате местного нагрева при фрикционном трении разрушаемых частей горных пород, а также при трении зубков режущих частей горных машин в контакте с углепородным массивом, либо трением крепи о массив и т. п.; вследствие искрообразования как результат фрикционного трения; вследствие электрического разряда через поверхности радела массива в процессе хаотического накопления

повреждений – трещин, ветвящихся трещин и т. п., в результате реализации пьезоэлектрического эффекта в горных породах при деформировании массива.

Заметим также, что все четыре выделенных нами явления нуждаются в дальнейшей тщательной проработке, поскольку несмотря на продолжительную историю их проявлений изучение перечисленных выше техногенных опасностей находится в начальной стадии, зачастую на уровне не вполне доказанных предположений как у нас в стране, так и зарубежом. Как следствие, отсутствуют единые методологические подходы к оценке причин воспламенения метановоздушных смесей в горных выработках, а также единая система классификации перечисленных опасностей.

В этой связи вызывает затруднение разработка нормативно-методической базы по контролю и предупреждению геодинамических явлений как фактора инициатора воспламенений рудничных газов на угольных шахтах.

1.4. Анализ приемов прогноза и подавления взрывного горения рудничных газов на угольных шахтах

Подход к решению проблемы обеспечения безопасности при ведении горных работ на шахтах, опасных по газу и пыли, основывается на следующих принципах: а) ликвидация источника главной опасности возникновения взрывного горения – взрывоопасных концентраций углеводородов и пыли в смеси с воздухом; б) ликвидация источников, которые могут стать причиной возгорания горючих материалов или создания взрывоопасной среды [80]. Указанные принципы трудноосуществимы, поэтому возникает необходимость реализовывать третий принцип в), который заключается в разработке мероприятий с целью подавления взрывного горения [80, 3].

Рассматривая проблемы взрывозащиты угольных шахт заметим, что в настоящее время при ведении горных работ наиболее полно проработан

принцип б) в части «превентивного подавления возможных вспышек рудничных газов системами орошения зоны резания горного массива, их совершенствованием, выбором типа оросителей, выбором рациональных схем компоновки систем орошения на комбайнах» [107–110].

Таким образом, как правило, сегодня в качестве главного способа предупреждения фрикционного воспламенения рудничных газов используется орошение мест пылевыведения, а также предполагаемых источников воспламенения пыле- и метановоздушных смесей [95].

Следует отметить, что имеющиеся в настоящее время представления процессов пылеобразования и фрикционного воспламенения не дают возможности прийти к разработке методологии ведения производственного контроля указанных опасностей, следовательно, не систематизирован и комплекс мероприятий по предотвращению опасностей [95].

По сравнению с методом орошения не менее полно проработан принцип б) в части превентивного подавления возможных вспышек, возгораний и взрывов пыли и рудничных газов путем снижения их взрывоопасной концентрации в горных выработках.

Для создания безопасных и гигиенических условий труда осуществляется проветривание выработок, когда в шахту с поверхности непрерывно подается свежий воздух в необходимом направлении и с правильной интенсивностью его движения, что ведет к снижению взрывоопасной концентрации рудничных газов. Проветривание обеспечивается за счет депрессии воздуха, создаваемого вентилятором.

Различают три способа проветривания: нагнетательный, всасывающий, комбинированный. При первом способе давление воздуха на выходе из вентилятора и в выработках будет превышать атмосферное, сохраняющееся в устье воздуховыдающего ствола. Если произойдет аварийная остановка вентилятора, давление воздуха в выработке снижается, что, в свою очередь,

приводит к увеличению поступления метана в выработки и образованию взрывоопасной среды. В связи с этим данный способ рекомендуют применять на шахтах до II категории опасности по метану и лишь при разработке только первого горизонта.

При всасывающем способе проветривания в выработках создается разрежение воздуха по сравнению с атмосферным. Поэтому если происходит остановка вентилятора, давление в выработках повышается и, как следствие, замедляется процесс их загазирования. Данный способ используют по большей части на газовых шахтах. При этом допускается использование на центрально-отнесенном стволе одной центральной вентиляторной установки или двух – на фланговых стволах.

При нагнетательно-всасывающем способе проветривания используются два последовательно работающих вентилятора, которые установлены в воздухоподающем и воздуховыдающем стволах. Такой способ допускается использовать в случае значительной протяженности горных выработок.

Однако система проветривания в случае аварийной остановки вентиляторов перестает выполнять свои функции, поэтому не является универсальной.

Кроме того, система проветривания оказывает слабое влияние на фильтрацию метана из угленородного массива в выработки. Поэтому, если в массиве в полостях дефектов создана взрывоопасная концентрация смеси метана с воздухом, возможны вспышки смеси при развитии дефектов, накоплении повреждений в массиве и при обрушениях.

В общем случае оказывается невозможным создание систем взрывозащиты общей ориентации. Так, по техническим причинам в качестве взрывозащиты невозможно использование систем орошения при обрушениях горных пород, например, кровли у очистного забоя.

В связи с этим системы взрывозащиты разрабатываются в соответствии с их проблемной ориентацией:

- системы защиты участков сети шахтных выработок;
- системы защиты газоотводящих сетей, в том числе поверхностных;
- системы защиты складов взрывчатых материалов и раздаточных камер;
- системы защиты газодренажных выработок и т. п.

В случае если оказывается принципиально невозможно обеспечить абсолютную безопасность работ путем подавления вспышек и взрывного горения рудничных газов путем реализации принципов а) и б), необходима реализация третьего принципа – принципа в). В литературе принцип в) часто относят к так называемой второй линии защиты.

Изначально, в прошлом и до настоящего времени ко второй линии пыле- и взрывозащиты относят пассивные водяные и сланцевые заслоны. С их помощью пытаются изолировать выработки от воздействия огня и ударной волны со стороны наиболее вероятных очагов взрывов, не допуская дальнейшего прохождения огня.

Конструктивно сланцевый заслон представляет собой ряд полок с бортиками. Полки заполняются инертным (сланцевым, доломитовым, из ракушечника) порошком и устанавливаются на опорах у кровли выработок. Инертный порошок на полках может находиться в пластиковых мешках. Если мешки заполнить водой, получим устройство взрывозащиты – водяной заслон.

Сланцевый и водяной заслоны приводятся в действие взрывной ударной волной, которая опрокидывает полки и разрушает мешки. При этом происходит флегматизация части объема выработки огнегасящим порошком или тонко распыленной водой с последующей локализацией взрыва.

Важно помнить, что системы взрывозащиты второго эшелона по своим техническим характеристикам также могут быть ограничены областью своего применения. Поэтому к системе взрывозащиты, как и к любой другой конструкции, не следует относиться предвзято, в случае если система в процессе эксплуатации будет поставлена в условия, на которые она не рассчитана. Так, например, сланцевый заслон может локализовать распространение огня и ударной волны только на определенной стадии развития взрыва, в узком диапазоне скоростей распространения пламени, в пределах от 140 до 284 м/с. Это означает, что, с одной стороны, дефлаграционное горение не будет локализовано из-за недостаточной величины давления во фронте ударной волны, необходимой для опрокидывания полки заслона, а с другой стороны, при сильных взрывах (скорость пламени 280 м/с и более) из-за большой инерционности сланцевого заслона (более 2 с) не успевает сформироваться облако инертной пыли на пути распространения фронта пламени. Кроме того, пассивные заслоны малоэффективны при подавлении взрывов метановоздушных смесей в местных слоевых скоплениях метана и в куполах.

Сравнительно недавно разработана новая техника для локализации и предупреждения взрывов рудничных газов и пыли [111].

В качестве примера приведем устройство АСВП-ЛВ – это автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов, которая была разработана «Межведомственной комиссией по взрывному делу» при Академии горных наук. Данная система крепится к кровле выработки стационарно, не вредит осуществлению хозяйственной деятельности, работает в ждущем режиме и приводится в действие ударно-воздушной волной, которая распространяется по горной выработке. Ударно-воздушная волна, движущаяся со скоростями до 800 м/с и давлением во фронте волны не ниже $0,2 \text{ кг/см}^2$, оказывает воздействие на выносную штангу длиной 6 м, являющуюся датчиком системы. Из-за

срабатывания системы энергией сжатого воздуха, который находится под высоким давлением ($\sim 120 \text{ кг/см}^2$) в рабочей камере системы, в пространство горной выработки выбрасывается пламегасящий порошок.

Порошок выбрасывается по ходу движения ударно-воздушной волны, осуществляя флегматизацию пространства выработки. Таким образом, формируется заслон в виде долгоживущего облака пламегасящего порошка во взвешенном состоянии, который предназначен для подавления фронта пламени и процесса распространения взрывного горения по сети выработок.

Однако и эта система имеет свои ограничения, и, значит, недостатки при эксплуатации. Система окажется неэффективной в случае дефлаграционного горения взрывчатой смеси, когда давление во фронте волны менее $0,2 \text{ кг/см}^2$. С другой стороны, система не выполнит свои функции при сильных детонационных взрывах, когда скорость УВВ превысит значение 800 м/с (скорость детонационных волн может достигать уровня в $2000\text{--}2500 \text{ м/с}$).

От этих недостатков свободна мортира «пылеметная газодинамическая (МПГ) с автономной искробезопасной системой запуска для подавления взрывного горения пылеметановоздушных смесей в горных выработках, учитывающая перечисленные выше требования» [111].

МПГ применяется с целью защиты от УВВ и огня горных выработок, опасных по газу, производственных участков цехов, нефтяных и газовых скважин, туннелей, газоотводящих магистралей и/или трубопроводов. Она автономно или автоматически осуществляет функции гашения взрывного горения, предотвращая распространение пламени при возгорании смеси углеводородов и пыли с воздухом любой концентрации, без ограничений по скорости движения детонационной ударно-воздушной волны, без участия человека.

Приведение в действие мортиры происходит от импульса тока, вырабатываемого:

- приборами контроля охранно-пожарными (автоматические приборы контроля и запуска);
- сигнально-пусковыми устройствами (автономные приборы контроля и запуска);
- с использованием средств ручного запуска.

В основу физических принципов огне- и взрывоподавления, реализованных в МПГ, положено три возможных механизма гашения пламени и ударных волн – кинематический механизм (потеря энергии воздушной ударной волны при ее прохождении через облако распыленного mortarной огнетушащего порошка), за счет флегматизации защищаемого пространства огнетушащим порошком, за счет создания встречной ударной волны, образующейся при выстреле МПГ.

На шахтах Кузбасса широкое применение получили поверхностные газоотводящие сети, которые также нуждаются во взрывозащите. С целью защиты газоотводящих сетей разработаны автономные системы взрывозащиты гидравлического (СВГС) и аэродинамического (СВГСА) типов [112], которые автоматически осуществляют функции гашения взрывного горения и предотвращают возможное проникновение пламени в газоотводящую скважину или выработку в случае возгорания метановоздушной смеси (МВС) любой концентрации, следующей транзитом по газоотводящей сети. Названные автономные системы разработаны в соответствии с «Системой стандартов безопасности труда», ГОСТ 12.2.003-91.

Построение систем взрывозащиты на базе огнепреградительных сеток или с использованием колец Рашига показали свою неэффективность из-за их разрушения от действия ВУВ и вследствие увеличения аэродинамического сопротивления устройств по мере их эксплуатации из-за засорения ячеек углеродной пылью [112, 113].

Несмотря на то, что промышленность располагает системами взрывозащиты, до сих пор не разработаны в полном объеме рекомендации по их расстановке в шахтных выработках. В связи с этим для использования систем взрывозащиты с наибольшей эффективностью требуется разработка научно обоснованных рекомендаций и технических предложений по размещению систем взрывозащиты в горных выработках в соответствии с характеристиками систем взрывозащиты, с одной стороны, и их связью с условиями отработки запасов угля, – с другой стороны.

В работе [111] приведен пример схемно-технических решений и предложены научные рекомендации по размещению в горных выработках систем взрывозащиты на участке камерно-столбовой отработки запасов угля, при отработке целиков угля (очистные работы), при ведении подготовительных работ и т. п.

Вместе с тем имеющиеся подробные инструкции по схемам расстановки систем взрывозащиты [114] нуждаются в дополнении, совершенствовании и доработке не только в зависимости от параметров пространственно-планировочных и технологических решений при добычи угля, но и с учетом определения адресности наиболее вероятных возгораний взрывчатых смесей газов, с учетом характера негативных техногенных проявлений (рисунок 1.2), таких как:

- адресность разрушения углепородного массива (возгорания от повышения температуры в результате фрикционного трения);
- адресность разрушения углепородного массива (возгорания от фрикционного искрения);
- накопление повреждений в углепородном массиве (возгорания от электростатических разрядов);

- деформирование массива пород с дефектами (возгорания от электрических разрядов вследствие пьезоэлектрических эффектов).

Выводы по главе 1

1. Уникальность и сложность решения проблемы предотвращения воспламенения или уменьшения последствий взрывного горения рудничного газа в горных выработках связана с недостаточной изученностью характера источников воспламенения и их адресностью. Установление источников воспламенения, изначально, приводит к необходимости изучения закономерностей деформирования и разрушения горного массива с реализацией фрикционного динамического контактного взаимодействия отдельностей горных пород, горных пород и режущего инструмента, с изучением трибологических эффектов при обрушениях. Кроме того, проблематика источников воспламенения связана с возникновением искровых электрических разрядов в трещиноподобных дефектах, образующихся при разрушении горных пород.

2. В настоящее время отсутствует единая методология оценки взрывобезопасности, устанавливающая явно общие рамочные требования нормативных документов к комплексному влиянию основных технологических и геологических факторов на геомеханическое состояние окружающего выработки горного массива, предопределяющая возможность возникновения вспышек и взрывов рудничных газов.

3. Необходимость в доработке существующих руководящих материалов, разработка новых нормативов для установления параметров возможного инициирования воспламенения рудничных газов при ведении горных работ вызвана: отсутствием единой методологии оценки фрикционной опасности при взаимодействии горных пород и режущего инструмента; несовершенством

теоретических представлений о процессе воспламенения метановоздушной смеси в результате трения разрушаемых частей горных пород; отсутствием методологии оценки влияния горного давления на трещинообразование и накопление повреждений в массиве пород как источников искрения при обрушениях и потерях устойчивости гетерогенных систем.

4. Остается приоритетом задача установления причинно-следственных связей инициирования вспышек и взрывного горения рудничных газов в горных выработках с параметрами технологии угледобычи в новых условиях интенсификации горного производства.

ГЛАВА 2. МОДЕЛИРОВАНИЕ ФРИКЦИОННОГО ВОСПЛАМЕНЕНИЯ РУДНИЧНЫХ ГАЗОВ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Построение модели фрикционного воспламенения рудничных газов восходит к необходимости выяснения «механизма (механизмов) возникновения вспышек взрывчатых газообразований при динамическом контакте частей горных пород, горных пород с частями крепи, с частями машин и оборудования, либо в результате взаимодействия горной породы и режущего инструмента, вследствие изменения температуры поверхностей контакта до уровня температуры воспламенения и/или в результате фрикционного искрения» [95].

2.1. Разработка модели фрикционного взаимодействия частей горных пород в одномерной постановке нестационарной задачи теплопроводности

Постановку задачи для оценки температуры контактной поверхности взаимодействующих частей горных пород начнем, воспользовавшись понятием внешнего трения, которое возникает в плоскости касания двух соприкасающихся тел при их относительном перемещении.

Сила сопротивления, возникающая между частями соприкасающихся в общем случае разнородных материалов, может быть определена при помощи закона сухого трения, установленного Ш. Кулоном:

$$F_{mp} = k \cdot N,$$

где k – коэффициент трения; N – нормальное давление между соприкасающимися телами; F_{mp} – сила контактного трения.

Относительно силы контактного трения сделаем некоторые замечания.

Если соотнести силу контактного трения и силу нормального давления с удельной площадью контакта тел, то получим связь нормальных напряжений σ_n (удельная нормальная сила давления) с касательными напряжениями τ_k , действующими на контактной поверхности (удельная сила трения):

$$\tau_k = k \cdot \sigma_n.$$

Таким образом, на величину силы сопротивления влияют такие внешние факторы, как величина нормального давления и условия, определяющие значение коэффициента трения – шероховатость соприкасающихся поверхностей, скорость взаимного смещения тел, изменение температуры в зоне трения и другие факторы.

Распределение напряжений по площадке контакта, полученных в предположении справедливости закона Кулона, противоречит природе критического или околокритического деформирования горных пород, поскольку величины напряжений не могут быть выше своих предельных значений. В зоне критических (перед разрушением) деформаций интенсивность напряжений σ_i не может превышать предела прочности (предела текучести) Y^* материалов на диаграмме деформирования:

$$\sigma_i = Y^*.$$

Тогда в соответствии с условием прочности Кулона – Мора получим:

$$\tau_k \leq Y^* / \sqrt{3},$$

и, с другой стороны,

$$\tau_k \cong k \sigma_n.$$

Исходя из этого, очевидно, что в общем случае контактного трения необходимо выполнение условия:

$$|k \sigma_n| \leq Y^* / \sqrt{3}. \quad (2.1)$$

Возвращаясь к анализу задачи о контактном трении частей горных пород в соответствии с распределением контактных напряжений, можно выделить по крайней мере две характерные зоны контактного трения.

В первой зоне касательные напряжения изменяются в диапазоне величин (2.1). Поскольку закон Кулона в этой зоне выполняется, эту зону называют зоной кулонова трения. В пределах второй зоны неравенство (2.1) обращается в равенство. При этом имеет место зона контактного пластического течения (для пластических материалов) либо происходит разрушение выступов материала, образующих шероховатость. Эту зону называют зоной прандтлева трения.

Рассматривая задачу о возможности воспламенения МВС вследствие повышения температуры в зоне трения и полагая при этом, что наибольшие градиенты температур проявляются при деформировании в зоне прандтлева трения, в дальнейшем остановимся на этом предельном случае деформирования контактных пар.

Дадим оценку работы, совершаемой силой трения. В соответствии с теоремой Клапейрона выражение для работы примет вид

$$A = \frac{1}{2} F_{mp} S,$$

где S – перемещение частей пород относительно друг друга.

Пологая, что путь трения $S = V_0 \cdot t$, где V_0 – скорость движения контактных пар относительно друг друга и время соударения соответственно, для работы, совершаемой в единицу времени, получим:

$$A = \frac{1}{2} k N V_0. \quad (2.2)$$

В качестве особо значимых черт процесса трения укажем дискретный стохастический характер фрикционного взаимодействия контактных соприкасающихся поверхностей. Отметим, что в широких пределах могут изменяться размеры физического пятна контакта (ФПК), зависящие от уровня

реализующейся нормальной нагрузки N между соприкасающимися телами и от физико-механических характеристик контактирующих материалов, а также от уровня шероховатости, составляющей доли процента (0,1÷10 %) от общей (номинальной) площади» [115] (рисунок 2.1). Площадь ФПК S_{ϕ} может быть определена законами сопротивления материалов:

$$S_{\phi} = N/Y^* \quad (2.3)$$

Из зависимости (2.3) следует, что для прандтлева трения напряжение в пятне контакта не превышает предела прочности (текучести) «наиболее слабого материала» [115]. Понятно, что с увеличением нагрузки за счет вступления в контакт новых участков поверхности возрастает ФПК, а эпюра напряжений на контактной поверхности будет существенно неравномерна (рисунок 2.1) [115].

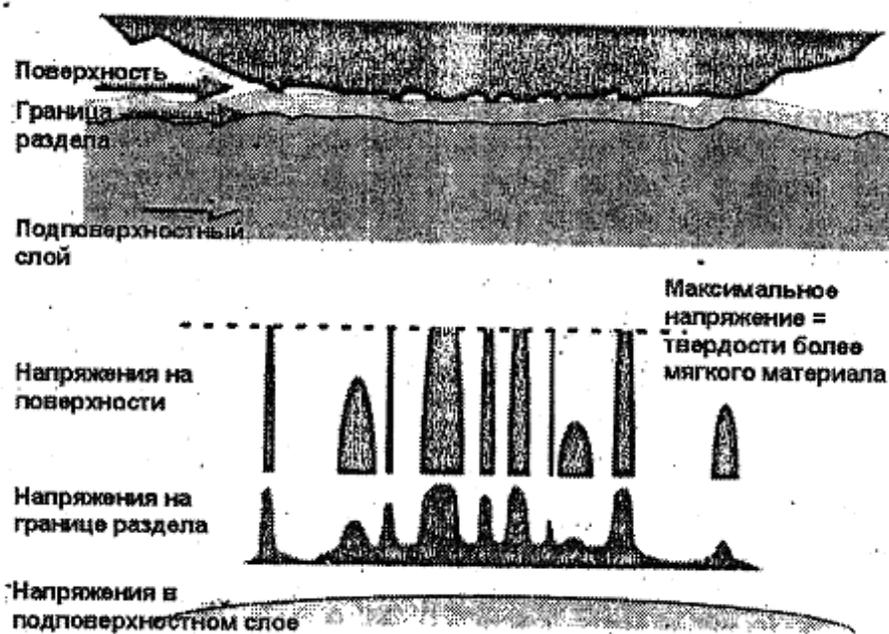


Рисунок 2.1 – «Схематическое изображение экспериментально полученных эпюр нормальных давлений в контакте двух шероховатых поверхностей» [115]

Тонкий поверхностный слой заметно деформируется и изменяется структурно [116]. На рисунке 2.2 схематично показаны зоны контакта.

Контактные напряжения быстро убывают в глубину материалов, считая от поверхностей контакта (принцип Сен-Венана). Толщина поверхностного слоя, по оценкам исследователей, в основном не превышает 100 мкм и является соизмеримой с размерами шероховатости [116].

Для случая прандтлева трения в выражении (2.2) нормальная сила поджатия соответствует величине предела прочности (предела упругости) материала:

$$A = kY^*V_0. \quad (2.4)$$

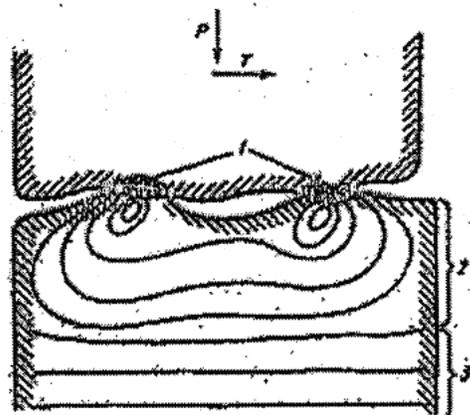


Рисунок 2.2 – «Структура фрикционного контакта: 1 – пограничный слой; 2 – слой Сен-Венана; 3 – материал основы» [116]

Отметим, что первыми будут выкрашиваться более слабые включения, и, следовательно, можно предположить обогащение более прочной фракцией поверхностного слоя.

Если считать толщину пограничного слоя, где происходит развитие деформационных процессов из-за трения, примерно соответствующей среднему

размеру шероховатостей (10–100 мкм) (максимум 200 мкм), что существенно меньше размеров в продольном и поперечном направлениях, то можно говорить об одномерности задачи теплопроводности [7, 116].

Подробно математическая модель фрикционного взаимодействия частей горных пород и ее реализация в одномерной постановке нестационарной задачи теплопроводности рассмотрены в работе [7].

Более строго распределение температуры по поверхности контакта можно оценить из решения 2D (3D) задачи теплопроводности.

2.2. Разработка модели фрикционного взаимодействия частей горных пород в двумерной постановке связанной задачи нестационарной теплопроводности и упругости

Рассмотрение научных исследований позволяет говорить о наличии разрозненных и противоречивых представлений о процессе воспламенения метановоздушной смеси из-за фрикционного трения и нагрева частей горных пород, взаимодействующих динамически [7, 109]. В связи с этим представляется важным изучение эволюции температурного поля и его уровня при моделировании нелинейного трибологического источника тепла.

Рассмотрим численную модель силового фрикционного динамического взаимодействия осколков породы с целью качественной оценки параметров возникающего температурного поля, изменяющегося во времени вдоль границ контакта и в объеме.

Математическое моделирование процесса фрикционного динамического взаимодействия является сложной задачей, поскольку в рамках этого процесса задача подразделяется на отдельные части по физическим явлениям и представляет связанную задачу термоупругости.

Перед нами задача, в которой не достигается установившееся состояние искомых величин, переходный период – физический процесс, который отличается нестационарностью и малой временной длительностью.

При рассмотрении двумерной задачи теории поля математическая модель теплопереноса описывается квазигармоническим дифференциальным уравнением

$$K_x \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + K_y \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + q = \rho c \frac{\partial T}{\partial t}, \quad (2.5)$$

где K_x, K_y – коэффициенты теплопроводности; $T(x, y)$ – температура; q – внутренний источник (или сток) тепла; ρ – плотность материала; c – удельная теплоемкость, с начальными и граничными условиями:

$T(x, y) = T_0(x, y)$ в объеме тела – начальное условие;

$T(x, y) = T_{S1}(x, y)$ на границе $S1$, граничные условия первого рода; (2.6)

$K_x \frac{\partial T}{\partial x} l_x + K_y \frac{\partial T}{\partial y} l_y + q + h(T - T_\infty) = 0$ – на границе тела $S2$,

где $S = S_1 + S_2$ – полная граница тела; l_x, l_y – направляющие косинусы вектора нормали к поверхности; $h(T - T_\infty)$ – закон охлаждения Ньютона; h – коэффициент теплообмена; T_∞ – температура окружающей среды.

Относительно теплового потока q заметим следующее.

Если закон трения представить в виде закона Амотона – Кулона:

$$F = N \cdot k(T),$$

где N – нормальное давление в плоскости трения взаимодействующих тел, $k(T)$ – коэффициент трения, зависящий от температуры, то источник тепла q вследствие трения может быть представлен зависимостью [117, 118]:

$$q = k_f \cdot k(T) \cdot N \cdot V, \quad (2.7)$$

где V – скорость скольжения, k_f – доля рассеянной при трении энергии, переводимой в тепло.

При расчете плотности теплового потока (2.7) остается невыясненным вопрос о величине нормального давления между взаимодействующими частями горных пород. Рассматривая динамическое взаимодействие двух тел в форме удара, величина возникающего давления между ними будет зависеть от скорости V_B встречи осколков пород. В соответствии с законами сопротивления материалов величина нормального динамического давления между телами может быть рассчитана с использованием динамического коэффициента k_d , который переводит статическую нагрузку N_c в динамическую N_d :

$$N_d = N_c k_d, \quad (2.8)$$

где $N_c = G$, $G = \gamma W$ – вес ударяющего тела; γ , W – удельный вес и объем тела соответственно.

При этом коэффициент динамичности может быть рассчитан по зависимости [64]:

$$k_d = 1 + \sqrt{1 + \frac{V_B^2}{g\delta_c}}, \quad (2.9)$$

где g – ускорение свободного падения, δ_c – осадка (изменение поперечного размера ударяющего тела по вертикали) от действия сжимающих сил N_c .

Формула (2.9) справедлива при ударе части породы о преграду, которая по своей массе во много раз превышает массу ударяющего тела (удар осколка о неподвижную стенку).

При сравнимых массах осколков необходимо учитывать массу ударяемого и ударяющего тел.

В этом случае при ударе скорость совместного движения осколков изменится до некоторой средней скорости $V_{cp} < V_B$, которую можно оценить, исходя из теоремы Карно:

$$V_{\text{ср}} = \frac{1}{1 + \alpha \frac{G_1}{G_2}} V_{\text{в}} = \frac{1}{1 + \beta} V_{\text{в}},$$

где G_1, G_2 – вес ударяемого и ударяющего тела соответственно; α – коэффициент приведения массы, его значение при поперечном ударе соответствует величине $\alpha \cong 0,5$.

Из этого следует, что кинетическая энергия удара в $(1 + \beta)$ раз меньше по сравнению с энергией при ударе осколка о преграду большой массы.

Таким образом, учет массы ударяемого тела снижает величину расчетных сил и напряжений при ударе.

При этом коэффициент динамичности вычисляется по зависимости [64]

$$k_d = 1 + \sqrt{1 + \frac{V_{\text{в}}^2}{(1+\beta)g\delta_c}}. \quad (2.10)$$

Если пренебречь сопротивлением газовой среды, скорость встречи осколка породы с массивом может быть рассчитана по известной формуле Г. Галилея:

$$V_{\text{в}} = \sqrt{2gH},$$

где H – высота падения осколка.

К аналогичной модели можно свести задачу удара кусков породы при обрушениях кровли или при внезапных выбросах угля, породы и газа.

Величина осадки, например, для осколка породы, близкой к прямоугольной форме, определится из известной формулы сопротивления материалов:

$$\delta_c = \frac{N_c l}{EF},$$

где l – поперечный размер ударяющего тела по нормали к площадке контакта; E – модуль упругости материала; F – площадь контакта породы с массивом.

Экспертную оценку для δ_c можно дать из решения задачи о взаимодействии цилиндрического штампа радиусом «а» с упругим полупространством. Связь между глубиной проникновения δ_c штампа и нормальной силой N_c устанавливается по формуле

$$\delta_c = \frac{N_c}{2aE^*},$$

где $\frac{1}{E^*} = \frac{1-\mu_1^2}{E_1} + \frac{1-\mu_2^2}{E_2}$, E_1, E_2 , μ_1, μ_2 – модули упругости и коэффициенты Пуассона обоих тел соответственно.

Для высоких скоростей встречи осколков пород (более 1 м/с), а также учитывая высокую жесткость массива пород, единицами в формулах (2.9) и (2.10) можно пренебречь.

При этом формула для коэффициента динамичности примет вид

$$k_d = \sqrt{\frac{V_B^2}{(1+\beta)g\delta_c}}. \quad (2.11)$$

Таким образом, величина возникающего давления σ_d между ударяемыми телами на площадке контакта оценивается зависимостью

$$\sigma_d = \sigma_c \frac{V_B}{\sqrt{(1+\beta)g\delta_c}}, \quad (2.12)$$

где $\sigma_c = \frac{N_c}{F}$, N_c – вес ударяющего осколка; F – площадь пятна контакта.

Возвращаясь к уравнению (2.5), заметим, что с целью его решения для реальных тел сложной геометрии с общими граничными и начальными условиями потребуются численные методы анализа, в частности метод конечных элементов (МКЭ), метод граничных интегральных уравнений (ГИУ), конечно-разностный метод (КРМ) или другие методы.

Рассмотрим энергетическую формулировку метода конечных элементов, существующую наряду с прямыми формулировками МКЭ, такими как метод «прямой жесткости» в задачах теории упругости или прямое построение матриц «теплопроводности» в задачах переноса тепла. Это связано с более

ясными физическими представлениями рассматриваемых проблем, формулирующихся при помощи известных энергетических теорем механики сплошной среды, а также в связи с ориентацией на использование ЭВМ малой мощности, требующих более тщательной математической проработки алгоритмов.

В работах [27, 119] в соответствии с аспектами вариационного исчисления приведены правила построения функционалов для задач теории поля, удовлетворяющих уравнению (2.5).

Следование данным правилам дает возможность получить функционал энергии для двумерных нестационарных задач теплопроводности, представленный в виде [120]

$$\Phi = \int_v \frac{1}{2} \left[K_x \left(\frac{\partial T}{\partial x} \right)^2 + K_y \left(\frac{\partial T}{\partial y} \right)^2 - 2 \left(q - c \frac{\partial T}{\partial t} \right) T \right] \cdot dv + \int_{S_1} q T ds + \int_{S_2} \frac{\alpha_s}{2} (T^2 - 2T v_s + v_s^2) ds, \quad (2.13)$$

где K_i ($i = x, y$) – осевые составляющие коэффициентов теплопроводности; α_s – коэффициент отдачи на граничной поверхности; S_1, S_2 – поверхности с граничными условиями 2-го и 3-го рода; v_s – значение полевой функции на поверхности массива S ; c – коэффициент скорости изменения полевой функции T , постоянная материала [120].

Решение задач теории поля сводится к решению экстремальной задачи относительно функционала (2.13). При этом МКЭ используется в качестве метода дискретизации функционала с учетом всех присущих методу атрибутов.

Поскольку метод конечных элементов сегодня известен широкому кругу специалистов, останавливаться детально на алгебре формирования подынтегральных выражений функционалов типа (2.13) не будем, сошлемся лишь на известные работы [27–30], где эти процедуры рассмотрены подробно.

Вектор значений полевой функции T определяется в процессе минимизации функционала (2.13) для каждого из узлов сетки конечных элементов в результате решения системы алгебраических уравнений

$$\frac{\partial \Phi}{\partial T_n} = 0, (n = 1, \dots, N), \quad (2.14)$$

где N – число узлов сетки конечных элементов.

Следует отметить, что в ходе составления системы уравнений (2.14) рассматривается некоторый центральный узел n , а интегралы уравнения (2.13) берутся последовательно по элементам, окружающим центральный узел – общий для этих элементов.

Численные вычисления интегралов в процессе минимизации функционала позволяют прийти к нестационарному уравнению:

$$\{u\}^T \frac{\partial \{T\}}{\partial t} + \{v\}^T \{T\} + \{F\} = 0, \quad (2.15)$$

где индекс T обозначает операцию транспонирования матриц и векторов.

В каждом из расчетных сечений временного интервала для получения решения полевой функции T применяют два распространенных метода решения векторного дифференциального уравнения типа (2.15): 1) метод замены производной по времени ее конечно-разностным аналогом; 2) метод Галеркина – использование определенных во временной области конечных элементов [27].

Существует множество разностных схем, использующихся с целью осуществления аппроксимации решения (2.15) по времени, но не все из них могут дать устойчивое и точное решение [121, 122, 120].

В настоящем исследовании при решении дифференциального уравнения (2.15) используется схемы Кранка-Николсона как классическая конечно-разностная схема, имеющая строгое математическое обоснование устойчивости решений для полевой функции T .

Поскольку решение выше сформулированной задачи представляет собой сопряженный анализ между двумя инженерными дисциплинами «тепло-напряжение» и рассматриваются теплофизические модели скользящего контакта – контакт деформируемого тела 1 с жесткими неровностями тела 2, представим используемые в работе основные соотношения теории упругости.

Как и в предыдущем случае, при решении задач о деформировании контактирующихся частей горных пород воспользуемся энергетической формулировкой метода конечных элементов [27–30].

При этом существование и единственность решения задачи представляется в виде результата поиска и нахождения минимума функционала потенциальной энергии J :

$$\min J(u_i), u_i \in \Omega,$$

$$J(u_i) = \frac{1}{2} \int_{\Omega} \sigma_{ij} \varepsilon_{ij} d\Omega - \int_{\Gamma_p} P_i u_i d\Gamma - \int_{\Omega} \phi_i u_i d\Omega, \quad (2.16)$$

где Ω – трех-, двух- или одномерная область; Γ_p – часть поверхности тела, где заданы усилия; σ_{ij} – компоненты тензора напряжений; ε_{ij} – компоненты тензора деформаций; u_i – компоненты перемещений; P_i – заданные на границе компоненты усилий; ϕ_i – компоненты массовых сил [123].

При решении задачи в перемещениях функционал (2.16) приводится к функционалу Лагранжа. При этом число неизвестных под знаком интегралов (2.16) сокращается до числа неизвестных перемещений:

$$J(u, v) = \frac{1}{2} \int_{\Omega} ([B]\{u\} - \{\varepsilon_0\})^t [C] ([B]\{u\} - \{\varepsilon_0\}) d\Omega - \int_{\Gamma_p} \{P\}^t \{u\} d\Gamma - \int_{\Omega} \{\phi\}^t \{u\} d\Omega, \quad (2.17)$$

где $\{u\}$ – вектор перемещений узлов сетки конечных элементов; $[C]$ – матрица упругих постоянных; $\{\varepsilon_0\}$ – вектор начальных деформаций; $[B]$ – матрица

координат и их производных; $\{\Phi\}$ – вектор массовых сил; $\{P\}$ – вектор заданных на границе усилий.

Из условия отыскания экстремума (минимума) функционала (2.17) его дифференцированием по перемещениям узлов сетки конечных элементов получается разрешающая система линейных алгебраических уравнений (СЛАУ) относительно неизвестных перемещений [3, 123]:

$$\begin{aligned}\frac{\partial \tilde{J}(u, v, w)}{\partial u} &= 0; \\ \frac{\partial \tilde{J}(u, v, w)}{\partial v} &= 0; \\ \frac{\partial \tilde{J}(u, v, w)}{\partial w} &= 0,\end{aligned}\tag{2.18}$$

где u, v, w – перемещения узлов сетки конечных элементов вдоль осей декартовой системы координат – x, y и z соответственно.

Решение системы уравнений (2.18) дает возможность определить поле перемещений в пространстве изучаемой области и с помощью соотношений Коши и определяющих соотношений рассчитать компоненты тензоров напряжений и деформаций в любой точке пространства Ω для последующей оценки деформирования соприкасающихся частей горных пород [124].

Более подробно основные компоненты подинтегральных составляющих нелинейного функционала (2.12) изложены в пункте 3.1 при рассмотрении особенностей его линеаризации.

Решение задачи о контакте частей горных пород осуществляется с использованием комплекса программ ANSYS. Моделирование контактного взаимодействия между двумерными ответными поверхностями осуществляется с использованием так называемых контактных элементов [36].

Математическое моделирование динамического контакта горных пород представляет собой воспроизведение процесса нагревания и охлаждения, движущихся относительно друг друга двух контактирующих частей пород, а также их деформирование, моделируемое на базе теории малых

упругопластических деформаций. Связующим звеном между термодинамическими и механическими процессами является внешний источник тепла (2.7), характеризующий тепловыделение за счет трения, скорости скольжения, а также объемного деформирования частей пород вследствие изменения температуры. Источник q (2.7) уточняется после решения задачи деформирования частей горных пород как результат их фрикционного взаимодействия.

2.3. Аналитическая оценка воспламенения метано- и пылевоздушных смесей фрикционными искрами

При рассмотрении фрикционных искр в качестве побудителя воспламенения МВС становится очевидным, что в общую постановку задачи о воспламенении рудничных газов следует включить рассмотрение наличия в смеси угольной и породной пыли, то есть сопутствующих частиц, которые влияют на пределы концентрации взрываемости метана.

В ходе исследований было выявлено, что прогретые частицы угольной пыли становятся препятствием для воспламенения среды при низкой концентрации тепловой энергии, которая передается фиксированной частицей газовой среде.

Частицы в случае более высоких концентраций энергии передают часть тепла окружающим частицам и могут привести их температуру к зажиганию (или воспламенению объема среды). В последнем случае наблюдается возникновение устойчивого фронта горения [95].

В процессе изучения воспламенения среды необходимо учитывать неравномерность массовой концентрации химически реагирующих частиц на границе облака [125]. Следует подчеркнуть, что режимы пограничного и

объемного механизмов воспламенения выделяются в зависимости от размера частиц, структуры облака и интенсивности теплового потока [7, 95].

С учетом перечисленных выше нюансов в работе [7] рассмотрена математическая модель искрового зажигания метановоздушной смеси, базирующаяся на двухтемпературной теплодиффузионной модели.

В результате численного решения задачи на ЭВМ получены параметры воспламенения пыле- и метановоздушных смесей фрикционными искрами.

При этом установлено следующее:

- местоположение воспламенения на границе смеси не зависит от величины массовой концентрации дисперсной фазы облака;

- получены зависимости минимальной энергии зажигания от параметров дисперсной фазы. Выявлено неоднозначное влияние присутствия экзотермически реагирующих частиц на минимальную энергию искры, которая необходима для зажигания метановоздушной смеси – мелкие частицы (микронны) снижают минимальную энергию искры, частицы большего размера (десятки микрон) вблизи стехиометрического состава метановоздушной смеси увеличивают минимальную энергию зажигания, а вдали от стехиометрического состава – уменьшают;

- выявлена область параметров дисперсной фазы, где лучистый теплоперенос оказывает существенное воздействие на минимальную энергию искрового зажигания. Результаты исследования демонстрируют, что в зависимости от параметров метановоздушной смеси при зажигании искрой на излучение теряется от 5 до 30 % выделяющейся в среду от искры тепловой энергии.

2.4. Оценка устойчивости, сходимости и точности решения задач нестационарной теплопроводности и упругости при контактном взаимодействии тел

Проблема оценки точности, сходимости и устойчивости решения задач механики твердого тела численными методами анализа до настоящего времени остается не решенной, остается прерогативой пользователей алгоритмов и программ для ЭВМ. Указанная проблема, как правило, решается приближенно, путем сопоставления известных аналитических решений для какой-либо известной задачи, с решением той же задачи численными методами. При этом для сравнительного анализа в качестве тестовой задачи отбирается задача, как можно ближе соответствующая изучаемой проблеме. В нашем случае, имея в виду изучение термоупругого характера взаимодействия частей разрушаемого массива (фрикционное взаимодействие), вопросы сходимости и точности расчетов численными методами рассмотрим в ходе решения тестовых задач с использованием алгоритмов комплекса программ ANSYS.

Пусть на бесконечную тонкую пластину толщиной L , имеющую начальную температуру T_0 , с разных поверхностей подействовали температурами T_1 и T_2 соответственно (рисунок 2.3).

В такой постановке переходная задача описывается одномерным дифференциальным уравнением Фурье:

$$K \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} = c\rho \frac{\partial T}{\partial t}, \quad (2.19)$$

при следующих граничных

$$\begin{aligned} T(x = 0, t > 0) &= T_1, \\ T(x = L, t > 0) &= T_2, \end{aligned}$$

и начальном условиях:

$$T(0 \leq x \leq L, t = 0) = T_0.$$

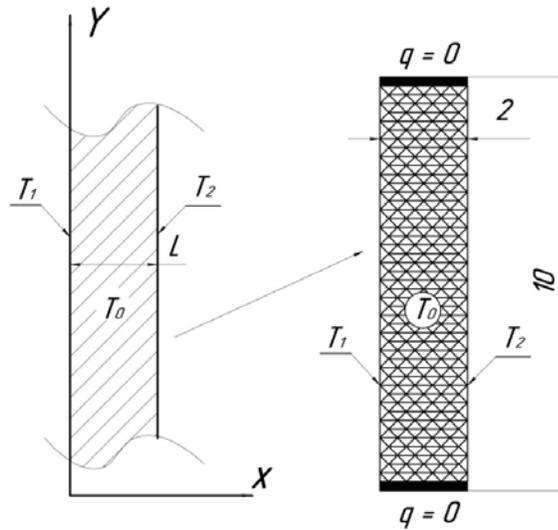


Рисунок 2.3 – Расчетная схема к задаче об охлаждении стенки

Аналитическое решение уравнения (2.19) осуществляется методом разделения переменных. При этом его частное решение представляется в виде [126, 127]:

$$T(x, t) = T_1 + \frac{x}{L}(T_2 - T_1) + \sum_{m=1}^{\infty} \frac{2}{\pi m} [(-1)^m (T_2 - T_0) + (1 - (-1)^m)(T_0 - T_1)] \times \exp\left[-\left(\frac{\pi m}{L}\right)^2 \frac{K}{c\rho} t\right] \cdot \sin\left(\frac{\pi m x}{L}\right). \quad (2.20)$$

При проведении тепловых расчетов стенки приняты следующие значения констант и нагрузок: $K = 1$ Вт/м °С; $c = 1$ Дж/кг °С; $L = 2$ м; $\rho = 1$ кг/м³;

$$T_0 = 70 \text{ °С}; T_1 = 25 \text{ °С}; T_2 = 35 \text{ °С}; \quad \alpha = \frac{K}{c\rho} = 1 \text{ м}^2 / \text{сек}.$$

Расчетную схему задачи при численных расчетах МКЭ представим в виде прямоугольной области размером 2×10 м, где горизонтальные границы теплоизолированы ($q = 0$) в связи отсутствием зависимости распределения температуры от координаты «у» (рисунок 2.3).

Расчеты нестационарного температурного поля проводились при разбиении пластины на изопараметрические треугольные конечные элементы с числом узлов $N = 635$.

Результаты расчетов для трех временных сечений – $t = (0,6; 1,2$ и $1,8)$ сек – приведены на рисунке 2.4. В целях оценки сходимости решений выбирались указанные ниже временные шаги:

$$\Delta t = (0,06; 0,3; 0,6) \text{ сек.}$$

Аналитическое решение (2.20) послужило расчетным критерием для анализа сходимости и точности расчетов.

Полученные в ходе расчетов результаты показали, что используемая решателем ANSYS конечно-разностная схема устойчива.

На основании полученных результатов можно говорить о том, что даже абсолютная устойчивость разностной схемы не гарантирует точности решения, а только убывание ошибки на каждом из последующих временных шагов. При другом числе разбиений пластины на конечные элементы контрольные расчеты показывают, что при соответствующем выборе шага по времени даже на достаточно грубой конечно-элементной сетке можно получить меньшую погрешность, чем на очень мелкой сетке с большим шагом по времени. Следовательно, и выбор оптимального шага по времени следует связать с физическими параметрами задачи и размерами конечных элементов.

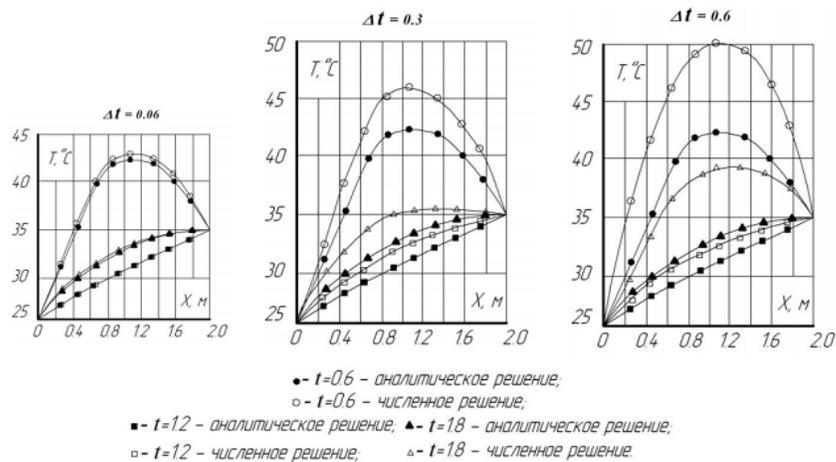


Рисунок 2.4 – Устойчивость и сходимость численного расчета нестационарной теплопроводности стенки в зависимости от шага по времени

В качестве критерия, связывающего выбор шага по времени с другими параметрами задачи, может быть выбран один из критериев подобия тепло- и массопереноса. Это может быть критерий Фурье, по которому при заданном начальном распределении температуры последующие распределения зависят от времени (в настоящем исследовании – от шага по времени), коэффициента температуропроводности и характерного размера тела (в настоящем исследовании – от минимального размера конечного элемента); критерии Нуссельта, Био или Кирпичева, которые устанавливают связь между граничными условиями теплообмена и характерными размерами тела [120].

В данной работе для установления рационального шага по времени на основе численных экспериментов был выбран критерий Фурье, а именно:

$$F_{oh} = \frac{\alpha \cdot \Delta t}{h^2}, \quad \alpha = \frac{K}{c\rho},$$

из которого установлено:

$$\Delta t \leq \frac{F_{oh} \cdot h_{min}^2}{\alpha}, \quad (2.21)$$

где Δt – шаг по времени; h_{min} – минимальная длина стороны конечного элемента сетки; α – коэффициент температуропроводности.

Исходя из условия синхронности протекания реальных процессов в массиве и в численной модели, к выбору шага по времени придем, полагая $F_{oh} = 1$. В этом случае для кусочно-неоднородных сред (по теплофизическим характеристикам) очевидно, что шаг по времени может быть установлен из зависимости

$$\Delta t \leq \frac{F_{oh} \cdot h_{min}^2}{\alpha_{max}}, \quad (2.22)$$

где α_{max} – максимальное значение коэффициента температуропроводности, выбранное из числа коэффициентов рассматриваемых подобластей массива.

На рисунке 2.5 показаны результаты расчетов нестационарного температурного поля для охлаждаемой стенки с учетом критерия (2.22).

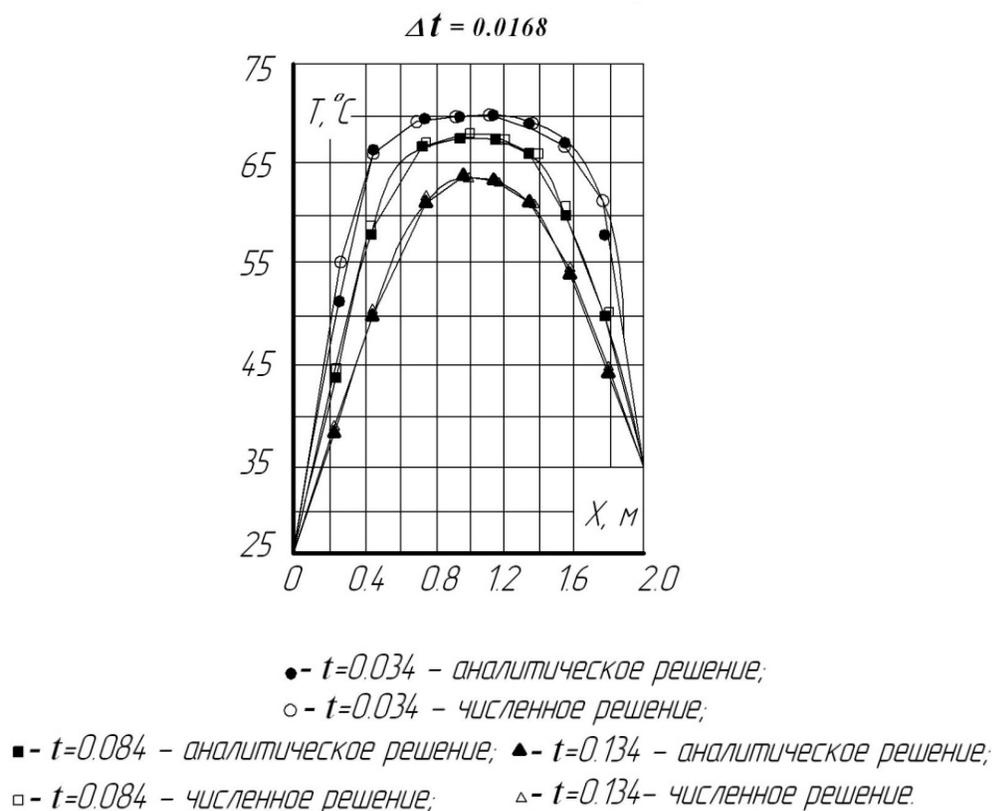


Рисунок 2.5 – Сопоставление аналитического решения с результатами численного расчета охлаждения стенки с учетом сеточного критерия выбора шага по времени

С целью выяснения точности численного решения рассматривается начало переходного процесса охлаждения, поскольку именно в это время из-за высоких градиентов температур возникают наибольшие погрешности численного расчета.

Как следует из анализа рисунка 2.5, сеточный критерий, полученный на основе критерия подобия Фурье, показывает свою потенциальную пригодность. Максимальная относительная погрешность расчетов не превышает 1 %. К аналогичным выводам приходят авторы работы [120].

Таким образом, расчеты нестационарного температурного поля будут иметь приемлемую для практики точность, если удастся выбрать рациональную величину требуемого шага по времени.

Рассмотрим еще один пример, теперь уже двумерной задачи, ставший среди расчетчиков классическим и служащий для оценки точности численных моделей – задачу о нестационарном переносе тепла в однородной призме квадратного сечения (рисунок 2.6) [128, 120].

Пусть к граням призмы, имеющей начальную температуру $T_0 = 0\text{ }^{\circ}\text{C}$, мгновенно приложена температура $T_1 = 1\text{ }^{\circ}\text{C}$.

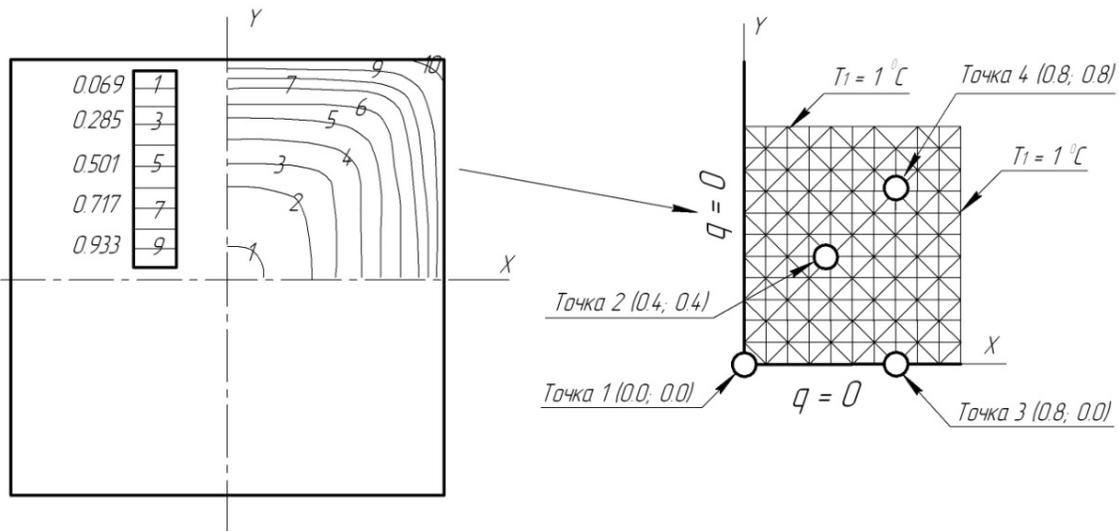


Рисунок 2.6 – Расчетная схема и граничные условия к задаче о нагреве призмы

Для случая рассматриваемой задачи расчетная схема может быть представлена в виде ее четвертой части в силу симметрии нагрузок и конфигурации призмы, как это показано на рисунке 2.6.

Условия симметрии моделируются условиями тепловой изоляции границ (тепловой поток через плоскости симметрии отсутствует, т. е. $q = 0$). В расчетах принято, что ширина грани расчетной схемы равна 1 м, а коэффициент температуропроводности равен единице. Расчетная схема разбита на 390

изопараметрических конечных элементов треугольной формы. В правом квадранте поперечного сечения призмы (рисунок 2.6) показан линиями уровней характер распределения температур на пятидесятом расчетном шаге по времени. Результаты численных расчетов о разогреве квадратной призмы сравнивались с точным аналитическим решением, заимствованным из работы [129]. На рисунке 2.7 показано сопоставление изменения температуры призмы в четырех контрольных точках, располагающихся внутри тела.

При этом шаг по времени в соответствии с сеточным критерием Фурье составил величину $\Delta t = 0,00098$ сек. Как следует из результатов сравнений численного и аналитического решений рассмотренной переходной задачи, погрешность численного расчета для всех рассмотренных временных слоев оказалась в пределах графической точности (до 1 % относительной ошибки).

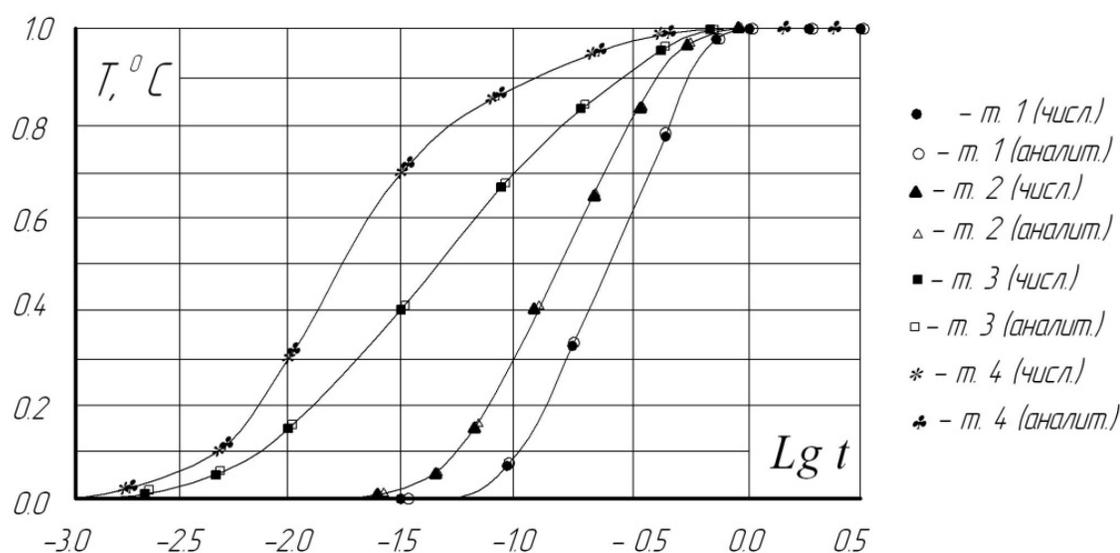


Рисунок 2.7 – Изменение температуры в четырех контрольных точках призмы

Подводя итоги численных исследований, приходим к выводу о допустимости в конечно-разностных аналогах дифференциальных уравнений задач теории поля выбирать шаг по времени на основе сеточного критерия

Фурье (2.21) или (2.22) в целях достижения устойчивости и сходимости, в том числе для обеспечения точности численных расчетов.

Поскольку фрикционное взаимодействие разрушенных частей горных пород приводит к развитию температуры в зоне физического пятна контакта, а тепловой поток в зоне контакта, в свою очередь, в соответствии с (2.7), зависит от уровня нормальной силы между соударяющимися телами, оказывается важным дать оценку точности программному комплексу ANSYS в части решения задач о контактном взаимодействии разнородных материалов.

В качестве теста рассмотрим задачу о контактном взаимодействии упругого шара с плоскостью (рисунок 2.8).

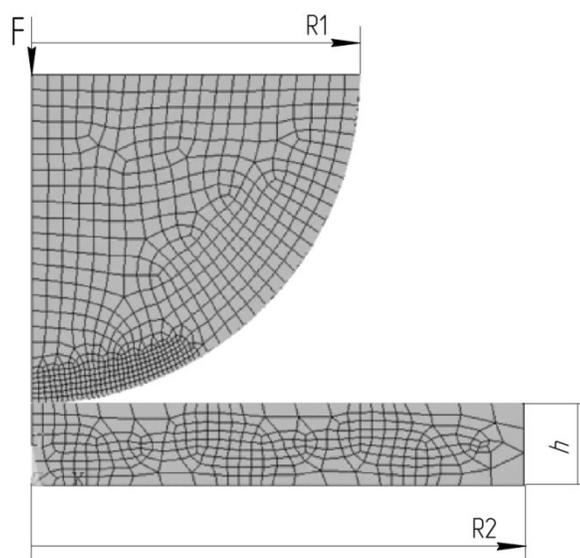


Рисунок 2.8 – Расчетная схема задачи о вдавливании полсферы в упругое пространство

Аналитическое решение получим из задачи Герца об упругом сжатии сфер [129, 130].

Из решения Герца известно, что распределение давления N по площадке контакта сфер следует выражению

$$N = N_0 \sqrt{1 - \frac{r^2}{a^2}}, \quad (2.23)$$

где N_0 – давление в центре контакта; r – расстояние от центра контакта; a – радиус пятна контакта.

Причем давление в центре контакта и размеры его пятна определяются из выражений:

$$N_0 = \sqrt[3]{F \cdot \frac{6}{\pi^5(k_1+k_2)^2} \cdot \frac{(R_1+R_2)^2}{R_1^2 R_2^2}}; \quad (2.24)$$

$$a = \sqrt[3]{F \cdot \frac{3\pi}{4} \cdot \frac{(k_1+k_2)R_1 R_2}{R_1+R_2}}, \quad (2.25)$$

где F – сила сжатия сфер; R_1, R_2 радиусы сфер; $k_1 = \frac{1-\mu_1^2}{\pi E_1}$; $k_2 = \frac{1-\mu_2^2}{\pi E_2}$.

Здесь E_1 и μ_1 – Модуль Юнга и коэффициент Пуассона первой сферы; E_2 и μ_2 – Модуль Юнга и коэффициент Пуассона второй сферы.

Для решения задачи о давлении сферы на плоскость, радиус одной из сфер примем бесконечно большим, например, $R_2 \rightarrow \infty$.

Тогда переходя к пределу, получим:

$$\lim_{R_2 \rightarrow \infty} \frac{(R_1+R_2)^2}{R_1^2 R_2^2} = \frac{1}{R_1^2} = \frac{1}{R^2},$$

$$\lim_{R_2 \rightarrow \infty} \frac{R_1 R_2}{R_1+R_2} = R_1 = R.$$

В соответствии с этим выражения (2.24) и (2.25) в задаче о давлении сферы на плоскость примут вид:

$$N_0 = \sqrt[3]{F \cdot \frac{6}{\pi^5(k_1+k_2)^2} \cdot \frac{1}{R^2}}; \quad (2.26)$$

$$a = \sqrt[3]{F \cdot \frac{3\pi}{4} \cdot (k_1 + k_2) \cdot R}. \quad (2.27)$$

Выражение (2.23) остается без изменений.

При решении задачи с использованием метода конечных элементов расчетная схема дискретизируется на конечные элементы, как это показано на

рисунке 2.8. Примем, что полусфера радиусом $R1 = 20\text{мм}$ под действием силы $F = -200\text{ Н}$ взаимодействует с опорой высотой $h = 5\text{мм}$ и радиусом $R2 = 30\text{мм}$. Опора закреплена по нижней площадке во всех направлениях.

Свойства материалов: полусфера – модуль упругости $E1 = 10\text{ Н/мм}^2$, коэффициент Пуассона $0,499$, опора $E2 = 2 \cdot 10^5\text{ Н/мм}^2$, коэффициент Пуассона $0,3$.

На рисунке 2.9 представлены результаты расчетов осесимметричной контактной задачи в виде изолиний вертикальных напряжений и перемещений границы сферы а), а также эпюра контактного давления б).

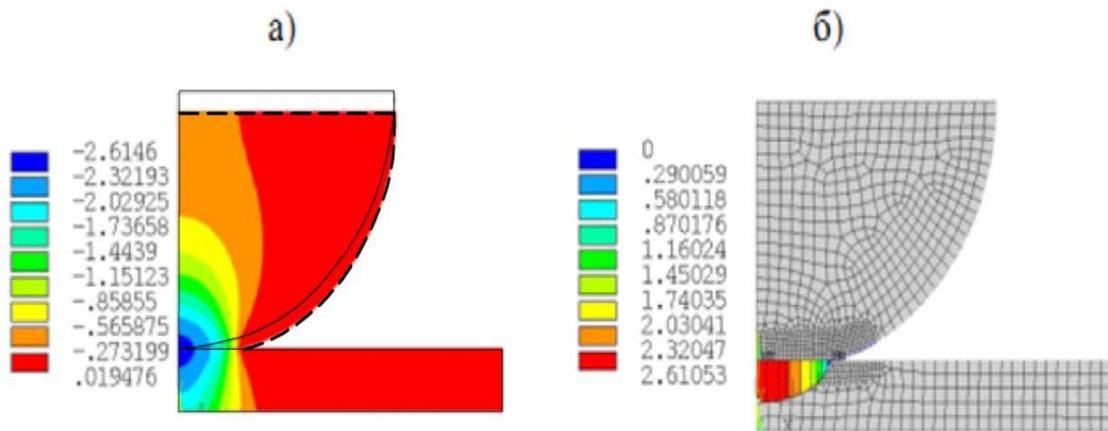


Рисунок 2.9 – Изолинии вертикальных напряжений σ_y и осадка полусферы а); эпюра контактного давления б)

Детальное распределение контактного давления $N_{\text{МКЭ}}(r)$, полученное численно, в сравнении с результатами аналитического решения (2.23) $N_a(r)$ представлено на рисунке 2.10 и в таблице 2.1.

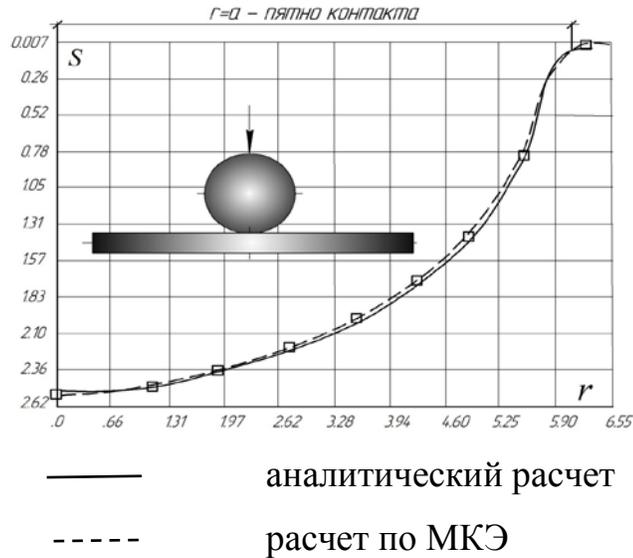


Рисунок 2.10 – Изменение вертикальных напряжений ($S = N$) вдоль линии контакта сферы с плоскостью

В таблице 2.1 приняты следующие обозначения: N_a , $N_{МКЭ}$ – давления (вертикальные напряжения) по площадке контакта, вычисленные аналитически и численно соответственно; δ – относительная погрешность расчетов.

Анализ рисунка 2.10 и данных таблицы 2.1 позволяют установить радиус пятна финального контакта сферы с плоскостью, полученный численно: $a = 6.06$ мм.

Таблица 2.1 – Сравнение результатов численных $N_{МКЭ}$ и аналитических N_a расчетов напряжений вдоль линии контакта сферы с плоскостью

$r, \text{мм}$	0,0	1,25	1,86	2,77	3,67	4,39	5,07	5,68	6,06
$N_a, \text{Н/мм}^2$	2,58	2,52	2,46	2,30	2,06	1,79	1,42	0,92	0,0017
$N_{МКЭ}, \text{Н/мм}^2$	2,62	2,43	2,37	2,20	1,94	1,70	1,36	0,88	0,0018
$\delta\%$	1,5	3,7	3,5	4,2	5,6	4,8	4,5	4,4	5,5

Аналитический расчет радиуса пятна контакта по зависимости (2.27) приводит к результату $a = 6,08$ мм, что составляет $\delta = 0,33$ % относительной ошибки.

Таким образом, из сравнительного анализа численных и аналитических расчетов (таблица 2.1, рисунок 2.10) следует, что алгоритмы комплекса ANSYS дают приемлемую для последующего анализа точность вычислений напряжений и деформаций при решении задач теории упругости о контактном взаимодействии разнородных тел.

2.5. К оценке критериев воспламенения метано- и пылевоздушных смесей

Для прогнозирования вспышек, горения или взрывов метано- и пылевоздушных смесей необходимы вполне определенные критерии возгораний. Приведенные выше исследования фрикционного трения разрушенных частей массивов пород или искрений в результате их динамического взаимодействия на базе деформационных и термодинамических моделей представляют расчетные параметры, характеризующие лишь уровень потенциальной опасности.

Для оценки возникновения аварийной ситуации необходимы знания их минимально-предельных значений, при превышении которых возможно возгорание рудничных газов и пыли.

При этом сравнение двух величин, одна из которых является расчетной, а другая экспериментальной, представляет собой критериальную оценку возможности наступления события – либо возгорание возможно, либо аварийной ситуации ожидать не следует. Таким образом, на экспериментально установленные значения параметров, определяющих условия возгораний взрывчатых пыле- и газозвудушных смесей, следует опираться, по сути, как на

термодинамические постоянные материала при известных и вполне определенных условиях состояния шахтной атмосферы.

При фрикционном трении частей пород к параметрам, характеризующим необходимые и достаточные условия возгораний метана и угольной пыли, в качестве источников воспламенения относят такие величины, как:

- минимальное значение температуры воспламенения смеси;
- минимальная энергия воспламенения;
- минимальная мощность теплового источника в совокупности с уровнем

концентрации газа и пыли, давлением смеси, начальной температурой смеси, наличием в газовой среде кроме метана других сопутствующих газов [7, 95].

Не останавливаясь подробно на проблемах получения пороговых значений термодинамических и механических параметров, необходимых для воспламенения взрывчатых смесей, представим лишь некоторые из возможных критериальных соотношений для оценки опасности шахтной атмосферы.

Температурный критерий.

Возгорание пыле- и метановоздушной смеси возможно при выполнении условия:

$$T_p \geq [T_{кр}],$$

где T_p – расчетное значение температуры элементарного объема взрывчатого газа; $[T_{кр}]$ – минимальное значение температуры элементарного объема взрывчатого газа, при котором возможно возгорание, определяется экспериментально.

Приведенное условие возгорания является условием необходимым, но недостаточным. Потребуется оценить опасность температурного источника по длительности его действия – так называемого периода индукции $[t_{и}]$, необходимого для прогрева некоторого наперед установленного минимального объема газа $[V_{кр}]$ до температуры возгорания.

Таким образом, полагая, что время существования взрывчатой смеси превышает индукционный период ее воспламенения, температурный критерий возгорания представим в виде

$$\begin{aligned} T_p &\geq [T_{кр}], \\ t_p &\geq [t_{и}], \\ V_p &\geq [V_{кр}], \end{aligned} \quad (2.28)$$

где T_p, t_p, V_p – расчетные значения температуры, времени прогрева и объема газа соответственно; $[T_{кр}], [t_{и}], [V_{кр}]$ – минимальные критические значения температуры, времени прогрева смеси и объема, при которых возможно возгорание смеси, соответственно.

Некоторые из экспертных оценок показывают, что «минимальная температура воспламенения пыле- и метановоздушной смеси $[T_{кр}]$ » [185] составляет:

- при адиабатическом сжатии МВС – 565 °С [131];
- при контакте МВС с нагретыми поверхностями – 650 °С [131];
- угольная пыль с выходом летучих 30 ÷ 40 % – 630 °С [132, 133].

Минимальное значение объема МВС $[V_{кр}]$ может составлять $\geq 9 \cdot 10^{-10} \text{ м}^3$ [7].

Энергетический критерий.

Критическое состояние перед возгоранием пыле- и метановоздушной смеси наступает при условии, когда количество теплоты, передаваемое от нагретого тела в газовую атмосферу, приближается к минимальной энергии воспламенения метановоздушной смеси:

$$Q_p \geq [Q_{кр}],$$

где Q_p – расчетное значение количества тепловой энергии, передаваемое за произвольное время через произвольную поверхность; $[Q_{кр}]$ – минимальное

значение энергии воспламенения метановоздушной смеси, при которой возможно возгорание, определяется экспериментально.

Кроме того, необходимо, чтобы длительность передачи тепловой энергии от нагретой поверхности в объем метановоздушной смеси была не менее времени индукционного периода $t_p \geq [t_{и}]$.

Таким образом, полагая, что время существования взрывчатой смеси превышает индукционный период ее воспламенения, энергетический критерий возгорания представим в виде:

$$\begin{aligned} Q_p &\geq [Q_{кр}], \\ t_p &\geq [t_{и}], \end{aligned} \quad (2.29)$$

где Q_p, t_p – расчетные значения количества переданной тепловой энергии и время передачи энергии соответственно; $[Q_{кр}], [t_{и}]$ – минимальное значение энергии воспламенения и минимальное время длительности передачи энергии.

Количество тепловой энергии Q_p (Дж), передаваемое за произвольное время через произвольную поверхность F (m^2), определяется через расчетное значение плотности теплового потока q (Дж/(m^2c)):

$$Q_p = \iint q dF d\tau.$$

Экспертные оценки показывают (см. пункт 4.1 настоящей работы), что минимальное значение энергии воспламенения метановоздушной смеси составляет $[Q_{кр}] = 0,2 \div 0,32$ мДж для периода индукции не менее 110 мкс [131].

Выводы по главе 2

1. Разработаны аналитические и численные модели оценки изменения температуры в зоне фрикционного контакта частей горных пород, движущихся относительно друг друга с некоторой наперед заданной скоростью, как фактора инициирования вспышки и/или взрывного горения рудничных газов.

2. Получено аналитическое решение задачи об изменении температуры в зоне фрикционного контакта частей горных пород в одномерной постановке нестационарной задачи теплопроводности. При построении модели рассмотрен предельный случай деформирования контактных пар в предположении, что наибольшие градиенты температур проявляются при реализации в области контакта зоны прандтлева трения.

3. На базе метода конечных элементов разработана двумерная модель оценки изменения температуры в зоне фрикционного контакта частей горных пород, движущихся относительно друг друга с некоторой наперед заданной скоростью, как результат решения связанной задачи упругости и нестационарной теплопроводности.

4. Рассмотрены подходы к оценке воспламенения метановоздушных смесей фрикционными искрами. Даны экспертные оценки для минимальной энергии воспламенения метано- и пылевоздушных смесей в зависимости от содержания частиц пыли в облаке. Определена область параметров дисперсной фазы, для которой лучистый теплоперенос существенно влияет на минимальную энергию воспламенения фрикционными искрами.

5. Проведена оценка устойчивости, сходимости и точности решения задач нестационарной теплопроводности с использованием программного комплекса ANSYS. На примере сопоставления результатов расчетов с принятыми к анализу тестовыми задачами установлено, что используемая решателем ANSYS конечно-разностная схема решения задач нестационарной теплопроводности устойчива. Показано, что для кусочно-неоднородных сред (по теплофизическим характеристикам) рациональный шаг по времени может быть установлен с использованием сеточного критерия подобия Фурье. При этом абсолютная погрешность алгоритмов ANSYS в сравнении с аналитическими решениями задачи нестационарной теплопроводности не превышает 1 %.

6. Проведена оценка точности решения задач в рамках упругого контактного взаимодействия тел с использованием программного комплекса ANSYS. На примере сопоставления результатов расчетов с принятыми к анализу тестовыми задачами (задача Герца) установлено, что используемый решателем ANSYS алгоритм решения контактной задачи приводит к абсолютной погрешности в пределах графической точности (до 1 %).

7. На базе термодинамической теории возгораний пыле- и метановоздушных смесей представлены тепловой и энергетический критерии воспламенения.

ГЛАВА 3. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ АНАЛИЗА ДЕФОРМИРОВАНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ

Изменение геомеханического состояния углепородного массива при ведении горных работ вытягивает за собой цепочку главных опасностей, провоцирующих в том числе вспышки и возгорания рудничных газов.

В этой связи основная цель главы – обоснование физико-механической модели материалов угля и вмещающих пород, обладающих сложной реологией. Обоснование метода расчета напряженно-деформированного состояния углепородного массива у обнажений в рамках решения двумерных и трехмерных задач теории упругости и пластичности.

3.1. Конечно-элементная модель деформирования горного массива

Метод конечных элементов (МКЭ) является мощным инструментом для решения прикладных задач механики твердого тела с учетом механического поведения горного массива, близкого к реальному.

МКЭ не рассматривает дифференциальные уравнения равновесия, уравнения совместности деформаций, а по тому не решает их.

Физическая сущность МКЭ заключается в «получении и решении разрешающих уравнений на базе энергетического подхода – минимизации функционала Лагранжа, если задачи теории упругости решаются в перемещениях или на базе рассмотрения минимума функционала дополнительной энергии, если задача решается в напряжениях» [27, 28].

Поскольку наши исследования связаны с привлечением комплекса программ ANSYS и их адаптацией к задачам деформирования и разрушения массива горных пород, рассмотрим формулировку и технологию реализации

метода конечных элементов, базирующуюся на использовании функционала Лагранжа.

В связи с тем, что метод конечных элементов основан на вариационных принципах механики, для получения разрешающих уравнений отыскивается «минимум функционала потенциальной энергии на некотором пространстве перемещений u_i в теле объемом Ω [134]. В качестве пространства перемещений принимают «пространство Соболева квадратично интегрируемых функций вместе со своими обобщенными производными» [134]. В этом случае из неравенства Корна и теоремы, которая приведена в [135] и [136], следует существование и единственность решения задачи [134] – как результат поиска и нахождения минимума функционала потенциальной энергии J :

$$\min J(u_i), u_i \in \Omega,$$

$$J(u_i) = \frac{1}{2} \int_{\Omega} \sigma_{ij} \varepsilon_{ij} d\Omega - \int_{\Gamma_p} P_i u_i d\Gamma - \int_{\Omega} \phi_i u_i d\Omega, \quad (3.1)$$

где Ω – трех-, двух- или одномерная область; Γ_p – часть поверхности тела, где заданы усилия; σ_{ij} – компоненты тензора напряжений; ε_{ij} – компоненты тензора деформаций; u_i – компоненты перемещений; P_i – заданные на границе компоненты усилий; ϕ_i – компоненты массовых сил.

Функционал (3.1) в матричном виде может быть записан следующим образом:

$$J(u, v, w) = \frac{1}{2} \int_{\Omega} \{\sigma\}^t \{\varepsilon\} d\Omega - \int_{\Gamma_p} \{P\}^t \{u\} d\Gamma - \int_{\Omega} \{\phi\}^t \{u\} d\Omega. \quad (3.2)$$

Здесь $\{u\}$ – вектор перемещений; $\{P\}$ – вектор проекций на оси координат заданных на границе усилий; $\{\phi\}$ – вектор проекций на оси координат массовых

сил; $\{\sigma\}$ – вектор, содержащий компоненты тензора напряжений; $\{\varepsilon\}$ – вектор, содержащий компоненты тензора деформаций.

Надстрочный индекс «t» означает операцию транспонирования матриц и векторов.

Функционал (3.2), записанный в форме Лагранжа, позволяет упростить решение задачи в силу сокращения числа неизвестных под знаком интегралов (3.2) до числа неизвестных перемещений в отличие от других существующих подходов, которые дают более трудоемкие решения, когда компоненты тензоров напряжений и деформаций могут выступать дополнительно в качестве неизвестных [27, 28].

Для перехода к функционалу Лагранжа воспользуемся соотношениями Коши. Тогда для компонент тензора деформации получим:

$$\varepsilon_{ij} = \frac{1}{2}(u_{i,j} + u_{j,i}) \quad (3.3)$$

При помощи зависимостей (3.3) вектор деформации в общем виде можно выразить через вектор перемещений

$$\{\varepsilon\} = [B]\{u\}, \quad (3.4)$$

где матрица $[B]$ – некоторая матрица координат и их производных.

Заметим, что выражением (3.4) представлена полная деформация внутри области Ω , влияющей на внутреннюю работу. Полная деформация может включать начальные или дополнительные деформации. Они, в свою очередь, могут инициировать напряжения в пространстве массива или не вызвать их. При этом причины деформаций могут различаться. Так, например, объёмные деформации могут быть вызваны разрыхлением материала, действием внутрипорового давления жидкости или газа, а также усадкой или колебаниями температуры [134]. Пусть начальные деформации характеризуются некоторым вектором $\{\varepsilon_0\}$. Деформация, которая вызвана изменением температуры области

Ω от некоторой начальной температуры T_n до температуры T_k , может выступать в качестве характерного примера начальной деформации.

В связи с тем, что при свободном температурном расширении массива напряжения не возникают, очевидно, что деформации, вызывающие напряжения, составят вектор:

$$\{\epsilon\}_\sigma = (\{\epsilon\} - \{\epsilon_o\}). \quad (3.5)$$

В качестве иллюстрации можно показать, что в случае плоского напряженного состояния вектор начальных деформаций при изменении температуры представляется в виде

$$\{\epsilon_o\}^k = |\alpha\Delta T, \alpha\Delta T, 0|.$$

Для плоской деформации получим:

$$\{\epsilon_o\}^k = (1+\nu) \cdot |\alpha\Delta T, \alpha\Delta T, 0|.$$

И для трехмерной задачи:

$$\{\epsilon_o\}^k = |\alpha\Delta T, \alpha\Delta T, \alpha\Delta T, 0|,$$

где $\Delta T = T_n - T_k$ – температурный перепад; ν – коэффициент поперечной деформации (Пуассона); α – коэффициент линейного температурного расширения.

Возвращаясь к анализу функционала (3.2), заметим: «вектор деформаций (3.5) связывается с вектором напряжений посредством матрицы упругости $[C]$ » [134], чьи компоненты для изотропной, ортотропной или анизотропной области Ω следуют из обобщенного закона Гука:

$$\{\sigma\} = [C] \{\epsilon\}_\sigma. \quad (3.6)$$

Подставляя (3.5) в выражение (3.2), получим:

$$J(u, v, w) = \frac{1}{2} \int_{\Omega} \{\sigma\}^k \{\epsilon\}_\sigma^k d\Omega - \int_{\Gamma_P} \{P\}^t \{u\} d\Gamma - \int_{\Omega} \{\phi\}^t \{u\} d\Omega.$$

С учетом выражений (3.4), (3.5) и определяющего соотношения (3.6) потенциальная энергия области Ω запишется в виде функционала Лагранжа. При этом под знаком интеграла окажутся лишь неизвестные перемещения:

$$J(u, v, w) = \frac{1}{2} \int_{\Omega} ([B]\{u\} - \{\varepsilon_0\})^t [C] ([B]\{u\} - \{\varepsilon_0\}) d\Omega - \int_{\Gamma_p} \{P\}^t \{u\} d\Gamma - \int_{\Omega} \{\phi\}^t \{u\} d\Omega. \quad (3.7)$$

Поскольку изучение деформирования массива горных пород у выработок для большинства практических задач, в силу разных причин, представляет собой задачу повышенной сложности, аналитическое решение интегрального уравнения (3.7) оказывается невозможным.

Как правило, решение интегрального уравнения (3.7) осуществляется приближенно, с использованием численных методов анализа, например, метода конечных элементов [27, 28], служащего для дискретного представления уравнения (3.7). При этом для дискретизации функционала (3.7) может быть использован широко известный метод Крылова-Боголюбова [137]. Идея метода заключается в поиске решений задачи не в бесконечном многообразии элементарных объемов пространства, а в конечном числе точек, распределенных произвольным образом по области Ω , называемых узловыми. Во всем другом многообразии точек тела «напряжения, деформации и перемещения предлагается определять при помощи аппроксимирующих полиномов, с использованием найденных значений искомой функции в узловых точках» [27, 28, 123].

Прием сведения бесконечного числа степеней свободы к конечному заключается в последовательном выполнении следующих операций:

«— исходная расчетная схема разбивается на определенное число треугольных, прямоугольных или другого вида областей. Эти области называются конечными областями или конечными элементами (КЭ)

(рисунок 3.1). Вершины конечных элементов называют узлами, в которых ищется решение задачи;

– после нахождения перемещений в узлах, перемещения любой точки КЭ, включая границы, аппроксимируются полиномами, порядок которых зависит от вида КЭ. Коэффициенты этих полиномов определяются через узловые значения перемещений (вершины) КЭ;

– напряжения и деформации по полигону элемента и на его границах являются функциями перемещений и также аппроксимируются полиномами с коэффициентами, представляющими комбинацию узловых значений перемещений» [27–29, 138, 139, 3].

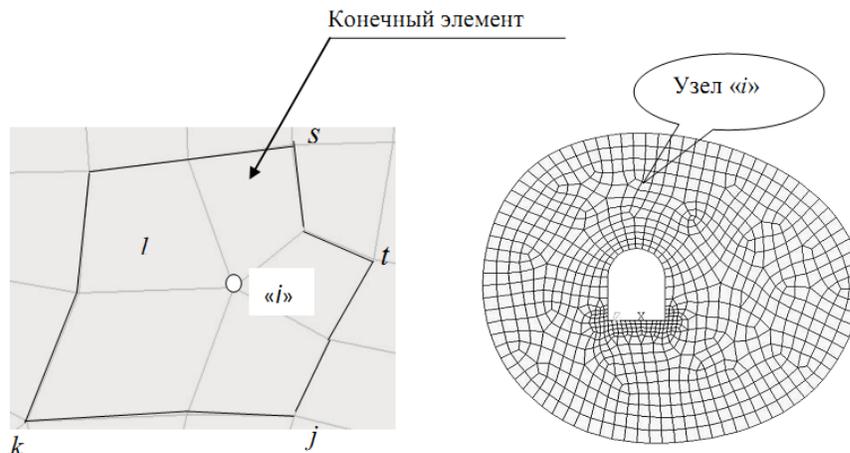


Рисунок 3.1 – Дискретизация области Ω на конечные элементы; j, k, \dots, s – номера узлов, окружающих центральный узел « i »

Теперь, рассматривая в качестве области Ω совокупность областей конечного элемента Ω^i , $s \geq i \geq 1$, s – число конечных элементов сетки, в рассмотрение вводится аппроксимирующая вектор-матрица $\{N\}$, с помощью которой через узловые значения перемещений элемента определяются перемещения в любой точке области $i(x, y, z) \in \Omega^i$ и на ее границе:

$$u_i = \{N\}^t \{u\}, \quad (3.8)$$

где $\{u\}$ – вектор узловых перемещений.

Выражение для полной потенциальной энергии получим как сумму интегралов потенциальной энергии деформации каждого из конечных элементов как вклад в общую величину энергии массива Ω :

$$\tilde{J}(u_i) = \frac{1}{2} \sum_{k=1}^s \left(\int_{\Omega^{(s)}} \{u\}^t [B^s]^t [C^s] [B^s] \{u\} - 2 \{u\}^t [B^s]^t [C^s] \{\varepsilon_0^s\} - \{\varepsilon_0^s\}^t [C^s] \{\varepsilon_0^s\} - \{\phi\}^t \{u\} \right) d\Omega - \int_{\Gamma^g} \{P^g\}^t \{u\} d\Gamma, \quad (3.9)$$

где Γ^g – поверхность грани конечного элемента на границе тела, где задана нагрузка P^g , s – число конечных элементов, окружающих центральный узел « i ».

Интегралы по объёму конечного элемента в (3.9) вычисляются численно после перемножения входящих в них матриц лишь для элементов окружающих узел « i ».

«Разрешающая система линейных алгебраических уравнений (СЛАУ) относительно неизвестных узловых перемещений получается из условия отыскания экстремума (минимума) функционала (3.9)» [3, 123]. Тогда для некоторого узла « i » трехмерной задачи теории упругости получаем:

$$\begin{aligned} \partial \tilde{J}(u_1, \dots, u_i, \dots, u_n; v_1, \dots, v_i, \dots, v_n, w_1, \dots, w_i, \dots, w_n) / \partial u_i &= 0; \\ \partial \tilde{J}(u_1, \dots, u_i, \dots, u_n; v_1, \dots, v_i, \dots, v_n, w_1, \dots, w_i, \dots, w_n) / \partial v_i &= 0; \\ \partial \tilde{J}(u_1, \dots, u_i, \dots, u_n; v_1, \dots, v_i, \dots, v_n, w_1, \dots, w_i, \dots, w_n) / \partial w_i &= 0, \end{aligned} \quad (3.10)$$

где i – номер текущего узла, $1 \leq i \leq n$; u , v , w – перемещения узла « i » в направлении осей координат.

Подстановка соотношений (3.9) в (3.10) приводит к системе линейных алгебраических уравнений для всей совокупности узлов сетки КЭ в виде:

$$[A] \{u\} = \{f\}, \quad (3.11)$$

где $[A]$ – ленточная матрица коэффициентов системы линейных алгебраических уравнений размером $(n \times r)$ ($n \times r$); $\{u\}$ – вектор узловых перемещений размером $(n \times r)$; $\{f\}$ – вектор правой части СЛАУ размером $(n \times r)$, r – размерность задачи.

Решение системы уравнений (3.11) дает возможность определить перемещения в каждом из узлов сетки конечных элементов и рассчитать компоненты напряжений и деформаций для последующей оценки прочности и устойчивости конструктивного элемента шахты с помощью соотношений (3.4), (3.6), (3.8).

3.2. Физико-механическая модель и механические характеристики горных пород

При решении задач методом конечных элементов формирование физико-механических свойств горных пород тесно связано со структурой матрицы упругости $[C]$ выражения (3.6).

Компоненты матрицы упругости связывают векторы напряжений и деформаций, зависят от принятой модели деформирования массива.

При выборе модели состояния углепородного массива на результаты моделирования определяющее влияние оказывают принимаемые гипотезы горного давления, строение массива пород, точность задания их свойств.

Учитывая гипотезы и основывающиеся на них допущения, для сокращения «второстепенных эффектов», необходимо помнить предостережения А.А. Ильюшина и В.С. Ленского [140, 120], которые отмечали, что «использование упрощающих соотношений ради упрощения возникающих математических задач допустимо тогда, когда эти соотношения оказываются достаточно физически точными в тех условиях протекания процессов деформирования, для которых проведены расчеты» [141].

На современном этапе развития вычислительной техники и методологии оценки деформирования горных пород можно полагать, что, по крайней мере, на качественном уровне разрабатываемые модели проявлений горного давления

отражают реальные эффекты отклика углепородного массива на внешние воздействия.

По утверждению И.А. Турчанинова, М.А. Иофис, Э.В. Каспарьяна, по отношению к горным породам, которые являются очень неоднородным объектом, невозможно получить точные решения, поэтому механика горных пород не стремится к этому [142].

В отдельных частных случаях, пренебрегая нелинейными механическими свойствами пород, достаточная точность может быть получена на основе решений задач в линейно-упругой постановке. Более того, базовой составляющей модели механического поведения горных пород по праву можно считать модель линейно-упругого тела, которая, как правило, используется для линеаризации нелинейных функционалов энергии при решении вязкопластических, упругопластических, нелинейно-упругих и другого вида задач, описываемых нелинейными связями напряжений с деформациями.

В общем случае определяющие модель механического поведения материала свойства массива горных пород сосредоточены в компонентах матрицы $[C]$ – модуле деформирования материала « E » и в его коэффициенте поперечной деформации « ν », которые зависят от уровня внешних воздействий, структуры массива и его реологии:

$$[C] = [f(E, \nu)]. \quad (3.12)$$

Обобщенный закон Гука для полных деформаций записывается посредством матрицы податливости $[D]$, где $[D]$ – матрица, обратная матрицы $[C]^{-1} = [D]$.

Тогда, с учетом соотношения (3.5), получим:

$$\{\varepsilon\} = [D]\{\sigma\} + \{\varepsilon_o\}.$$

В соответствии с особенностями строения массива горных пород, в некотором общем случае, когда массив обладает тремя взаимно

перпендикулярными осями упругой симметрии (ортотропный материал), компоненты матрицы $[D]$ имеют более сложный вид.

Вместе с тем учет анизотропных свойств углепородного массива, по замечаниям К.В. Руппенейта, не дает заметных поправок для компонент НДС массива и поэтому вряд ли целесообразен. Действительно, прямая оценка вклада анизотропии горных пород непосредственной кровли в изменение уровня НДС, по данным работы [27], составила от 6 до 11 % при отличии в модулях упругости в 200 %.

Поскольку в действительности деформационные свойства горных пород зависят от вещественного состава, структуры, текстуры, влажности, температуры, давления, технологических особенностей ведения горных работ, характера приложения нагрузки и других факторов, рассмотрение в качестве механической модели горных пород линейно упругое поведение массива имеет ограниченное применение.

В наших исследованиях с целью учета реальных физико-механических свойств углепородного массива в качестве определяющих соотношений используются непосредственно диаграммы деформирования, которые получают экспериментально с учетом реальных условий нагруженности массива, а также условий, которые отражают специфику ведения горных работ и длительную эксплуатацию выработок и целиков, других подземных сооружений.

Можно говорить о том, что диаграмма деформирования – это реальная связь между напряжениями и деформациями. Она аккумулирует в себе не только действительные проявления механических свойств материала для заданных условий нагружения образцов спутников, но и является общей отправной точкой для начала разрушения массива. Диаграмма деформирования включает в себя компромиссное обобщение различных по смыслу критериев прочности и устойчивости горных пород, предложенных в исследованиях

П.П. Баландина, Л.Я. Парчевского, А.Н. Ставрогина, В.А. Трушко, Кулона – Мора, Хоека-Брауна и других.

Заметим, что интерпретация результатов испытаний образцов пород с целью оценки механических свойств массива по диаграмме деформирования лишена субъективной оценки, поскольку является интегральной характеристикой механического поведения горных пород, включающей естественную и наведенную трещиноватость, разупрочнение, запредельное деформирование; базируется на феноменологическом представлении механики сплошных сред. И наконец, диаграмма деформирования может быть получена не только из испытаний для репрезентативного лабораторного образца, но также для конструктивных элементов подземных выработок и сооружений в целом, например, для целика [48, 49].

Характерные виды полной диаграммы деформирования горных пород в осях «интенсивность напряжений – интенсивность деформаций» показаны на рисунке 3.2.

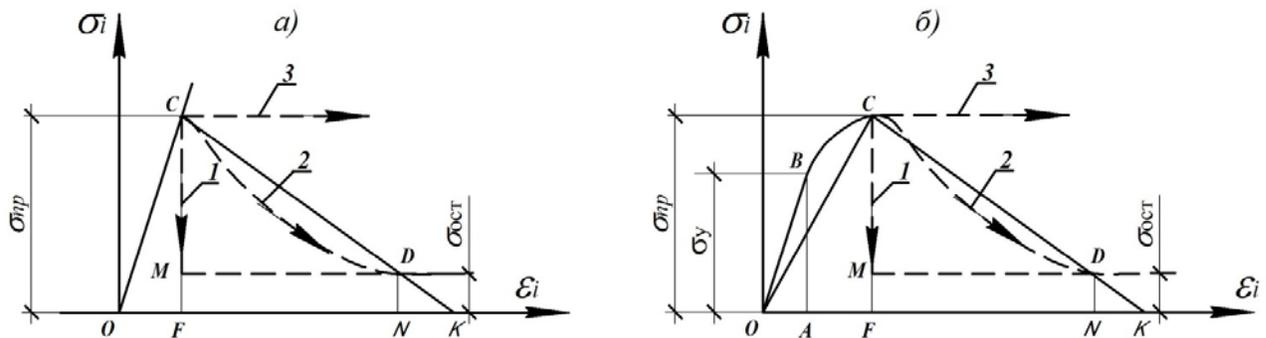


Рисунок 3.2 – Диаграмма деформирования для хрупких а) и упругопластических б) горных пород

Возможные траектории ветвей запредельного деформирования пород показаны на рисунке 3.2 цифрами. Крутизна запредельной части графика деформирования отражает склонность породы к хрупкому разрушению.

Аналогично тому, как величина E_y в упругой части допредельного деформирования ($\text{tg}(\angle\text{COF})$) (рисунок 3.2а) или $\text{tg}(\angle\text{BOA})$ (рисунок 3.2б)) называется модулем упругости, величина $E_m = d\sigma_i/d\varepsilon_i$ в запредельной части называется модулем хрупкости, или модулем спада. При условии $E_m \rightarrow 0$ породы считаются идеально пластичными, а при $E_m \rightarrow \infty$ – идеально хрупкими. Участок запредельной ветви деформирования под номером 1 реализуется чаще всего при разрушении кровли очистной выработки (хрупкий характер разрушения), под номером 2 – при разрушении боков одиночной выработки и под номером 3 – имеет место неограниченное пластическое деформирование.

Рассмотрим деформирование горных пород на участках допредельного деформирования (линия ОС, рисунок 3.2а; линия ОВС, рисунок 3.2б).

Лабораторные механические испытания образцов горных пород показывают, что получаемые диаграммы деформирования, к сожалению, не удовлетворяют условиям гипотезы о существовании единой кривой деформирования, их вид зависит от условий нагружения образцов (рисунок 3.3).

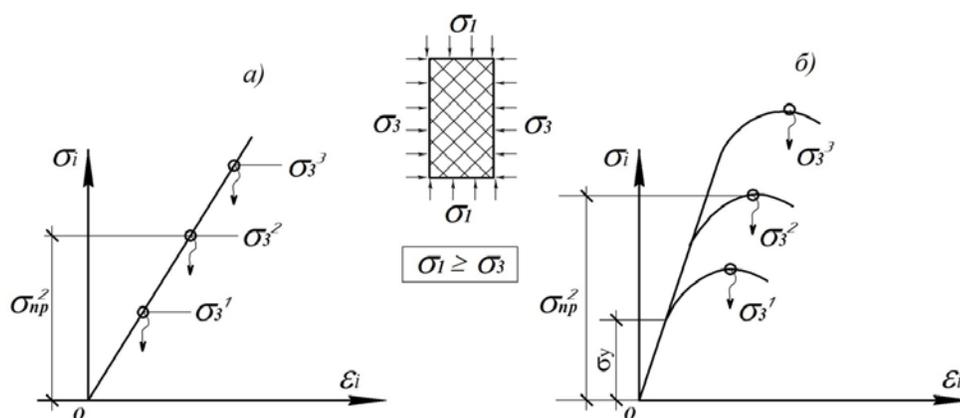


Рисунок 3.3 – Вид диаграмм деформирования в зависимости от уровня бокового давления

Как показывают результаты экспериментов, при сжатии образцов пород осевыми напряжениями σ_1 при действии боковых сжимающих радиальных напряжений σ_3 (рисунок 3.3) вид диаграмм деформирования изменяется. На рисунке 3.3 круглыми маркерами отмечены пределы прочности одних и тех же породных образцов, уровень которых изменяется в зависимости от величины бокового давления σ_3^i :

$$\sigma_3^1 < \sigma_3^2 < \sigma_3^3; \sigma_1 > \sigma_3.$$

Здесь и далее будем полагать, как это принято в геомеханике, сжимающие напряжения положительными величинами.

На рисунке 3.3 показаны схематические представления диаграмм для пород, склонных к хрупкому разрушению (рисунок 3.3а), и упругопластическому разрушению со степенным упрочнением (рисунок 3.3б).

Заметим, что деление горных пород на упругие и пластичные является условным, поскольку одни и те же породные образцы в зависимости от уровня и скорости нагружения могут проявлять как упругие, так и пластические свойства.

В этом смысле упругость, пластичность и хрупкость в геомеханике понимаются не как свойства, а как состояния горных пород.

Поскольку зависимость вида диаграммы в каждой из зон массива пород зависит от реализующихся в них полей напряжений и деформаций, расчет НДС в таких массивах оказывается проблематичен из-за затруднений в априорном установлении вида и параметров диаграмм деформирования. С другой стороны, расчет напряженно-деформированного состояния углепородного массива невозможен до установления диаграмм деформирования, которые под действием нагрузки в общем случае меняются от точки к точке исследуемого массива.

Для выхода из тупика оказывается необходимым принятие дополнительных соглашений. В наших исследованиях рассмотрим вариант механического поведения массива, когда его модуль упругости E_y от вида напряженного состояния зависит слабо. Данное предположение можно обосновать тем, что на начальных этапах деформирования образцов на механическое поведение пород структурные изменения не отражаются. Поскольку модуль упругости материала определен, расчет напряженного состояния массива в рамках его линейно-упругого поведения оказывается возможным. Однако остается открытым вопрос об оценке несущей способности массива – о величине предела прочности материала, который зависит от уровня напряженного состояния массива, изменяющегося от точки к точке массива (рисунок 3.3а). С целью установления пределов прочности материала в зависимости от реализующегося в массиве пород уровня НДС воспользуемся линейным критерием прочности Кулона – Мора. Для простоты изложения воспользуемся паспортом прочности горных пород (рисунок 3.4) с прямолинейной огибающей предельных кругов главных напряжений [55, 143]:

$$|\tau_{nt}| = C + \sigma_n \operatorname{tgr}, \quad (3.13)$$

где τ_{nt} – напряжение на площадке сдвига; C – коэффициент сцепления; ρ – угол внутреннего трения; $f = \operatorname{tgr}$ – коэффициент трения; τ_{nt} и σ_n – касательные и нормальные напряжения на площадке сдвига.

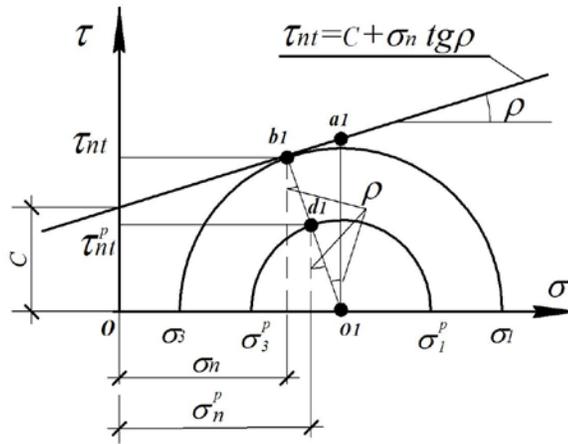


Рисунок 3.4 – К выводу условия прочности по критерию Кулона – Мора

Пусть в результате расчета НДС массива в некоторой его точке определены расчетные значения первого и третьего главных напряжений σ_1^p и σ_3^p . Здесь и далее верхним индексом «р» обозначены расчетные значения соответствующих величин. Геометрическое представление полученного напряженного состояния в точке в виде круга напряжений радиусом $o1d1$ показано на рисунке 3.4. Очевидно, что предельное состояние массива в этой точке (точка $o1$) соответствует кругу напряжений радиусом $o1b1$.

Замечая далее, что $oo1 = \frac{\sigma_1^p + \sigma_3^p}{2}$, из соотношения (3.13) найдем $o1a1 = C + \frac{\sigma_1^p + \sigma_3^p}{2} tg \rho$.

Величина предела прочности массива τ_{nt} определится последовательно из рассмотрения подобных прямоугольных треугольников (рисунок 3.4).

$$o1b1 = o1a1 \cdot \text{Cosp} = \left(C + \frac{\sigma_1^p + \sigma_3^p}{2} tg \rho \right) \text{cosp}.$$

И окончательно:

$$\tau_{nt} = o1b1 \cdot \text{Cosp} = \left(C + \frac{\sigma_1^p + \sigma_3^p}{2} f \right) \cos^2 \rho. \quad (3.14)$$

Теперь условие прочности примет вид:

$$\tau_{nt}^p \leq \tau_{nt}$$

или

$$\frac{\sigma_1^p - \sigma_3^p}{2} \leq \left(C + \frac{\sigma_1^p + \sigma_3^p}{2} f \right) \cos^2 \rho. \quad (3.15)$$

В дальнейшем нам понадобится инвариантная форма записи предельной кривой в пространстве главных напряжений [54]:

$$\sigma_1 = \sigma_n + \tau_{nt} \cdot \left(f + \sqrt{1 + f^2} \right); \quad \sigma_3 = \sigma_n + \tau_{nt} \cdot \left(f - \sqrt{1 + f^2} \right). \quad (3.16)$$

Для того чтобы полученные выражения соотнести с диаграммой деформирования, запишем формулу для интенсивности напряжений:

$$\sigma_i = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2}.$$

Поскольку при получении паспорта прочности нагружения образцов пород проводятся по схеме Кармана, то есть при $\sigma_1 > 1$ и $\sigma_2 = \sigma_3$ (рисунок 3.4) выражение для интенсивности напряжений примет следующий вид:

$$\sigma_i = \sigma_1 - \sigma_3.$$

С учетом того, что $\sigma_1 - \sigma_3 = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}$ (рисунок 3.5), получим предельное значение интенсивности напряжений на диаграмме деформирования для рассматриваемой точки пространства массива и на основании (3.15) найдем:

$$\sigma_i^{\text{pp}} = 2 \left(C + \frac{\sigma_1^p + \sigma_3^p}{2} f \right) \cos^2 \rho, \quad (3.17)$$

где σ_i^{pp} – предельное значение интенсивности напряжений на диаграмме деформирования.

Условие прочности для рассматриваемой точки пространства примет вид

$$\sigma_i^p \leq \sigma_i^{\text{pp}}, \quad (3.18)$$

где σ_i^p – расчетное значение интенсивности напряжений в рассматриваемой точке.

Изложенная методика восстановления диаграммы деформирования в зависимости от уровня напряженного состояния в точке массива в полной мере

подходит для хрупких материалов – для материалов с линейной зависимостью между напряжениями и деформациями вплоть до его разрушения.

Для упругопластических материалов задача восстановления диаграмм деформирования усложняется. При сжатии образцов за пределом упругости в породах развиваются необратимые деформации, сопровождающиеся локальными микроразрушениями, которые можно называть пластическими деформациями. На диаграмме деформирования испытываемого образца этот этап характеризуется отклонением от линейности (рисунок 3.5).

Теперь для восстановления диаграммы деформирования, дополнительно к пределу прочности, определяемому по изложенной выше методике, потребуется экспериментальное определение минимум еще двух механических характеристик материала: величины предела упругости и модуля деформации или предела прочности по деформациям. Указанные параметры могут быть определены попутно при построении паспорта прочности и из дополнительных экспериментов с образцами пород.

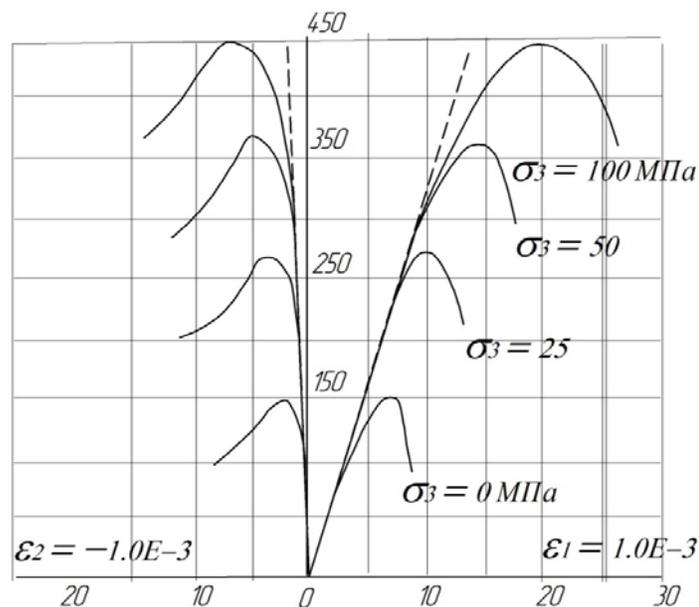


Рисунок 3.5 – Типовые диаграммы деформирования породного массива [144]

В наших исследованиях для восстановления диаграмм деформирования и условий прочности Кулона – Мора использованы среднестатистические экспериментальные данные, полученные для углей Кузнецкого бассейна (таблица 3.1).

Таблица 3.1 – Характеристики пределов прочности угля при нагружении образцов по схеме Кармана (рисунок 3.3)

Варианты нагружений	Пределы прочности по напряжениям и деформациям				
$\sigma_2 = \sigma_3, \text{МПа}$	0,0	10,0	25,0	50,0	75,0
$\sigma_1 = \sigma_b^{\text{сж}}, \text{МПа}$	15,0	60,30	125,0	168,0	200,0
$\varepsilon_1, \%$	3,5	7,5	13,0	17,0	20,0
$\varepsilon_2 = \varepsilon_3, \%$	1,3	3,8	6,5	8,5	10,1
$\sigma_i^{\text{пп}}, \text{МПа}$	15,0	50,0	100,0	118,0	125,0
$\varepsilon_i^{\text{пп}}, \%$	3,5	7,5	13,3	17,0	20,0

Восстановленные по данным таблицы 3.1 диаграммы деформирования угля и огибающая прочности Кулона – Мора показаны на рисунке 3.6.

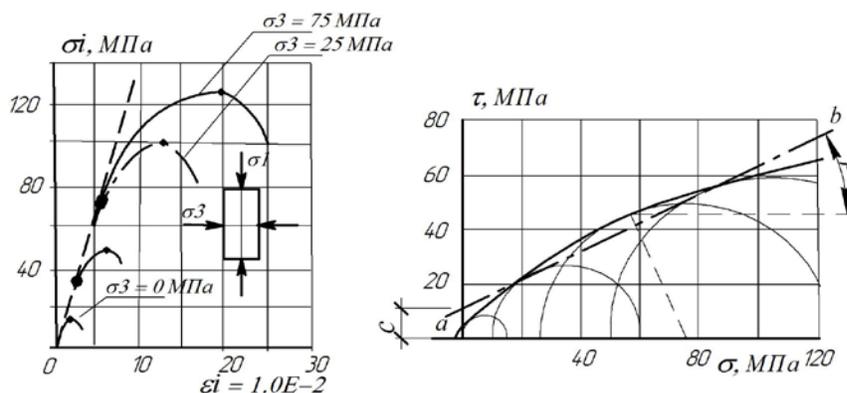


Рисунок 3.6 – Диаграммы деформирования угля и диаграмма Кулона – Мора

На рисунке 3.7, укрупненно, показана диаграмма деформирования угля при отсутствии бокового давления на образец.

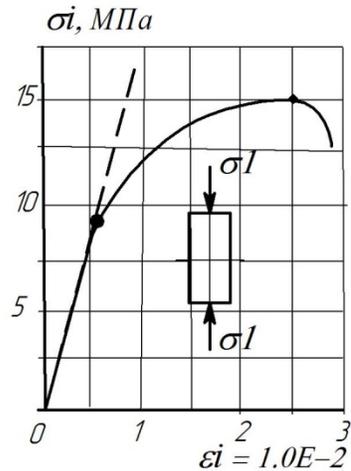


Рисунок 3.7 – Диаграмма деформирования угля для случая $\sigma_3 = 0$

Понятно, что при расчетах с использованием МКЭ предельные значения интенсивности напряжений $\sigma_i^{\text{пр}}$ для диаграммы деформирования могут быть получены из диаграммы Кулона – Мора для любых реализующихся при расчетах значениях σ_1 и σ_3 . Предельные значения интенсивности деформаций $\epsilon_i^{\text{пр}}$, соответствующие предельным значениям интенсивности напряжений, могут быть получены с использованием реперных точек диаграмм (рисунок 3.6), при помощи которых можно получить аппроксимирующую кривую связи предельных значений интенсивности напряжений с предельными значениями интенсивности деформаций (рисунок 3.8).

Далее, если иметь в виду переход от упругого деформирования материала за пределы упругости, необходимо иметь данные о пределах упругости по напряжениям и деформациям.

Такие данные можно получить построением соответствующей кривой, аппроксимирующей экспериментально полученные дискретные значения пределов упругости материала по напряжениям и деформациям.

Таким образом, для восстановления диаграммы деформирования в общем случае требуется проведение ряда испытаний, из которых возможно построить диаграмму Кулона – Мора, определить пределы прочности по деформациям и пределы упругости материала.

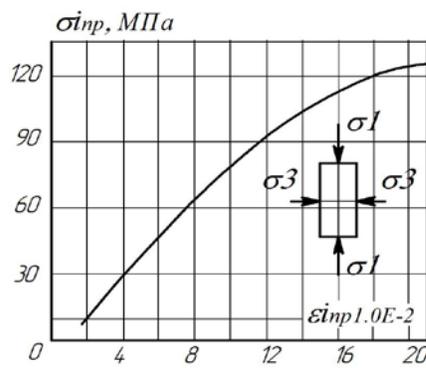


Рисунок 3.8 – Зависимость предельных значений интенсивности деформаций от предельных значений интенсивности напряжений

Исследованиями Г.А. Смирнова-Аляева и В.В. Новожилова установлено, что связи между напряжениями и деформациями следуют соотношениям теории пластичности как в пределах упругости, так и за ее пределами для произвольных нелинейно-упругих тел [145, 146].

Таким образом, в допредельной области деформирования процессы деформирования угля и вмещающих пород могут быть описаны с помощью соотношений теории малых упругопластических деформаций (деформационная теория) [60, 134].

Связь между интенсивностью напряжений и интенсивностью деформаций установлена Г. Генке и развита А.А. Ильюшиным в виде [134]:

$$\left. \begin{aligned} \varepsilon_x - \varepsilon_0 &= \frac{3}{2} \frac{\varepsilon_i}{\sigma_i} (\sigma_x - \sigma_0); \quad \gamma_{xy} = 3 \frac{\varepsilon_i}{\sigma_i} \tau_{xy}; \\ \varepsilon_y - \varepsilon_0 &= \frac{3}{2} \frac{\varepsilon_i}{\sigma_i} (\sigma_y - \sigma_0); \quad \gamma_{yz} = 3 \frac{\varepsilon_i}{\sigma_i} \tau_{yz}; \\ \varepsilon_z - \varepsilon_0 &= \frac{3}{2} \frac{\varepsilon_i}{\sigma_i} (\sigma_z - \sigma_0); \quad \gamma_{zx} = 3 \frac{\varepsilon_i}{\sigma_i} \tau_{zx}, \end{aligned} \right\} \quad (3.19)$$

где $\varepsilon_x, \varepsilon_y, \varepsilon_z, \sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ – компоненты относительных деформаций и напряжений в направлении осей декартовых координат соответственно; $\gamma_{xy}, \gamma_{yz}, \gamma_{zx}, \tau_{xy}, \tau_{yz}, \tau_{zx}$ – компоненты сдвиговых деформаций и касательных напряжений соответственно; $\varepsilon_0 = (\varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z)/3$; $\sigma_0 = (\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z)/3$.

Если воспользоваться выражением для объемного модуля упругости K и законом связи между средними напряжениями и средними деформациями $\sigma_0 = 3K\varepsilon_0$, определяющие соотношения (3.19) могут быть представлены в форме, по виду совпадающей с обобщенным законом Гука [60]:

$$\begin{aligned} \varepsilon_x &= \frac{1}{E^*} [\sigma_x - \mu^* (\sigma_y + \sigma_z)] \quad \gamma_{xy} = \frac{\tau_{xy}}{G^*}; \\ \varepsilon_y &= \frac{1}{E^*} [\sigma_y - \mu^* (\sigma_x + \sigma_z)] \quad \gamma_{yz} = \frac{\tau_{yz}}{G^*}; \\ \varepsilon_z &= \frac{1}{E^*} [\sigma_z - \mu^* (\sigma_x + \sigma_y)] \quad \gamma_{zx} = \frac{\tau_{zx}}{G^*}. \end{aligned} \quad (3.20)$$

Здесь пластический модуль E^* (модуль деформации) и коэффициент поперечной деформации μ^* определяются из выражений:

$$E^* = \frac{\frac{\sigma_i}{\varepsilon_i}}{1 + \frac{1 - 2\mu}{3E} \frac{\sigma_i}{\varepsilon_i}}, \quad (3.21)$$

$$\mu^* = \frac{\frac{1}{2} \frac{1 - 2\mu}{3E} \frac{\sigma_i}{\varepsilon_i}}{1 + \frac{1 - 2\mu}{3E} \frac{\sigma_i}{\varepsilon_i}}. \quad (3.22)$$

Модуль пластического сдвига G^* имеет тот же вид, что и для случая деформирования материала в пределах упругости:

$$G^* = \frac{E^*}{2(1 + \mu^*)}. \quad (3.23)$$

Заметим, что коэффициент Пуассона μ и модуль упругости E в выражениях (3.21, 3.22) принимаются для материала, деформирующегося в пределах упругости.

Обратим особое внимание на то, что выражения для интенсивности напряжений и интенсивности деформаций включают в себе все компоненты тензоров напряжений и деформаций, и это в совокупности с диаграммой деформирования позволяет говорить о полном определении напряженного состояния тела в точке для любых сложных деформаций и любых типов напряженных состояний. В связи с этим о величинах интенсивности напряжений и интенсивности деформаций говорят как об обобщенных напряжениях и обобщенных деформациях, позволяющих вести ясный однопараметрический анализ напряженно-деформированного состояния массива тела в противовес трудному для восприятия многопараметрическому анализу того же состояния, исходя из совокупности влияния отдельных компонент тензоров напряжений и деформаций на механику как деформирования, так и разрушения материала.

Таким образом, при решении задач по определению напряженно-деформированного состояния в углепородном массиве необходимо наряду с использованием определяющих соотношений, записанных в виде (3.20), иметь в распоряжении расчетчика диаграмму деформирования материала. Диаграмма деформирования используется для определения и уточнения модуля пластичности (3.21), коэффициента поперечной деформации (3.22) и модуля пластического сдвига (3.23), которые за пределами линейной упругости больше не являются постоянными материала, а зависят от уровня реализующихся

напряжений σ_i и деформаций ε_i и по этой причине оказываются различными для различных точек материала.

3.3. Реологическая модель угля и вмещающих пород

Исследованиями отечественных и зарубежных ученых установлено, что время непрерывно изменяет структуру горных пород, находящихся под нагрузкой. Следовательно, с течением времени изменяются и диаграммы деформирования угля и вмещающих пород. В связи с этим становится актуальной решение проблемы построения определяющих соотношений для углепородного массива с учетом и в зависимости от истории нагружения.

К настоящему времени для описания процессов ползучести предложены так называемые механические (структурные) и феноменологические типы моделей.

Использование механических моделей вязкоупругости с использованием простейших механических элементов: пружина, вязкий элемент (поршень в жидкости), элемент сухого трения (катаракта) – в ряде случаев приводит к успеху. Так, например, в работах [147, 148] для оценки деформирования горных пород предложена композиция, состоящая из пяти простейших механических элементов.

Вместе с тем многообразие соединений механических элементов (многоэлементные модели) приводит к громоздким математическим выражениям и, тем не менее, не всегда удовлетворительно описывает реальное поведение массива во времени.

В наших исследованиях при оценках напряженно-деформированного состояния горных пород с учетом истории нагружения используется «общая

феноменологическая наследственная теория – теория старения, из которой, как частные случаи, следуют механические модели» [60].

Феноменологическая наследственная теория исходит из того, что напряжение $\sigma(\tau)$, приложенное к испытываемому образцу в течение малого отрезка времени τ , считая от начала нагружения, вызывает деформацию, которая в дальнейшем при $t > \tau$ изменяется во времени. Таким образом, исходная деформация пропорциональна напряжению $\sigma(\tau)$ и длительности τ воздействия напряжений.

Л. Больцман предположил, что в дальнейшем при $t > \tau$ деформация изменяется пропорционально некоторой убывающей функции $K(t-\tau)$. Заметим, что начало отсчета времени t ($t = 0$) ведется после приложения нагрузки, т. е. по истечении малого отрезка времени τ . Тогда для времени $t > \tau$ деформация определится из выражения:

$$\varepsilon_1(t) = \int_0^t K(t-\tau)\sigma(\tau)d(\tau).$$

В соответствии с принципом суперпозиции к полученной деформации следует добавить деформацию в момент времени t , которая вызывается напряжением, действующим в этот момент времени – $\varepsilon_2(t) = \sigma(t)/E$, где E – модуль упругости материала:

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_1(t) + \varepsilon_2(t) = \int_0^t K(t-\tau)\sigma(\tau)d\tau + \frac{\sigma(t)}{E}. \quad (3.24)$$

Функциональное соотношение (3.24) является линейным интегральным уравнением Вольтерра второго рода. Ядро этого уравнения $K(t-\tau)$ – ядро ползучести чаще всего в геомеханике описывается степенной функцией Абеля

$$K(t-\tau) = \delta(t-\tau)^{-\alpha},$$

или экспоненциальным ядром:

$$K(t-\tau) = \chi \exp[-\beta(t-\tau)].$$

Здесь параметры $\alpha, \beta, \chi, \beta$ – реологические характеристики пород, определяемые из опытов на ползучесть.

Обоснованность применения определяющего соотношения (3.24) для частного случая установившейся ползучести горных пород ($\sigma = \text{const}$)

$$\varepsilon(t) = \sigma \left[\int_0^t K(t-\tau) d\tau + \frac{1}{E} \right] \quad (3.25)$$

показал в своих экспериментальных работах Ж.С. Ержанов [25, 27].

Анализ выражения (3.25) позволяет записать его в виде

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma}{E^*}, \quad (3.26)$$

где $\frac{1}{E^*} = \varphi(t) = \left[\int_0^t K(t-\tau) \sigma(\tau) d\tau + \frac{1}{E} \right]$, и, следовательно, $\varepsilon(t) = \sigma \cdot \varphi(t)$, что дает возможность «установить принадлежность связи между напряжениями и деформациями к одному из вариантов теории ползучести, к теории старения», которую в своих исследованиях трактовал Ю.Н. Работнов [63].

Приведенные выкладки указывают также на существование единой кривой ползучести (3.24). Это означает, что кривые ползучести при различных напряжениях и одной и той же температуре могут быть получены из одной, базовой кривой ползучести умножением ее ординат на некоторую величину, являющуюся функцией напряжений [60].

Более того, из факта существования подобия кривых ползучести следует факт подобия и изохронных кривых – диаграмм напряжений для определенных значений времени.

В этом случае определяющее соотношение можно записать в виде произведения двух функций, одна из которых является функцией лишь деформаций $\eta(\varepsilon)$, а другая $\Psi(t)$ – функцией лишь времени:

$$\sigma = \eta(\varepsilon)\Psi(t). \quad (3.27)$$

Из (3.27) очевидно, что при $t \rightarrow 0$ $\Psi(t) \rightarrow 1$, $\eta(\varepsilon)$ – диаграмма напряжений при стандартных условиях испытания образцов горных пород.

Рассматривая неоднородное напряженное состояние в определяющих одномерных соотношениях, вместо напряжений σ необходимо подставить величину интенсивности напряжений σ_i , а вместо деформаций ε – интенсивность деформаций ε_i , т. е. осуществить переход от диаграммы растяжения-сжатия к диаграмме деформирования.

Тогда определяющее соотношение (3.27) примет вид

$$\sigma_i = \eta(\varepsilon_i) \cdot \psi(t), \quad (3.28)$$

где $\eta(\varepsilon_i)$ – диаграмма деформирования материала.

Многочисленные решения задач ползучести (на любой интересующий момент времени) получают после корректировки диаграммы деформирования $\eta(\varepsilon_i)$ при помощи известной функции времени $\psi(t)$ в соответствии с зависимостью (3.28), с последующим использованием традиционных методов решения задач деформационной теории пластичности.

Заметим, что произведение функций $\Phi(\varepsilon_i, t) = \eta(\varepsilon_i) \cdot \psi(t)$ представляет собой семейство изохронных кривых ползучести для произвольных значений времени.

Для более детального рассмотрения решения задач ползучести для случая неоднородного распределения напряжений рассмотрим решение задачи вязкоупругости в постановке В.В. Москвитина [149].

Решение задачи, по аналогии с (3.28), примем в виде:

$$\begin{aligned} \sigma_{ij}(x_\alpha, t) &= \mu(t) \cdot \bar{\sigma}_{ij}(x_\alpha); \\ \varepsilon_{ij}(x_\alpha, t) &= \lambda(t) \cdot \bar{\varepsilon}_{ij}(x_\alpha), \quad (\alpha = 1, 2, 3), \end{aligned} \quad (3.29)$$

где $\mu(t)$, $\lambda(t)$ – функции только времени.

В качестве исходных определяющих соотношений примем наиболее общие соотношения нелинейной вязкоупругости наследственного типа, которые учитывают вид напряженного состояния [149]:

$$\begin{aligned} f_1(\sigma_i, \sigma) \cdot s_{ij} &= \chi_1(\varepsilon_i, \theta) \cdot e_{ij} - \int_0^t R(t-\tau) \cdot \chi_1(\varepsilon_i, \theta) e_{ij}(\tau) \cdot d\tau; \\ f_2(\sigma_i, \sigma) \cdot \frac{\sigma}{K} &= \chi_2(\varepsilon_i, \theta) \cdot \theta - \int_0^t V(t-\tau) \cdot \chi_2(\varepsilon_i, \theta) \theta(\tau) \cdot d\tau, \end{aligned} \quad (3.30)$$

где K – модуль объемной деформации; $\theta = \varepsilon_{kk}$ – объемная деформация; $\sigma = \sigma_{kk}/3$ – среднее напряжение; $R(t)$, $V(t)$ – ядро и резольвента интегрального уравнения соответственно; f_1 , f_2 , χ_1 , χ_2 – универсальные экспериментальные функции.

Если, например, подставить в первое уравнение (3.30) решение (3.29) получим:

$$\lambda^{1+n}(t) \cdot f_1(\bar{\sigma}_i, \bar{\sigma}) \cdot \bar{s}_{ij} = \chi_1(\bar{\varepsilon}_i, \bar{\theta}) \cdot \bar{e}_{ij} \cdot [\mu^\beta(t) - \int_0^t R(t-\tau) \cdot \mu^{1+\beta}(\tau) \cdot d\tau.$$

Проведя преобразование, придем к связи девиаторов напряжений \bar{s}_{ij} и деформаций \bar{e}_{ij} (черта над символом означает независимость соответствующей компоненты от времени) в форме

$$s_{ij} = \bar{e}_{ij} \frac{\chi_1(\bar{\varepsilon}_i, \bar{\theta})}{f_1(\bar{\sigma}_i, \bar{\sigma})} \left[\frac{\mu^{1+\beta}(t)}{\lambda^{1+n}(t)} - \frac{1}{\lambda^{1+n}(t)} \int_0^t R(t-\tau) \cdot \mu^{1+\beta}(\tau) d\tau \right]$$

или с обозначениями:

$$F(\bar{\sigma}_i, \bar{\varepsilon}_i, \bar{\sigma}, \bar{\theta}) = \frac{\chi_1(\bar{\varepsilon}_i, \bar{\theta})}{f_1(\bar{\sigma}_i, \bar{\sigma})};$$

придем:

$$\psi(t) = \frac{\mu^{1+\beta}(t)}{\lambda^{1+n}(t)} - \frac{1}{\lambda^{1+n}(t)} \int_0^t R(t-\tau) \cdot \mu^{1+\beta}(\tau) d\tau,$$

$$s_{ij} = F(\bar{\sigma}_i, \bar{\varepsilon}_i, \bar{\sigma}, \bar{\theta}) \cdot \bar{e}_{ij} \cdot \psi(t). \quad (3.31)$$

Выражение (3.31) в представлении А.А Ильюшина запишется в виде:

$$s_{ij} = \frac{2}{3} \frac{\sigma_i}{\varepsilon_i} e_{ij}$$

где $\frac{\sigma_i}{\varepsilon_i} = \frac{3E^*}{2(1+\mu^*)}$, E^* – модуль пластичности (модуль деформирования), μ^* – коэффициент поперечной деформации.

В этом случае правая часть уравнения (3.31) примет вид

$$F(\bar{\sigma}_i, \bar{\varepsilon}_i, \bar{\sigma}, \bar{\theta}) \cdot \psi(t) \cong \frac{\bar{\sigma}_i}{\bar{\varepsilon}_i} \psi(t) = \bar{G} \cdot \psi(t) = G(t),$$

представляющая собой временную зависимость секущего модуля сдвига из кривой деформирования при заданном уровне нагружения ($\frac{\sigma_i}{\varepsilon_i} = 3G^*$).

Для времени $t = 0$ функция $F = F(\bar{\sigma}_i, \bar{\varepsilon}_i, \bar{\sigma}, \bar{\theta})$ соответствует секущему модулю сдвига из мгновенной диаграммы деформирования, полученной в общем случае для нелинейно упругого тела.

Для некоторого текущего времени $t > 0$ получаем

$$F \cdot \psi(t) = \bar{G} \cdot \psi(t) = G(t)$$

представление секущего модуля сдвига из длительной диаграммы деформирования.

Нетрудно видеть, что решение задач по определению напряженно-деформированного изделия за пределами линейной упругости с учетом ползучести связывается с использованием изохронных кривых и определяющими соотношениями, которые могут описываться параметрами упругости, аналогичными выражениям (3.20), с заменой выражений (3.21) и (3.22) выражениями:

$$\begin{aligned}
 E^*(t) &= \frac{3\bar{G} \cdot \psi(t)}{1 + \frac{1-2\bar{\mu}}{\bar{E}} \bar{G} \cdot \psi(t)}; \\
 G^*(t) &= \bar{G} \cdot T(t); \\
 \mu^*(t) &= \frac{\frac{1}{2} - \frac{1-2\bar{\mu}}{3\bar{E}} \bar{G} \cdot \psi(t)}{1 + \frac{1-2\bar{\mu}}{\bar{E}} \bar{G} \cdot \psi(t)}.
 \end{aligned}
 \tag{3.32}$$

Очевидно также, что при расчетах НДС для наперед заданного времени ползучести параметр $\psi(t)$ представляет собой вполне определенное число, при помощи которого диаграмма деформирования $\Phi(\varepsilon)$ трансформируется в требуемую изохронную кривую ползучести.

В заключение отметим, что использование теории наследственной ползучести оправдано тогда, когда действующие в породном массиве напряжения не превышают его длительной прочности.

3.4. Кинетика накопления повреждений и длительная прочность горных пород

Поскольку одной из задач нашего исследования является установление критических условий возгораний рудничного газа, в том числе из-за обрушений кровли в очистных выработках, при потере устойчивости выработок и целиков, из-за разрушения других конструктивных элементов подземных сооружений, особый интерес представляет исследование поведения углепородного массива в окрестности особой точки его деформирования – его предела прочности.

В наших исследованиях в качестве базового варианта физико-механических свойств массива принята диаграмма деформирования материала. При этом силовой критерий прочности массива связывается с условием

прочности Кулона – Мора, представленный нами через расчетные и предельные значения интенсивности напряжений (3.18).

Условие прочности, записанное в виде (3.18), так же как и многие другие критерии прочности, предполагает немедленное разрушение массива, как только напряжения и/или деформации достигнут своих пределов в наиболее опасной точке массива. То есть разрушение всего массива контролируется наиболее опасной его точкой. В действительности это не так. Из шахтных наблюдений известно, что элементы шахтного поля, в частности выработки и их сопряжения, выполняют свои функции и при незначительных разрушениях (частичных вывалах породы, сколах и других нарушениях целостности).

В этом случае в противовес термину разрушения материала в его опасной точке уместно говорить о прочности и устойчивости массива с точки зрения его объемного разрушения, говорить о конструкционной прочности. Таким образом, приходим к необходимости разработки иной концепции разрушения, в том числе расширяющей смысловое значение критериев прочности типа (3.18).

Новое продуктивное научное направление, связанное с изучением кинетики накопления рассеянных повреждений в массиве пород под нагрузкой, сравнительно недавно предложено в работах [74, 82, 3].

В работе [55] предложены одномерные аналитические зависимости механического состояния угольного пласта с учетом трещинообразования. Временной фактор учитывался неявно через коэффициент нагруженности пласта, меняющегося от своего минимального значения, в глубине массива, до единицы при переходе массива в предельное состояние.

Различные соображения относительно физики процессов кинетики накопления повреждений в массиве угля рассмотрены в работах [52, 54, 3, 150, 151].

При таком подходе статические условия прочности типа (3.13, 3.18) оказываются не постоянными, а изменяются в объеме пород и во времени.

При разработке моделей трещиновато-пористых пород как континуальной среды в некоторых случаях предлагается использование решений для деформирования упругого тела, ослабленного щелевыми разрезами, эллиптическими или дискообразными нарушениями [152]. Механические модели поведения таких сред достаточно сложны. Они сводятся к уравнениям для нелинейно упругой анизотропной среды и не нашли широкого применения [153–155].

В наших исследованиях полагается, что в углепородном массиве повреждения представляют собой множество дефектов, образующихся во времени, проявляющихся в виде разрыхления массива через микро-/макротрещинообразование. В результате возникает фронт разрушения – граница в материале между участками допредельного и запредельного деформирований. При этом в массиве пород у выработок может организоваться не один фронт разрушения, а несколько фронтов, развивающихся во времени.

Изначально, такой подход опирается на известные работы С.А. Аррениуса и С.Н. Журкова, в которых показана общность кинетических процессов разрушения различных материалов из-за подобия механизма скачкообразного перехода конгломерата атомов из одного равновесного состояния в другое [57]. Постулат С.А. Аррениуса и С.Н. Журкова дает возможность рассмотреть процедуру дискретного процесса разрушения горных пород [141]. Обоснованность такого подхода подтверждается соответствующими экспериментальными исследованиями [156], подтверждающими, что процессы разрушения массива в условиях его сжатия остаются подобными для различных горных пород [141].

В наших исследованиях будем, как и прежде, оставаться на феноменологических представлениях разрушения углепородного массива. При этом воспользуемся моделью длительной прочности в трактовке Л.М. Качанова [57]. Под длительной (долговременной) прочностью будем понимать

функциональную зависимость действующих длительное время постоянных напряжений до момента разрушения массива, даже в том случае, если нагрузка меньше предела прочности [157]. Заметим, что иногда под долговременной прочностью понимается величина постоянно действующего максимального напряжения, при котором массив не разрушается в течение неограниченного времени [66].

Л.М. Качанов предлагает поврежденность материала под нагрузкой описывать некоторой скалярной величиной θ , изменяющейся с течением времени в пределах $0 \leq \theta \leq 1$ [57].

$$\frac{d\theta}{dt} = -A \left(\frac{\sigma_{\text{ЭКВ}}}{\theta} \right)^n.$$

При $\theta = 0$ материал полагается полностью поврежденным, при $\theta = 1$ – поврежденность отсутствует.

Кинетическое уравнение поврежденности представляется зависимостью скорости роста повреждений материала от некоторого эквивалентного напряжения $\sigma_{\text{ЭКВ}}$. Так как решение задач с учетом ползучести не представляется возможным без привлечения реальных диаграмм деформирования углепородных массивов, допустимо в качестве эквивалентных напряжений использовать величины интенсивности напряжений, $\sigma_{\text{ЭКВ}} \equiv \sigma_i$.

Следуя работе [74], в процедуру кинетики накопления повреждений введена функция, влияющая на степень разрыхления массива, корректирующая отклонение скорости накопления повреждений при объемном напряженном состоянии горных пород от скорости роста поврежденности при одноосном напряженном состоянии [3, 141]:

$$\frac{d\theta}{dt} = -A \left(\frac{\sigma_i}{\theta} \right)^n \cdot S \left(\frac{\sigma_{\text{КК}}}{3\sigma_i} \right), \quad (3.33)$$

где $\sigma_{\text{КК}}/3$ – среднее напряжение; $S \left(\frac{\sigma_{\text{КК}}}{3\sigma_i} \right) = \exp \left[\left(1 - \frac{|\sigma_{\text{КК}}|}{3\sigma_i} \right) \cdot k \cdot n \right]$ – функция влияния на степень разрыхления; A, k, n – постоянные, определяемые из кривой

длительной прочности, параметр n (угол наклона кривой длительной прочности) является характеристикой интенсивности образования рассеянных дефектов [74].

Из анализа соотношения (3.33) следует, что при всестороннем сжатии $S\left(\frac{\sigma_{\text{кк}}}{3\sigma_i}\right) = 0$ накопления повреждений не происходит, как это имеет место в действительности. Для случая одноосного нагружения образца $S\left(\frac{\sigma_{\text{кк}}}{3\sigma_i}\right) = 1$.

При расчетах кинетики накопления повреждений для установления констант поврежденности массива пород A и n (уравнение (3.33)) используются кривые длительной прочности, которые в логарифмических координатах аппроксимируются зависимостью

$$\ln(\sigma_i) = n * \ln\left(\frac{t}{a_T}\right) + A,$$

где n – показатель трещинообразования, находится из эксперимента по наклону линии длительной прочности к оси времени; a_T – коэффициент температурно-временного смещения. Коэффициент A может определяться по результатам стандартных испытаний образцов на сжатие, полагая, что

$$A = \ln(\sigma_i^{\text{пр}}) - n * \ln\left(\frac{t_{\text{ис}}}{a_T}\right),$$

где $\sigma_i^{\text{пр}}$ – предел прочности материала из испытаний образцов на сжатие; $t_{\text{ис}}$ – время испытания от начала нагружения образца до его разрушения.

Заметим, что поскольку в соответствии с критерием прочности Кулона – Мора коэффициент A зависит от напряженного состояния в точке тела, то кривые длительной прочности при решении задач методом конечных элементов в каждом из элементов будут различными в такой же мере, что и предельные значения пределов прочности [158].

В принятой модели (3.33) постулируется скачкообразный процесс пошагового развития разрушения. Поэтому можно ожидать два пути перехода к окончательной потере несущей способности массива пород, к переходу

разрушения из стадии от допредельного состояния к постдинамическому, запредельному.

Первый вариант перехода: запасённая массивом пород энергия, которая поступает в зону интенсивного накопления повреждений, расходуется полностью на энергию разрушения [3, 123] (путь без динамических явлений). Второй вариант проявляет себя в виде динамического высвобождения потенциальной энергии путем скачкообразного характера смены режима деформирования в очаге разрушения [3, 123].

В этой связи рассмотрим два состояния равновесия массива с целью оценки пути перехода от допредельного участка деформирования к запредельному. В первом варианте при накоплении дефектов видим обычную задачу квазистатического деформирования. Во втором случае наблюдается ситуация, когда в соответствии с условием (3.33) в некоторой области заряда в результате полного повреждения материала (разрушения) произошел процесс скачкообразного перехода к образованию новой устойчивой структуры.

Подсчитаем энергию, которая тратится на разрушение материала массива, с целью описания характера скачкообразного перехода из одного устойчивого состояния в другое.

Оценить переход из одного состояния равновесия в другое возможно с использованием постепенного снятия сил реакции со стороны разрушаемого материала в границах фронта разрушения на внешнюю область массива. В процессе снятия сил производится работа над материалом внутри фронта разрушения. С другой стороны, эту работу можно представить как сток энергии из материала вне фронта разрушения в зону разрушения [3, 123]. Обе рассмотренные работы равны, но отличаются знаком. Величина энергии стока W_s может быть определена из условия баланса энергии при неизменных силовых и кинематических условиях на внешней границе массива:

$$-W_s = \frac{1}{2} \left(\int_{V-\Delta V} \sigma_{ij}^2 \cdot \varepsilon_{ij}^2 \cdot dV + \int_{\Delta V} \sigma_{ij}^2 \cdot \varepsilon_{ij}^2 \cdot dV \right) - \frac{1}{2} \int_V \sigma_{ij}^2 \cdot \varepsilon_{ij}^2 \cdot dV,$$

где V – рассматриваемый объем массива; ΔV – объем зоны разрушения.

Полагая, например, что диаграмма деформирования материала как на допредельном, так и на запредельном ее участках описывается зависимостью:

$$\sigma_i = \varphi(\varepsilon_i),$$

из выражения

$$G_c = \int_{\Delta V} \left[\int_{[\varepsilon]}^{\varepsilon^*} \varphi(\varepsilon_i) \cdot d\varepsilon \right] \cdot dV$$

можно рассчитать количество энергии разрушения – энергии стока из материала в зону объема вновь разрушаемого массива, где $[\varepsilon]$ – паспортный предел прочности по деформациям; ε^* – деформация, которая соответствует остаточной прочности [3, 159].

Опираясь на исследования, представленные в работе [67], можно определить избыток энергии ΔK , переходящей в кинетическую (с возможным разлетом кусков породы), при образовании нового или увеличении уже имеющегося фронта разрушения:

$$\Delta K = -W_s - G_c.$$

С помощью полученного результата к модели разрушения (3.33) следует добавить условие «вялого» разрушения породы, когда массив, несмотря на разрушение типа возможного вывала кусков породы, останется в устойчивом состоянии:

$$\Delta K < 0. \tag{3.34}$$

В противном случае имеем достаточное условие неустойчивости (динамическое разрушение с разлетом кусков угля и/или породы):

$$\Delta K > 0. \tag{3.35}$$

3.5. Методические аспекты реализации метода конечных элементов при решении задач геомеханики в условиях кратковременных нагружений, ползучести и накопления повреждений в углепородном массиве

Кратковременные нагружения.

При силовых испытаниях образцов пород на уровне стандартной скорости их деформирования $\partial\varepsilon/\partial t \sim 10^{-3} \cdot 1/\text{с}$ диаграммы деформирования полагаются полученными в условиях кратковременных нагружений и являются основой для последующего расчета и анализа многочисленных физических и механических проявлений процессов деформирования, начиная от учета ползучести материала, накопления повреждений до оценок устойчивости и прочности углепородного массива.

Испытания образцов горных пород, таких как аргиллит, алевролит и песчаник, свидетельствуют [160], что при нагружении образцов до уровня напряжений, не превышающих шестидесяти процентов от уровня предела прочности, связь между напряжениями и деформациями является приблизительно линейной для любого момента времени. Для угля порог необратимых деформаций еще ниже. Ученые полагают, что при увеличении нагрузки за пределами упругости в породах развиваются локальные микроразрушения, являющиеся причиной отклонения диаграммы деформирования от линейности.

Экспериментально полученные диаграммы деформирования угля и вмещающих пород (от диаграммы Прандтля до диаграммы линейно упругого поведения) за пределами упругости в допредельной ее части чаще всего схематизируются зависимостями в виде линейного или степенного упрочнения материала.

При этом функционал потенциальной энергии деформации массива (3.1) становится нелинейным.

При расчетах деформирования произвольных физически нелинейно-упругих тел наибольшее распространение получили вариационные методы, а также методы линеаризации функционала энергии путем сведения решения исходной задачи к решению ряда задач в линейно-упругой постановке. При линеаризации функционала с использованием метода «упругих» решений наибольшее распространение получили представленные ниже методы:

- метод начальных напряжений;
- начальных деформаций;
- среднего модуля сдвига [3, 161, 162].

В наших исследованиях с целью линеаризации функционала Лагранжа при решении произвольных физически-нелинейных задач с использованием диаграмм деформирования используется метод переменных параметров упругости, разработанный И.А. Биргером [163–165], являющийся развитием метода упругих решений А.А. Ильюшина [162].

Выбор метода обусловлен наибольшей скоростью сходимости решения по сравнению с другими известными методами линеаризации [161, 162].

Сущность метода заключается в способах формирования матрицы [С] (3.12) при выполнении процедуры последовательных приближений. Схема последовательных приближений при решении задач за пределами упругости в ее допредельной зоне для одного из конечных элементов показана на рисунке 3.9.

В нулевом приближении решается задача в линейно упругой постановке, то есть материалу конечных элементов сетки расчетной схемы присваивается значение модуля упругости нулевого приближения E_0 (рисунок 3.9):

$$E_0 = tg\alpha_0.$$

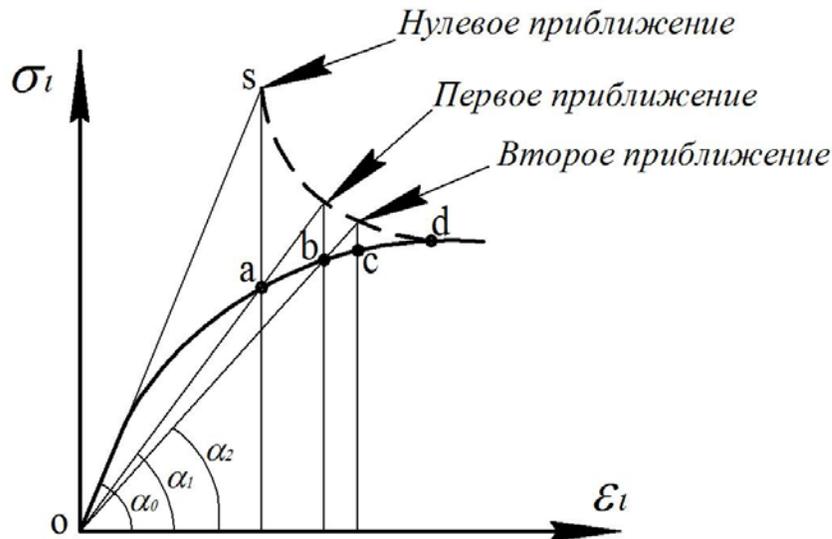


Рисунок 3.9 – Сходимость решения задачи по методу переменных параметров упругости

По результатам решения задачи нулевого приближения на диаграмме деформирования отыскивается точка «а» и рассчитывается секущий модуль (луч «оа») для первого приближения:

$$E_1 = tg\alpha_1.$$

Теперь становится очевидным, что, начиная с первого приближения, решается неоднородная задача теории упругости, поскольку величина секущего модуля упругости для каждого из конечных элементов зависит от уровня НДС предыдущего приближения. По результатам решения задачи первого приближения на диаграмме деформирования отыскивается точка «b» и рассчитывается секущий модуль (луч «об») для второго приближения (рисунок 3.9):

$$E_2 = tg\alpha_2.$$

Процесс последовательных приближений осуществляется до тех пор, пока в некотором приближении точка «s» не приблизится к точке «d» диаграммы деформирования по кривой сходимости (пунктирная линия «sd» на рисунке 3.9).

В наших исследованиях процессы сходимости контролируются сферической нормой разности модулей деформирования для двух соседних приближений:

$$\|E\| = \sqrt{\sum_{i=1}^m (E_{(p)}^i - E_{(p-1)}^i)^2} \leq \delta, \quad (3.36)$$

где m – число конечных элементов; p – номер приближения; $E_{(p)}^i$ – модуль деформации i -го конечного элемента; $\delta \ll 1$ – невязка решения, некоторое наперед заданное малое число.

Заметим, что до настоящего времени доказательств о сходимости метода переменных параметров упругости нет, вместе с тем практика наших расчетов, расчетов других авторов показывает, что процесс сходимости в большинстве случаев является сходящимся.

На запредельном участке диаграммы в силу недостаточной изученности характера постдинамического деформирования массива величина остаточной прочности, коэффициент поперечной деформации, модуль спада и другие механические характеристики различными учеными оцениваются по-разному.

Так, например, в работе [54] для условий всестороннего сжатия, в соответствии с линейным вариантом критерия прочности Кулона – Мора, предложено коэффициент сцепления C (см. зависимость 3.19) корректировать величиной поврежденности θ :

$$C = \frac{\sigma_i^{np} \theta (1 - \sin \rho)}{2 \cos \rho},$$

полагая, что для нарушенного материала угол внутреннего трения остается постоянным. Таким образом, для полностью поврежденного материала ($\theta = 0$) связанные породы приобретают свойства сыпучих тел, с соответствующими значениями модулей деформации.

В других случаях, например при испытаниях образцов пород в условиях одноосного сжатия, остаточная прочность оценивается величиной (0,01–

$0,75) \sigma_i^{пр}$. В работе [58] рассмотрено несколько вариантов оценки уровня остаточной прочности массива на запредельном участке деформирования массива.

Таким образом, вопрос об определении характера деформирования массива за пределами прочности в каждом конкретном случае отдается на откуп исследователя, зависит от его опыта.

В наших исследованиях, обобщая варианты учета свойств массива пород на запредельном участке деформирования и оставаясь на позициях оценки механических характеристик материала на основе использования экспериментальных диаграмм деформирования, рассмотрим некоторые допущения и принятые в расчетах условные обозначения параметров, следующих из полной диаграммы деформирования материала (рисунок 3.10).

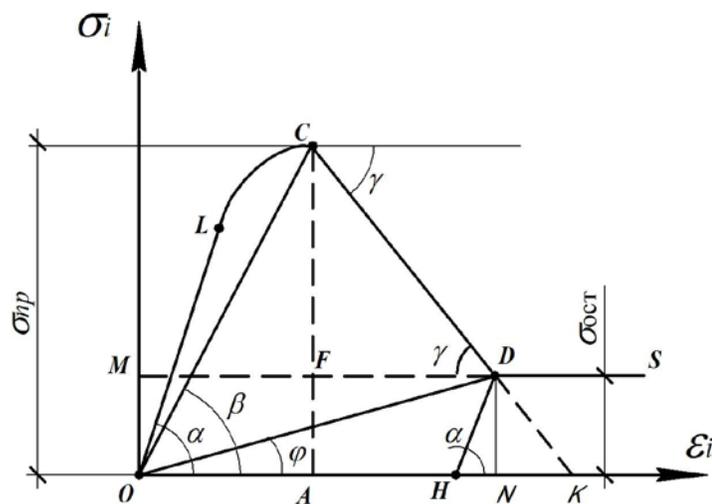


Рисунок 3.10 – К анализу запредельного деформирования массива пород

1. Запредельный участок деформирования для удобства анализа, как это часто принято в геомеханике, представим в виде ломаной линии «CDS».

2. Из испытаний образцов горных пород при повторных нагружениях, в том числе за пределами упругости, следует, что при циклических нагружениях

(нагрузка-разгрузка) петли гистерезиса приблизительно параллельны [58] (OL||HD). Это позволяет и в запредельной области деформирования в качестве модуля упругости использовать ту же величину модуля Юнга, что и в упругой области. В этом случае диаграмма деформирования представима диаграммой Прандтля (линия HDS) с модулем упругости $E_y = \operatorname{tg}\alpha$ (рисунок 3.10).

3. Для учета эффекта остаточной прочности горных пород воспользуемся коэффициентом остаточной прочности k_o [58] (рисунок 3.10):

$$k_o = \frac{\sigma_{\text{ост.}}}{\sigma_{\text{пр.}}} \quad (3.37)$$

4. Следуя работе [58] примем, что на запредельном участке деформирования при разрушении массива до уровня остаточной прочности величина пластических деформаций не ограничена. В этом случае при отсутствии циклических нагружений интерес представляет запредельная ветвь диаграммы и, в частности, точка перехода к остаточным напряжениям – точка «D» (рисунок 3.10).

Используя диаграмму деформирования в качестве графического варианта определяющих соотношений, связь интенсивности напряжений с интенсивностью деформаций в точке «D» определим при помощи секущего модуля, точно так же, как это было принято при деформировании массива в случае его допредельного деформирования (рисунок 3.9):

$$\sigma_i(D) = E_{zd} \cdot \varepsilon_i(D).$$

Из геометрических построений (рисунок 3.10) следуют соотношения.

$E_{zd} = \operatorname{tg}\varphi = \frac{ND}{ON}$ – модуль запредельного деформирования; $ND = \sigma_{\text{ост}}$ – величина остаточных напряжений; $ON = OA + AN$; $OA = \frac{\sigma_{\text{пр}}}{E_d}$, $E_d = \operatorname{tg}\beta$ – модуль допредельного деформирования или просто модуль деформирования; $AN = \frac{(\sigma_{\text{пр}} - \sigma_{\text{ост}})}{E_m}$, где $E_m = \operatorname{tg}\gamma$ – модуль хрупкости (модуль спада);

$ON = \frac{\sigma_{пр}}{E_d} + \frac{\sigma_{пр} - \sigma_{ост}}{E_M}$, и, в итоге, найдем E_{zd} :

$$E_{zd} = \frac{\sigma_{ост}}{\frac{\sigma_{пр}}{E_d} + \frac{\sigma_{пр} - \sigma_{ост}}{E_M}}$$

Разделив числитель и знаменатель левой части этого уравнения на $\sigma_{пр}$ получим окончательно:

$$E_{zd} = \frac{k_0}{\frac{1}{E_d} + \frac{1-k_0}{E_M}} \quad (3.38)$$

Анализ соотношения (3.38) показывает, что для хрупких материалов при $E_M \rightarrow \infty$ модуль запредельного деформирования стремится к величине

$$E_{zd} \rightarrow k_0 E_d \quad (3.39)$$

Для пластичных материалов при $E_M \rightarrow 0$ модуль запредельного деформирования стремится к величине

$$E_{zd} \rightarrow 0 \quad (3.40)$$

Исходя из полученных крайних оценок для модуля (3,40) для случая реального запредельного деформирования горных пород диапазон модуля запредельного деформирования ограничивается соотношением

$$k_0 E_d > E_{zd} > 0 \quad (3.41)$$

Используя приведенные и аналогичные оценки, можно в первом приближении оценить уровень величин модулей запредельного деформирования углеродного массива, в том числе изучая диаграммы деформирования конкретных пород на участках их допредельного и постдинамического деформирования.

Расчеты на ползучесть углеродного массива.

Исходя из трактовки теории старения по Ю.Н. Работнову, представление (3.27) позволяет произвести расчеты на ползучесть углеродного массива методом конечных элементов, по крайней мере, по двум методикам.

В первом случае проводится расчет компонент напряжений и деформаций с использованием методов теории упругости без учета времени, т. е. при

$\Psi(0) = 1$. Затем решаются задачи по определению НДС массива в условиях ползучести на любой наперед заданный момент времени t_p путем корректировки полученного решения при помощи функции $\Psi(t_p)$ в соответствии с соотношением (3.27).

Во втором случае проводится расчет НДС непосредственно на заданное время t_p обычным образом после получения изохронной кривой:

$$\Phi(\varepsilon, t_p) = \eta(\varepsilon)\Psi(t_p).$$

При этом соотношение (3.29) представимо в виде

$$\sigma = \Phi(\varepsilon, t_p).$$

Достаточно хорошее согласие с результатами эксперимента дает следующее аналитическое представление функции $\Psi(t)$ [62, 63]:

$$\Psi(t) = \frac{1}{1+\alpha t^\beta},$$

где α, β – реологические постоянные материала, зависящие от температуры.

Таким образом, решение задач ползучести горных пород методом конечных элементов заключается в предварительной (до расчетов) корректировке матрицы [C] с помощью выражений (3.12) и (3.34) по первой из рассмотренных выше методик, либо после получения требуемой изохронной кривой деформирования, получаемой в результате предварительной корректировки базовой диаграммы деформирования на заданный момент времени по соотношению (3.32) – по второй из рассмотренных методик.

Расчеты кинетики накопления повреждений в углепородном массиве.

При решении задач о накоплении повреждений методом конечных элементов полагается, что в начальный момент времени в массиве пород имеет место существование природных дефектов, которые учитываются непосредственно в результате испытаний образцов при получении диаграмм деформирования. Поэтому в начальный момент времени (t_0) будем полагать, что процесс накопления повреждений в окрестности выработок от действия

внешней нагрузки еще не начат, т. е. дополнительная поврежденность отсутствует ($\theta = 1$) [3, 141].

В соответствии с найденной величиной максимального значения эквивалентного напряжения в каждом из конечных элементов расчетной схемы, в результате расчета НДС массива по кинетическому уравнению повреждаемости (3.33) и данным о длительной прочности горных пород (кривая длительной прочности) на первом этапе находится время до разрушения элемента объема массива, очерченного границами конечного элемента.

В результате скачкообразного перехода (например, для хрупких материалов) (рисунок 3.3а) к постдинамическому состоянию равновесия объем массива впоследствии будет представляться разрушенным до некоторого уровня остаточной прочности. Следует отметить, что компоненты матрицы упругости $[C]$ (3.12) корректируются заменой модулем запредельного деформирования, которое получается из (3.36), исходного модуля деформации материала конечного элемента. На последующих этапах итерационной оценки накопления повреждений конечный элемент (элементарный объем массива) исключается из рассмотрения, полагается разрушенным.

Заметим, что во всех других конечных элементах, для которых предел длительной прочности еще не наступил, и для каждого из них, находится величина поврежденности на данный расчетный момент времени. На последующих шагах расчета осуществляется суммирование приобретенных повреждений с дополнительными повреждениями, вычисленными для каждого последующего шага по времени, пока не выполнится условие $\theta = 0$. Фронт разрушения образуется в результате локального разрушения массива пород, очерчивается областью поврежденного массива до уровня остаточной прочности. Следует добавить, что на втором и последующих этапах расчета поврежденности расчетная схема задачи преобразуется к новой расчетной

схеме из-за изменений механических свойств массива (появления неоднородностей) в рамках образовавшегося фронта разрушений. Процесс накопления повреждений может либо ограничиваться по истечении наперед заданного расчетного времени, либо заканчивается, если в результате релаксации и перераспределения напряжений останавливается рост накопления повреждений в массиве.

У выработок в результате расчета поврежденности массива может быть образовано более одного фронта разрушений, что позволяет установить и дать оценку кинетике накопления повреждений, представить в целом качественную картину потери прочности и устойчивости выработок и целиков во времени.

В наших исследованиях в связи с тем, что в соответствии с теорией длительной прочности накопление повреждений в различных объемах массива из-за различия в них уровня напряженного состояния происходит с различной скоростью, события разрушения в объеме одного из конечных элементов или одновременно в группе элементов до уровня остаточной прочности имеют разновременной характер. При этом расчетная схема, из-за изменения физико-механических характеристик в отдельных объемах массива в результате их перехода от допредельного к запредельному деформированию, в том числе когда уровень внешней нагрузки остается фиксированным, также изменяется, и это изменение носит эволюционный характер.

В связи с этим здесь и далее для оценки степени нарушенности массива воспользуемся принципом линейного суммирования повреждений по Бейли – Робинсону [166]. В этом случае критерием накопления повреждений в некотором объеме (конечном элементе) массива для некоторого промежутка времени служит величина

$$\psi = 1 - \theta = \frac{\Delta t}{t_p},$$

где Δt – промежуток времени накопления повреждений массива в объеме конечного элемента; t_p – время до разрушения массива при неизменном для промежутка времени Δt напряжений в объеме конечного элемента.

При этом критерием разрушения массива в объеме некоторого «n»-го конечного элемента служит выражение

$$\Psi_n = \sum_{k=1}^s \frac{\Delta t(k)}{t_p(k)} \geq 1, \quad (3.42)$$

где k – шаг нагружения; s – число шагов нагружений.

Из выражения (3.42) следует, что при $\Psi_n = 1,0$ массив поврежден; при $\Psi_n = 0,0$ массив находится в исходном начальном состоянии, т. е. в момент времени $t = 0$, поврежденность отсутствует.

Разработанная методика расчета эволюции НДС углепородного массива при кратковременных нагружениях, с учетом ползучести и накопления повреждений массивом пород у выработок, позволяет реализовать одну из задач настоящей работы – выявить влияние фактора разрушения массива пород у выработок на взрывобезопасность ведения горных работ при добыче угля.

3.6. К оценке точности алгоритмов метода конечных элементов при решении задач геомеханики

В настоящее время отсутствуют строгие доказательства о точности и сходимости решения задач техники численными методами вообще и МКЭ в частности. Имеются лишь интуитивные представления о точности приближенных решений задач теории упругости методом конечных элементов, базирующиеся на расчетной практике, например: точность решения задач возрастает с увеличением числа конечных элементов расчетной схемы, с увеличением порядка (узлов) конечного элемента и тому подобных ухищрений.

В этой связи при отработке алгоритмов и методик расчета НДС конструкций методом конечных элементов точность прогноза и работоспособность математической модели принято оценивать либо сравнением решений для некоторых тестовых задач, имеющих аналитическое решение, либо по результатам сопоставлений с данными лабораторных или натуральных экспериментов.

Понятно, что при выборе набора тестовых задач необходимо учитывать, по возможности, близость аналитических решений к обсуждаемым проблемам геомеханики.

Одним из наиболее распространенных тестов для МКЭ при решении задач геомеханики [167] является решение задачи Ламе [168] – определение распределения напряжений и деформаций в цилиндре с круговым отверстием при действии внешней силовой нагрузки.

Решения аналогичной задачи, но с учетом нелинейных физико-механических свойств материала, рассмотрены в работах [64, 169, 170].

Рассмотрим подходы к оценке напряженного состояния в окрестности одиночной круговой выработки, находящейся под действием гравитационной нагрузки и распоре крепи.

Авторы работы [144] в результате приведенных исследований пришли к следующему заключению: напряжения в нетронутом породном массиве в пределах верхнего слоя литосферы в широком диапазоне горно-геологических условий распределены гидростатическим образом, т. е. коэффициент бокового распора λ равен единице. Это дает основание принять в качестве тестовой задачи для МКЭ задачу о распределении напряжений в окрестности протяженной круговой выработки, подкрепленной крепью, решение которой аналитическими методами оказывается возможным как в пределах, так и за пределами упругости.

Моделирование отпора крепи осуществляется введением равномерной кольцевой нагрузки интенсивностью q_1 , приложенной к поверхности выработки. Внешняя граница расчетной схемы располагается на расстоянии пяти радиусов выработки, где влияние самой выработки на распределение напряжений в нетронутом породном массиве мало. В этой связи нагрузка, приложенная к внешней границе расчетной схемы, соответствует величине $q_2 = \gamma H$, где γ – усредненная величина удельного веса пород, H – глубина разработки.

В силу симметрии выработки и приложенной к ней нагрузки расчетная схема задачи показана на рисунке 3.11 как четвертая часть полной схемы.

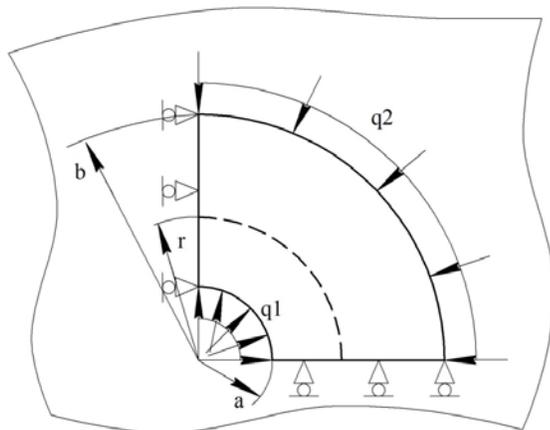


Рисунок 3.11 – Расчетная схема к решению задачи о равновесии породного массива в окрестности одиночной горизонтальной выработки ($\lambda = 1$)

Решение задачи в линейно-упругой постановке.

Пусть выработка с внутренним радиусом $a = 2$ м находится в условиях плоского деформированного состояния под действием нагрузки $q_1 = 2$ МПа и внешней радиальной нагрузки $q_2 = 10$ МПа, приложенной на расстоянии $b = 5a$.

Аналитическое решение задачи о распределении радиальных σ_r и окружных σ_t напряжений вдоль свода выработки ($a \leq r \leq b$) представим в виде [168]

$$\sigma_r = \frac{(q_1 - q_2)a^2b^2}{r^2(b^2 - a^2)} - \frac{q_1a^2 - q_2b^2}{b^2 - a^2};$$

$$\sigma_t = \frac{(q_1 - q_2)a^2b^2}{r^2(b^2 - a^2)} + \frac{q_1a^2 - q_2b^2}{b^2 - a^2}. \quad (3.42)$$

Как и прежде, сжимающие напряжения будем считать положительными величинами.

Решение задачи по МКЭ проведено с использованием комплекса программ ANSYS. Дискретизация расчетной схемы на конечные элементы показана на рисунке 3.12, имеет 1199 узлов.

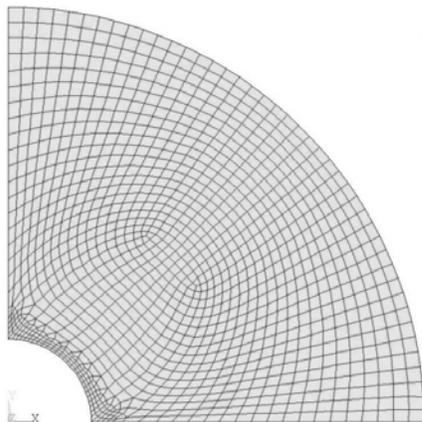


Рисунок 3.12 – Дискретизация расчетной схемы круговой выработки на конечные восьми узловые элементы

Рассчитанные по МКЭ окружные и радиальные напряжения вдоль свода выработки в сопоставлении с аналитическим решением представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Распределение радиальных и окружных напряжений в массиве у выработки. Линейно-упругое решение

r, м	σ_r , МПа		σ_t , МПа	
	Аналитическое решение	МКЭ	Аналитическое решение	МКЭ
3,00	3,00	3,00	18,66	18,67
3,80	6,08	6,07	14,58	14,59
3,60	7,76	7,79	13,90	13,92
4,40	8,61	8,61	13,05	13,05
5,20	9,11	9,09	11,56	11,56
6,00	9,41	9,40	11,25	11,26
6,80	9,61	9,61	11,05	11,05
7,60	9,75	9,75	10,91	10,91
8,40	9,86	9,86	10,80	10,80
9,20	9,94	9,93	10,72	10,72
10,00	10,00	10,00	10,66	10,66

Результаты сопоставлений аналитического и численного решений по оценке напряженного состояния массива у выработки (таблица 3.2) свидетельствуют о высокой точности расчетов напряжений по МКЭ (до 0,1 % относительной погрешности).

Решение задачи в упруго-пластической постановке.

Решение сформулированной выше задачи с расчетной схемой (рисунок 3.11) проведем с использованием теории малых упругопластических деформаций.

Пусть круговая выработка радиуса «а» находится под действием распорного давления q_1 и внешней радиальной нагрузкой q_2 , приложенной на расстоянии $b = 5a$ (рисунок 3.11).

Анализ распределения напряжений у выработки (3.42) дает основание говорить, что под действием внешней нагрузки породный материал «уходит» за пределы упругости в первую очередь на контуре выработки. При увеличении нагрузки происходит увеличение области пластического деформирования материала у контура выработки в виде кольца с радиусом раздела R_t упругой и пластической областей (рисунок 3.13).

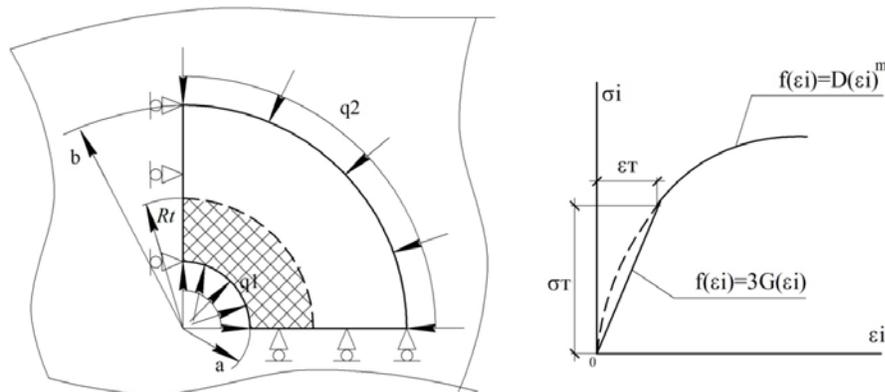


Рисунок 3.13 – Расчетная схема и диаграмма деформирования к решению задачи о равновесии породного массива за пределами упругости в окрестности одиночной горизонтальной выработки ($\lambda=1$)

В работе [64] получено общее решение задачи о напряженном состоянии полого цилиндра, как в пределах, так и за пределами упругого деформирования для различных вариантов диаграмм деформирования.

Полученное решение для условий плоской деформации цилиндра из несжимаемого материала при его допредельном деформировании для случая $a \leq r \leq R_t$ имеет следующее представление:

$$\begin{aligned}\sigma_r &= \frac{1}{\sqrt{3}} \int f(\varepsilon_i) \frac{d\varepsilon_i}{\varepsilon_i}; \\ \sigma_t &= \frac{1}{\sqrt{3}} \int f(\varepsilon_i) \frac{d\varepsilon_i}{\varepsilon_i} - \frac{2}{\sqrt{3}} f(\varepsilon_i); \\ \sigma_z &= -\frac{1}{\sqrt{3}} \left[f(\varepsilon_i) + \int f(\varepsilon_i) \frac{d\varepsilon_i}{\varepsilon_i} \right],\end{aligned}\tag{3.43}$$

где $\sigma_i = f(\varepsilon_i)$ – диаграмма деформирования материала, $\sigma_r, \sigma_t, \sigma_z$ – радиальные, окружные и осевые напряжения соответственно.

В упругой области деформирования, т. е. при $R_t \leq r \leq b$, распределение напряжений представляется зависимостями [171, 172]:

$$\begin{aligned}\sigma_r &= -\frac{1}{\sqrt{3}}\sigma_T\left(A - \frac{B}{r^2}\right), \\ \sigma_t &= -\frac{1}{\sqrt{3}}\sigma_T\left(A + \frac{B}{r^2}\right), \\ \sigma_z &= -\frac{2A}{\sqrt{3}}\sigma_T.\end{aligned}\quad (3.44)$$

Рассмотрим случай диаграммы деформирования со степенным упрочнением. Схематизация диаграммы деформирования представляется в виде (рисунок 3.13):

при $a \leq r \leq R_t$, т. е. при

$$\begin{aligned}\varepsilon_i &\geq \varepsilon_T \text{ или } \sigma_i \geq \sigma_T, \\ \sigma_i &= f(\varepsilon_i) = D\varepsilon_i^m;\end{aligned}\quad (3.45)$$

при $R_t \leq r \leq b$, т. е. при

$$\begin{aligned}\varepsilon_i &\leq \varepsilon_T \text{ или } \sigma_i \leq \sigma_T, \\ \sigma_i &= f(\varepsilon_i) = 3G\varepsilon_i,\end{aligned}\quad (3.46)$$

где σ_T, ε_T – пределы упругости материала по напряжениям и деформациям соответственно; G – модуль сдвига материала; D, m – постоянные материала, определяемые из диаграммы деформирования.

Распределение напряжений в зоне пластического деформирования получим, подставляя выражение (3.46) в соотношения (3.43) и после их интегрирования найдем:

$$\begin{aligned}\sigma_r &= \frac{D}{\sqrt{3}}\left(\frac{1}{m}\varepsilon_i^m + C\right); \\ \sigma_t &= \frac{D}{\sqrt{3}}\left(\frac{1}{m}\varepsilon_i^m + C\right) - \frac{2}{\sqrt{3}}D\varepsilon_i^m; \\ \sigma_z &= -\frac{1}{\sqrt{3}}D\left(\varepsilon_i^m \frac{m-1}{m} - C\right),\end{aligned}\quad (3.47)$$

где C – постоянная интегрирования.

Константы задачи С, А и В в выражениях (3.44), (3.47) найдем из следующих краевых условий:

$$\text{при } r = b \quad \sigma_r^y = -q2;$$

$$\text{при } r = R_t \sigma_r^y = \sigma_r^п, \sigma_i = \sigma_T \text{ и } \varepsilon_i = \varepsilon_T = \frac{\sigma_T}{3G};$$

$$\text{при } r = R_t \sigma_t^y = \sigma_t^п,$$

где индексами «п» и «у» отмечены напряженные состояния в пластической и упругой зонах соответственно.

Используя перечисленные краевые условия и соотношения (3.44) и (3.47), получим систему из трех уравнений относительно неизвестных констант А, В и С, решая которую определим:

$$A = \frac{R_t^2}{2b^2} + \frac{q_2\sqrt{3}}{2\sigma_T};$$

$$B = \frac{R_t^2}{2}.$$

$$C = \varepsilon_T^m \left(1 - \frac{R_t^2}{b^2} - \frac{1}{m} + \frac{q_2\sqrt{3}}{\sigma_T} \right).$$

Таким образом, для распределения напряжений вдоль свода выработки в зоне работы материала за пределами упругости, т. е. при $a \leq r \leq R_t$, получим:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \frac{\sigma_T}{\sqrt{3}} \left\{ \left(1 - \frac{R_t^2}{b^2} \right) - \left[1 - \left(\frac{R_t}{r} \right)^{2m} \right] / m \right\} + q2; \\ \sigma_t &= \frac{\sigma_T}{\sqrt{3}} \left\{ \left(1 - \frac{R_t^2}{b^2} \right) - \left[1 + (2m - 1) \left(\frac{R_t}{r} \right)^{2m} \right] / m \right\} + q2; \\ \sigma_z &= (\sigma_r + \sigma_t) / 3. \end{aligned} \quad (3.48)$$

В пределах упругой зоны деформирования, т. е. при $R_t \leq r \leq b$, имеем:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \frac{1}{\sqrt{3}} \sigma_T R_t^2 \left(\frac{1}{r^2} - \frac{1}{b^2} \right) + q2; \\ \sigma_t &= \frac{1}{\sqrt{3}} \sigma_T R_t^2 \left(\frac{1}{r^2} + \frac{1}{b^2} \right) + q2; \\ \sigma_z &= (\sigma_r + \sigma_t) / 3. \end{aligned} \quad (3.49)$$

Радиус раздела упругой и пластической зоны найдем из условия:

$$\text{при } r = a \quad \sigma_r = -q_1.$$

Тогда при помощи первого из уравнений (3.49), полагая, что сжимающие напряжения имеют положительные значения, получим:

$$q_2 - q_1 = \frac{\sigma_T}{\sqrt{3}} \left\{ \left[1 - \left(\frac{R_t}{r} \right)^{2m} \right] / m - \left(1 - \frac{R_t^2}{b^2} \right) \right\}. \quad (3.50)$$

Уравнение (3.50) в зависимости от вида диаграммы деформирования в общем случае может быть трансцендентным и решаться, например, методом половинного деления.

Пусть выработка радиусом $a = 2$ м находится под действием распорного давления крепи $q_1 = 2$ МПа и внешней радиальной нагрузки $q_2 = 10$ МПа, приложенной на расстоянии $b = 5a$ (рисунок 3.10).

Заметим, что при гидростатическом давлении $q_2 = \gamma H$ и средневзвешенном удельном весе горных пород $\gamma = 3,0 \text{ т/м}^3$, глубина разработки составит 500 метров.

Параметры диаграммы деформирования (3.45) примем следующими:

$$m = 0,3; \sigma_T = 5,5 \text{ МПа}; \varepsilon_T = 0,01; D = 550 \text{ МПа}; \mu^* = 0,499,$$

где μ^* – коэффициент поперечной деформации.

При расчетах поставленной задачи методом конечных элементов комплекс программ ANSYS дополнен процедурой решения упругопластической задачи по методу переменных параметров Биргера.

Сопоставление численных и аналитических решений по оценке напряженного состояния массива пород у выработки представлено в таблице 3.3 и на рисунке 3.14.

Таблица 3.3 – Распределение радиальных, окружных и осевых напряжений в массиве вдоль свода выработки. Упругопластическое решение

г, м	σ_r , МПа	σ_r МКЭ	σ_t , МПа	σ_t МКЭ	σ_z , МПа	σ_z МКЭ
3,00	3,00	1,98	11,54	11,89	6,77	8,00
3,40	3,65	3,62	13,20	13,42	7,92	8,59
3,80	4,91	4,61	13,70	13,61	8,80	9,44
3,20	5,97	5,79	13,10	13,13	9,50	10,03
3,60	6,72	6,65	13,43	13,45	10,07	10,31
4,00	7,41	7,27	13,57	13,39	10,49	10,36
4,40	7,95	7,83	13,04	13,94	10,49	10,43
4,80	8,35	8,30	13,63	13,60	10,49	10,45
5,20	8,66	8,64	13,31	13,31	10,49	10,46
5,60	8,92	8,90	13,06	13,06	10,49	10,46
6,00	9,13	9,11	11,86	11,86	10,49	10,47
6,80	9,42	9,42	11,56	11,56	10,49	10,47
7,20	9,54	9,53	11,44	11,44	10,49	10,47
8,00	9,72	9,72	11,26	11,26	10,49	10,47
8,40	9,79	9,79	11,19	11,19	10,49	10,47
8,80	9,85	9,85	11,13	11,13	10,49	10,47
9,20	9,91	9,91	11,07	11,07	10,49	10,47
9,60	9,95	9,95	11,02	11,03	10,49	10,47
10,00	10,00	10,00	10,98	10,90	10,49	10,47

Сопоставление результатов расчетов показывает высокую точность расчетов по МКЭ – максимальная относительная ошибка до 3,0 % получена для радиальных и тангенциальных напряжений. Осевые напряжения рассчитываются с меньшей точностью – до 8 % относительной ошибки.

Погрешность расчетов связывается с тем, что полученные выше аналитические решения рассматривают механические свойства массива как для несжимаемых материалов ($\mu^* = 0,5$), в то время как алгоритмы МКЭ в системах программного комплекса ANSYS построены на базе функционала Лагранжа и ориентированы лишь на сжимаемые материалы ($\mu^* < 0,5$).

Вместе с тем в работе [60] показано, что допущение о несжимаемости материалов приводит к незначительной погрешности при определении радиальных и тангенциальных напряжений. При определении осевых напряжений погрешность более значительна.

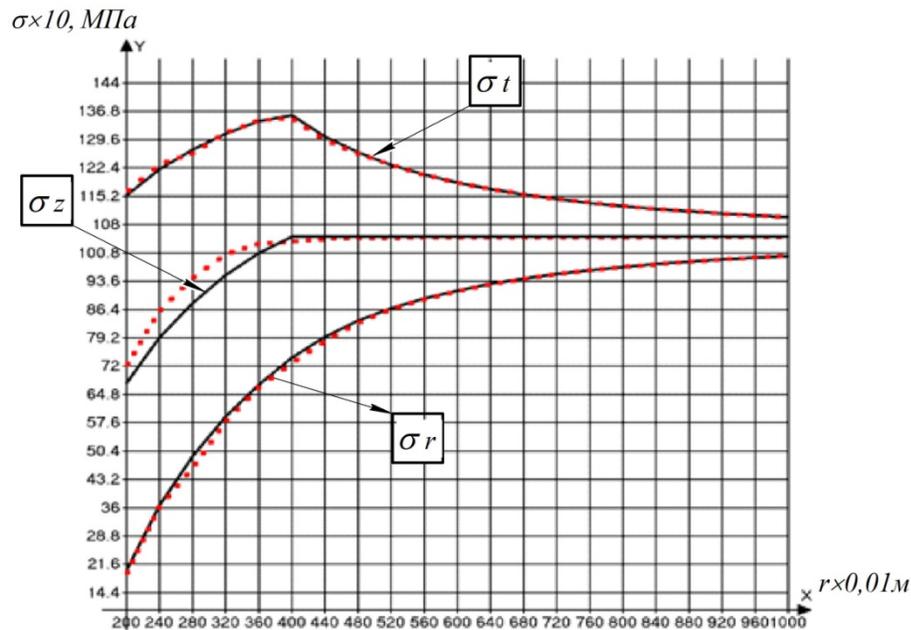


Рисунок 3.14 – Сопоставление напряженного состояния массива у выработки, рассчитанного по МКЭ (маркер точка) и по зависимостям (3.48), (3.49)

В работе [60] показано, что погрешность расчетов можно уменьшить, если для сжимаемых материалов в выражения для осевых напряжений (3.48), (3.49) ввести корректирующий множитель $k_{\sigma z} = 2\mu$, причем коэффициент

поперечной деформации μ остается тем же, что и в пределах упругости [173, 174].

Анализ напряженного состояния массива в окрестности выработки показывает (рисунок 3.15) что неучет реальных свойств горных пород может привести к весьма ошибочным выводам относительно прочности и устойчивости выработок, и, как следствие, к существенному увеличению финансовых и материальных затрат на осуществление мероприятий по увеличению безопасности ведения горных работ.

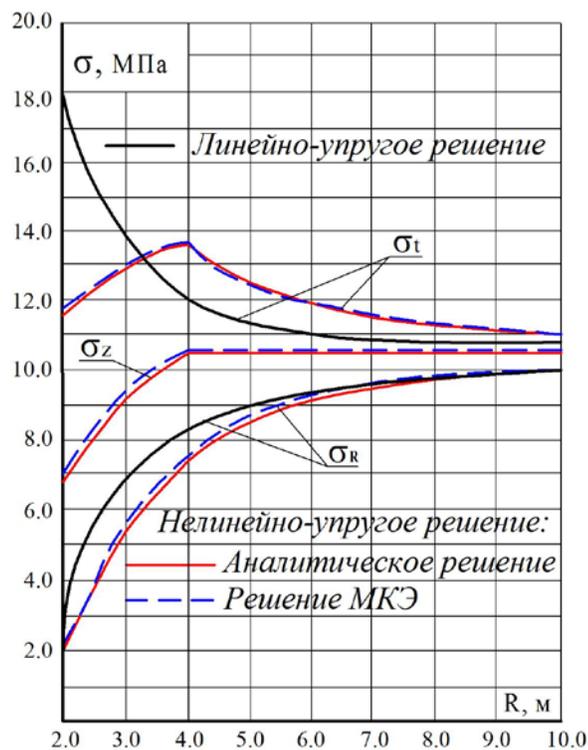


Рисунок 3.15 – Распределение радиальных σ_r , окружных σ_t и осевых σ_z напряжений в массиве пород у круговой выработки

Отметим немаловажное свойство получаемых результатов при расчетах НДС за пределами упругости с использованием метода переменных параметров, позволяющее, например, в терминах модулей деформации анализировать изменение механических свойств горных пород при различных

условиях нагружения массива, при различных видах диаграмм деформирования и геометрии выработок (рисунок 3.16).

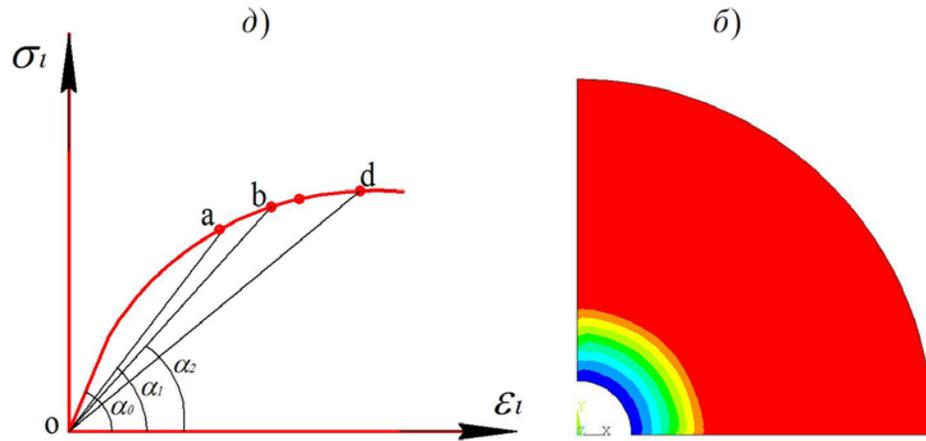


Рисунок 3.16 – Изменение модулей деформации в зависимости от уровня действующих напряжений а) и изолинии модулей деформации вдоль свода круговой выработки б) при степенном законе деформирования материала

Разработанная в пункте 3.4 модель деформирования и разрушения массива вследствие накопления повреждений во времени также нуждается в оценке точности. Поскольку подходящие аналитические решения задачи о накоплении повреждений отсутствуют, обратимся к экспериментальному изучению образования осколка в пластине из гипса, нагруженной по грани внешним давлением, результаты которого представлены в работе [175]. В работе [175] исследования по разрушению пластины привлечены в связи с необходимостью выяснения возможности использования непрямого варианта метода граничных элементов для оценки разрушения горных пород на основе линейного критериального соотношения Кулона – Мора.

В наших исследованиях расчетная схема пластины и ее дискретизация на конечные элементы показаны на рисунке 3.17.

Пластина из гипса в эксперименте помещалась между стальными пластинами в давящую установку. Для создания условий плоского деформированного состояния между образцом и стальными пластинами располагались тефлоновые прокладки.

Следует отметить, что критерий Кулона – Мора, отражающий только факт начала макроразрушения, не демонстрирует направления развития разрушения. В этой связи результаты работы [175] интересны с точки зрения описания характера разрушения пластины и размеров разрушения, полученных из экспериментов.

Из наблюдений за разрушением пластины авторы работы [175] отмечают, что при разрушении пластины какой-либо магистральной трещины не обнаружено.

Разрушение происходит в результате зарождения и слияния беспорядочно ориентированных хаотических микротрещин Гриффитса [175, 141].

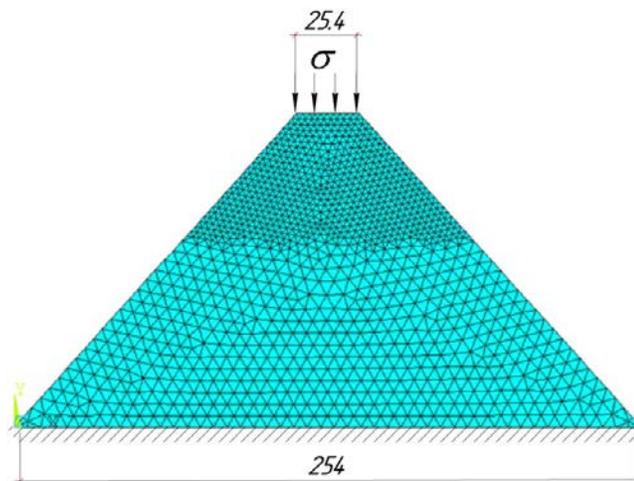


Рисунок 3.17 – Расчетная схема, граничные условия и условия нагружения в задаче о разрушении пластины из гипса

В отличие от прямого использования критерия Кулона – Мора в настоящей работе фронт разрушения и его направление распространения оцениваются в соответствии с кинетической теорией разрушения.

Условия нагружения и характеристики материала, представленные ниже, приняты при моделировании разрушения пластины из гипса (рисунок 3.17): $E = 3,9 \cdot 10^3$ Мпа – модуль упругости материала; $C = 5,06$ Мпа – коэффициент сцепления; $f = 0,93$ – коэффициент трения; $k_0 = 0,1$ – коэффициент остаточной прочности; $\nu = 0,24$ – коэффициент Пуассона; $\sigma = 10$ Мпа – нагрузка на пластину (рисунок 3.19); $\sigma_i^{пр} = 18$ Мпа – предел прочности материала при стандартных условиях испытаний; $st = 20$ секунд – стандартное время до разрушения; $S\left(\frac{\sigma_{кк}}{3\sigma_i}\right) = 1$ – функция влияния на степень разрыхления; $n = 0,176$ – характеристика интенсивности образования рассеянных дефектов.

Результаты моделирования напряженного и механического состояний пластины, накопление повреждений в объеме пластины для некоторых моментов времени, а также характер и размеры ее разрушения показаны на рисунке 3.18.

В связи с тем, что гипс относится к квазихрупким материалом, задача о разрушении пластины решалась в линейно-упругой постановке.

Представим события, которые показывает моделирование накопления повреждений для некоторых промежуточных б), в) и финальной частей нагружений з), д) пластины:

1. Накопление повреждений наиболее интенсивно идет внутри верхней части пластины с ядром на расстоянии $7,0 \div 10,0$ мм, считая от плоскости нагружения (рисунок 3.18).

2. Образование фронта разрушения происходит внутри пластины, имеет чечевичную форму, и по истечении времени наблюдается спонтанное разрушение ее верхней части с выходом фронта разрушения на поверхность.

3. Расчетная разрушенная часть пластины имеет вид осколка, который с качественной точки зрения совпадает с конфигурацией осколка пластины, полученного в эксперименте, представленного на фото в работе [175].

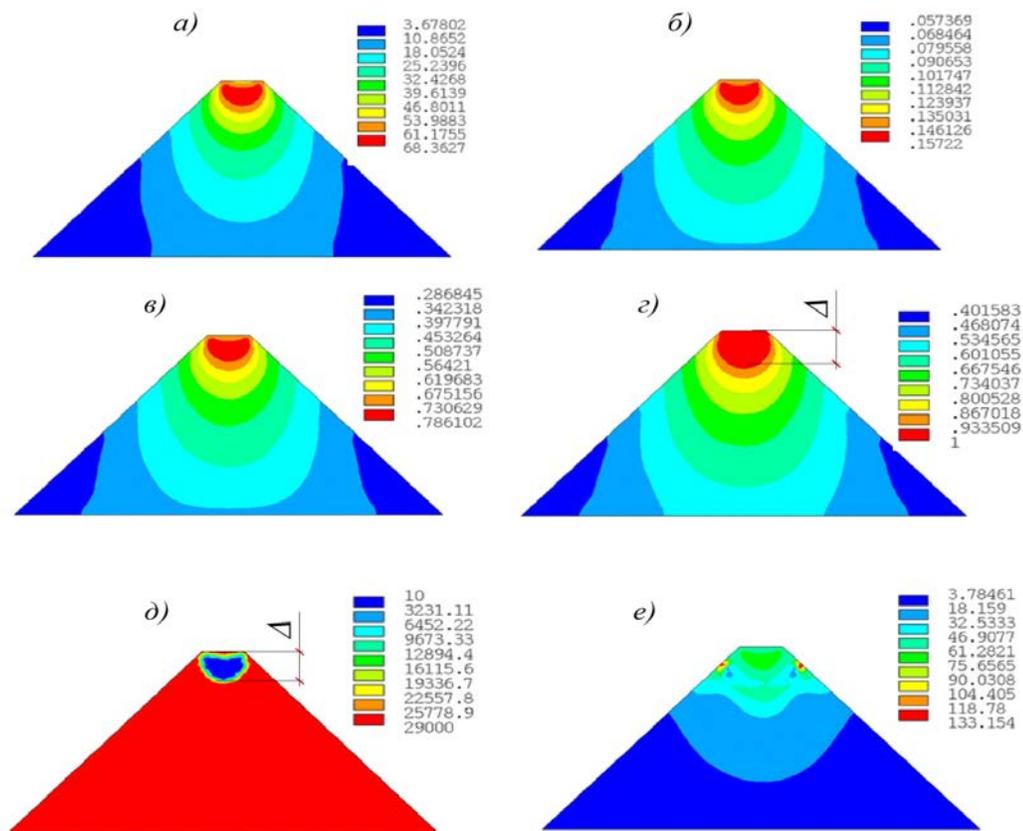


Рисунок 3.18 – Изолинии распределения интенсивности напряжений в материале пластины ($\text{кг}/\text{см}^2$) в начальной стадии нагружения *a*); изолинии накопления повреждений Ψ_n *б*), *в*), *г*) по истечении времени нагружения $t = 4,48$; 181,25 и 403,27 секунд соответственно; изолинии постдинамических модулей упругости разрушенной пластины *д*); изолинии распределения интенсивности напряжений ($\text{кг}/\text{см}^2$) в финальной стадии нагружения *е*)

4. О глубине разрушения пластины можно судить по результатам очертания фронта разрушения на момент его выхода на поверхность (рисунок 3.18 з), а также по результатам расчетов границы области модуля (соотношение 3.41) запредельного деформирования (пятно синего цвета на рисунке 3.18 д). По данным наших расчетов максимальная глубина каверны в пластине составила величину $\Delta = 18,3 \div 18,7$ мм, считая от плоскости нагружения пластины (рисунок 3.18 з, д). По данным экспериментов работы [175] по восьми испытаниям пластины до получения осколка показали глубину области разрушения от 15,0 до 16,5 мм. Результаты численного моделирования разрушения пластины методом граничных интегральных уравнений с использованием критерия Кулона – Мора показывают величину глубины разрушения 21,5 мм и выше [175].

Таким образом, результаты моделирования разрушения пластины с использованием кинетического подхода к исследованиям зарождения и последующего роста макроразрушения обнаруживают свою потенциальную пригодность при изучении накопления повреждений и разрушении горных пород.

Продолжая оценку точности и работоспособности алгоритмов комплекса ANSYS, адаптированных к решению задач геомеханики, рассмотрим напряженное состояние массива горных пород под действием собственного веса.

Оценку точности расчетов напряженно-деформированного состояния массива пород с учетом действия гравитационных нагрузок рассмотрим на примере моделирования напряженного состояния некоторого объема, находящегося под действием собственного веса.

Пусть объем массива под действием собственного веса находится в условиях плоского деформированного состояния. Расчетная схема задачи и граничные условия показаны на рисунке 3.19.

Геометрические параметры задачи и физико-механические свойства пластины приняты следующими: $H = 416$ м, $A = 400$ м; удельный вес материала массива $\gamma = 1490 \text{ кг/м}^3$; модуль упругости пластины $E = 5 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$; коэффициент Пуассона $\nu = 0,23$. На боковых сторонах пластины и на ее основании заданы условия скольжения.

Результаты расчета вертикальных σ_y и горизонтальных σ_x напряжений методом конечных элементов показаны на рисунке 3.20.

Сопоставление результатов аналитических и численных расчетов напряженного состояния пластины показывают приемлемую для практических приложений точность вычислений с относительной погрешностью, не превышающей $\delta = 0,5\%$.

Например, для $H = 416$ м вертикальные напряжения соответствуют величине $\sigma_y = \gamma \cdot H = 619840 \text{ кг/м}^2$. Расчеты по МКЭ дают величину $\sigma_y = 618235 \text{ кг/м}^2$, что соответствует $\delta = 0,26\%$ относительной ошибки вычислений.

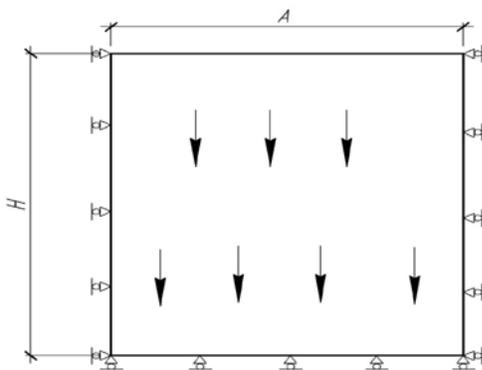


Рисунок 3.19 – Расчетная схема, граничные условия и условия нагружения массива массовыми силами

Расчеты для различных физико-механических характеристик горизонтальных слоев пород, образующих массив, показывают, что давление, передаваемое в массив горных пород, не зависит от механических характеристик напластований по вертикали, если по простиранию физико-механические характеристики имеют несущественные колебания.

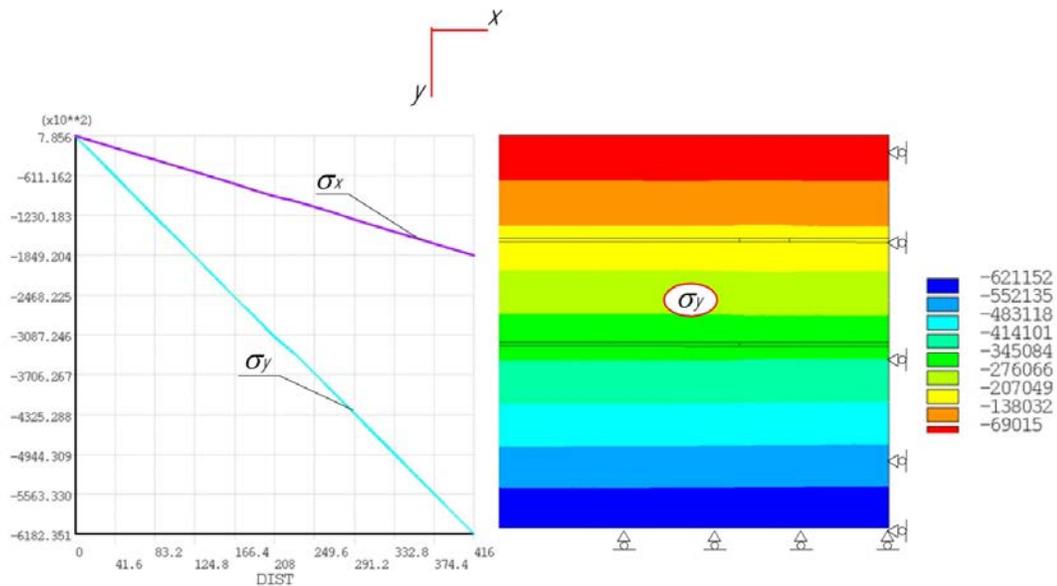


Рисунок 3.20 – Изменение уровней горизонтальных σ_x и вертикальных σ_y напряжений по высоте H пластины

Теперь обратим внимание на вычисление величины бокового распора σ_x через величину геостатического давления, которое определяется по величине средневзвешенного удельного веса γ вышележащих горных пород на заданной глубине H - $\sigma_y = \gamma \cdot H$ по принятой в геомеханике зависимости

$$\sigma_x = \lambda \cdot \sigma_y,$$

где λ – коэффициент бокового распора упругой модели горных пород, рассчитываемый по формуле А.Н. Динника:

$$\lambda = \frac{\nu}{1-\nu},$$

где ν – коэффициент Пуассона.

Формулу А.Н. Динника легко получить, если предположить отсутствие деформаций по простиранию пород $\varepsilon_x = 0$.

Тогда из обобщенного закона Гука для условий плоского деформированного состояния ($\varepsilon_z = 0$) получим:

$$\varepsilon_x = \frac{1}{E}[\sigma_x - \nu(\sigma_y + \sigma_z)] = 0,$$

$$\varepsilon_z = \frac{1}{E}[\sigma_z - \nu(\sigma_x + \sigma_y)] = 0.$$

Решая эти уравнения, найдем:

$$\lambda = \frac{\sigma_x}{\sigma_y} = \frac{\nu}{1-\nu}.$$

Используя вышеприведенное решение по МКЭ для пластины (глубина $H = 416$ м), найдем:

$$\lambda = \frac{\sigma_x}{\sigma_y} = \frac{184920}{618235} = 0,299,$$

и по формуле А.Н. Динника $\lambda = \frac{0,23}{1-0,23} = 0,2987$, что соответствует относительной погрешности расчета по МКЭ $\delta = 0,1\%$.

Таким образом, при расчетах горного давления по МКЭ боковой распор учитывается автоматически, если в расчетной схеме на боковых поверхностях (рисунок 3.20) задавать граничные условия в виде скольжения $u_n = 0; p_s = 0$, где u_n и p_s – перемещения по нормали к границе и сдвиговые напряжения на границе соответственно.

Заметим также, что при расчетах по МКЭ коэффициент бокового распора в общем случае не является величиной постоянной по глубине массива из-за различия ФМХ слоев пород. В этом случае задание граничных условий в виде скольжений на границе расчетных схем соответствует реалиям в большей степени, чем использование формулы А.Н. Динника.

Выводы по главе 3

1. С целью выявления фактора разрушения углепородного массива у выработок на взрывобезопасность ведения горных работ при добыче угля разработана методика расчета эволюции напряженно-деформированного состояния массива при кратковременных нагружениях, а также с учетом ползучести и накопления повреждений во времени. Модель массива горных пород представлена в виде нелинейной вязкоупругой среды наследственного типа, учитывающей вид напряженного состояния.

2. С целью учета физико-механических свойств углепородного массива в качестве исходных определяющих соотношений используются диаграммы деформирования, получаемые экспериментально с учетом реальных условий нагруженности массива, условий, отражающих как специфику ведения горных работ, так и длительную эксплуатацию выработок и целиков, других подземных сооружений.

3. С использованием диаграмм деформирования, которые в общем случае изменяются от точки к точке массива в зависимости от уровня напряженного состояния, разработан алгоритм расчета НДС горного массива. При этом оценка несущей способности массива – величина предела прочности материала – осуществляется с использованием паспорта прочности горных пород, построенного на основе линеаризации эмпирического критерия прочности Кулона – Мора, представленного нами через расчетные и предельные значения интенсивности напряжений.

4. Разработана методика расчета НДС углепородного массива при кратковременных нагружениях с использованием произвольного вида диаграмм деформирования – от диаграммы с линейно-упругим поведением материала, диаграммы с линейным и степенным упрочнением до диаграммы Прандтля. При этом с целью линеаризации функционала Лагранжа при

решении произвольных физически-нелинейных задач используется метод переменных параметров упругости, разработанный И.А. Биргером, являющийся развитием метода упругих решений А.А. Ильюшина – как метод, обладающий наибольшей скоростью сходимости решения по сравнению с другими известными методами линеаризации.

5. Для оценки напряженно-деформированного состояния горных пород с учетом истории нагружения использована общая феноменологическая наследственная теория – теория старения по Ю.Н. Работнову. При этом расчеты на ползучесть углепородного массива методом конечных элементов представлены двумя методиками – с использованием изохронных кривых ползучести и путем корректировки «мгновенного» решения временной функцией, учитывающей вязкоупругое поведение массива.

6. Разработана методика оценки длительной прочности углепородного массива. При этом, основываясь на феноменологических представлениях разрушения материала, полагается, что в углепородном массиве повреждения представляют собой множество дефектов, образующихся во времени, проявляющихся в виде разрыхления массива через микро-/макротрещинообразование. Кинетическое уравнение поврежденности представлено зависимостью скорости роста повреждений материала от некоторого эквивалентного напряжения в трактовке Л.М. Качанова.

7. Решения задач осуществляются с использованием метода конечных элементов; базируются на использовании процедур из библиотеки программ ANSYS, которые с целью адаптации комплекса к решениям задач геомеханики дополнены и переработаны с использованием алгоритмического языка APDL.

8. Проведенные тестовые расчеты ряда задач теории упругости, пластичности и механики разрушения по методу конечных элементов и их сопоставления с аналитическими и экспериментальными решениями

свидетельствуют о работоспособности используемых и созданных макросов, алгоритмов и программ.

ГЛАВА 4. АНАЛИЗ УСЛОВИЙ РЕАЛИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ФРИКЦИОННЫХ ВОСПЛАМЕНЕНИЙ РУДНИЧНЫХ ГАЗОВ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Одной из главных опасностей, провоцирующих вспышки и возгорания рудничных газов, является проявление трибологических эффектов, вызывающих значимое повышение температуры в зонах физических поверхностей контактов между разрушающимися частями горных пород.

Кроме того, возгорания метано- и пылевоздушных смесей являются следствием возникновения искр при взаимодействии исполнительных органов добычного оборудования с массивом пород.

В этой связи основной целью главы является исследование условий воспламенения рудничных газов в результате ударного фрикционного взаимодействия частей горных пород в одномерной и двумерной постановках нестационарной задачи теплопроводности и упругости, а также условий воспламенения как результат взаимодействия искр с газопылевым облаком.

4.1. Оценка условий воспламенения метановоздушной смеси взрывчатой концентрации фрикционными искрами

Наблюдаемые фрикционные искры представляют собой сколотые частицы породы, вылетающие из под инструмента с высокой температурой в тонком приповерхностном слое до 1 мкм, передающие тепловую энергию в окружающее пространство.

С точки зрения воспламенения пыле- и метановоздушной смеси важнейшие параметры фрикционной искры – это температура поверхности, размеры и геометрия частиц.

«Толщина зоны прогрева фронта горения 6%-ной метановоздушной смеси, по некоторым оценкам, составляет $l = 0,06$ см при скорости ламинарного пламени $u_n = 5$ см/с, коэффициенте температуропроводности $\chi = 0,3$ см²/с » [176].

Если под толщиной зоны прогрева понимать слой газа в виде шара диаметром D , то при решении задачи о зажигании метановоздушной смеси искрой, в соответствии с принципом воспламенения Я.Б. Зельдовича, можно принять, что зажигание МВС произойдет в случае, если энергии искры окажется достаточно для разогрева двух слоев газа до адиабатической температуры воспламенения.

Опираясь на этот принцип, решение задачи о фрикционном искрообразовании с использованием алгоритма оценки условий зажигания метановоздушной смеси горячей частицей приводит к следующим величинам: для 6%-ной метановоздушной смеси диаметр прогретой области в виде шара должен составлять более $D = 0,00115$ м [7].

Для уточнения значений минимальной величины энергии искры, необходимой для воспламенения метановоздушной смеси, воспользуемся принципом Я.Б. Зельдовича о взаимодействии раскаленной частицы с газовым облаком [176]. Пусть воспламенение МВС происходит всякий раз, когда газовый шар $D = 0,0012$ м 6%-ной метановоздушной смеси прогревается до адиабатической температуры воспламенения.

Аналитические решения, полученные учеными на базе различных теплодиффузионных моделей, показывают, что количество тепла, необходимое для разогрева элементарного объема газа до температуры самовоспламенения МВС, соответствует следующим величинам: В.Н. Вилунов – 0,2 мДж [177]; А.А. Каймаков, С.А. Песок – 0,3 мДж [178]; А.Ю. Крайнов, В.А. Браймлер – 0,32 мДж [179].

Для экспертной оценки количества тепла Q , которое необходимо передать облаку газа в виде шара диаметром $D = 0,0012$ м до температуры его самовоспламенения воспользуемся известной зависимостью [7]

$$Q = C_{\text{см}} \times m_{\text{см}} \times \Delta T, \quad (4.1)$$

где $C_{\text{см}} = g_{\text{CH}_4} \cdot C_{\text{CH}_4} + g_{\text{B}} \cdot C_{\text{B}}$ – удельная массовая теплоемкость смеси газов, $g_{\text{CH}_4}, g_{\text{B}}$ – весовые доли метана и воздуха в смеси газов соответственно, $C_{\text{CH}_4}, C_{\text{B}}$ – удельные массовые теплоемкости метана и воздуха соответственно; $m_{\text{см}} = V_0 \cdot (\delta \cdot \rho_{\text{CH}_4} + (1 - \delta) \cdot \rho_{\text{B}})$ – вес смеси газов в объеме шара V_0 диаметром $D = 0,0012$, δ – объемная доля метана в смеси ($\delta = 0,06$ т. е. 6 %), $\rho_{\text{CH}_4}, \rho_{\text{B}}$ – удельный вес метана и воздуха соответственно; $\Delta T = (T_{\text{B}} - T_{\text{H}})$ – температурный перепад, T_{B} – температура самовоспламенения МВС, °С, T_{H} – начальная температура шара МВС – температура, с которой начинается разогрев.

Исходные теплофизические данные для расчета примем следующими:

а) По справочным данным: температура самовоспламенения метана составляет:

$$T_{\text{B}} = (650 \div 700) \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Примем, что разогрев МВС начинается со стандартной температуры:

$$T_{\text{H}} = 20 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

В этом случае температурный перепад $\Delta T = T_{\text{B}} - T_{\text{H}} = (630 \div 680) \text{ } ^\circ\text{C}$.

б) Объем МВС – для шара диаметром $D = 0,0012$ м:

$$V_0 = \frac{4}{3} \pi \cdot r^3 = 0,9 \cdot 10^{-9} [\text{м}^3].$$

в) Доля метана в шаре в смеси с воздухом составляет 6 %.

Поскольку нами рассматривается финальная часть разогрева МВС в шаре объемом V_0 , непосредственно перед самовоспламенением, теплофизические

характеристики МВС в шаре диаметром $D = 0,0012$ м примем как для температуры самовоспламенения.

Результаты расчетов.

I. Температура самовоспламенения $T_B = 650$ °С, $T_H = 20$ °С, $\Delta T = 630$ °С.

Таблица 4.1 – Теплофизические характеристики МВС в разогретом шаре

$C_{CH_4}, \frac{\text{Дж}}{\text{кг}\cdot^\circ\text{С}}$	$C_B, \frac{\text{Дж}}{\text{кг}\cdot^\circ\text{С}}$	$\rho_{CH_4}, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$	$\rho_B, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$
4281	1125	0,212	0,383

Вес смеси газов:

$$m_{см} = 0,9 \cdot 10^{-9} \cdot (0,06 \cdot 0,212 + 0,94 \cdot 0,383) = 0,335 \cdot 10^{-9} \text{ кг.}$$

Весовая доля метана в смеси g_{CH_4} :

$$g_{CH_4} = \frac{m_{CH_4}}{m_{см}} = \frac{V_0 \cdot \delta \cdot \rho_{CH_4}}{m_{см}} = \frac{0,9 \cdot 10^{-9} \cdot 0,06 \cdot 0,212}{0,335 \cdot 10^{-9}} = 0,034.$$

Весовая доля воздуха в смеси $g_B = \frac{m_B}{m_{см}}$:

$$g_B = \frac{m_B}{m_{см}} = \frac{V_0 \cdot (1 - \delta) \cdot \rho_B}{m_{см}} = \frac{0,9 \cdot 10^{-9} \cdot 0,94 \cdot 0,383}{0,335 \cdot 10^{-9}} = 0,967.$$

Удельная массовая теплоемкость смеси газов:

$$C_{см} = 0,034 \cdot 4281 + 0,967 \cdot 1125 = 1233,4 \frac{\text{Дж}}{\text{кг}\cdot^\circ\text{С}}.$$

Количество тепла, передаваемое шару, необходимое для самовоспламенения метановоздушной смеси в шаре $D = 0,0012$ м, в соответствии с формулой (4.1):

$$Q = 1233,4 \cdot 0,335 \cdot 10^{-9} \cdot 630 \cdot 1000 = 0,26 \text{ мДж.}$$

II. Температура самовоспламенения $T_B = 700$ °С, $T_H = 20$ °С, $\Delta T = 680$ °С.

Таблица 4.2 – Теплофизические характеристики МВС в разогретом шаре

$C_{CH_4}, \frac{Дж}{кг \cdot ^\circ C}$	$C_B, \frac{Дж}{кг \cdot ^\circ C}$	$\rho_{CH_4}, \frac{кг}{м^3}$	$\rho_B, \frac{кг}{м^3}$
4412	1135	0,201	0,362

Вес смеси газов:

$$m_{см} = 0,9 \cdot 10^{-9} \cdot (0,06 \cdot 0,201 + 0,94 \cdot 0,362) = 0,317 \cdot 10^{-9} \text{ кг.}$$

Весовая доля метана в смеси g_{CH_4} :

$$g_{CH_4} = \frac{m_{CH_4}}{m_{см}} = \frac{V_0 \cdot \delta \cdot \rho_{CH_4}}{m_{см}} = \frac{0,9 \cdot 10^{-9} \cdot 0,06 \cdot 0,201}{0,317 \cdot 10^{-9}} = 0,034.$$

Весовая доля воздуха в смеси $g_B = \frac{m_B}{m_{см}}$:

$$g_B = \frac{m_B}{m_{см}} = \frac{V_0 \cdot (1 - \delta) \cdot \rho_B}{m_{см}} = \frac{0,9 \cdot 10^{-9} \cdot 0,94 \cdot 0,362}{0,317 \cdot 10^{-9}} = 0,97.$$

Удельная массовая теплоемкость смеси газов:

$$C_{см} = 0,034 \cdot 4412 + 0,97 \cdot 1135 = 1251 \frac{Дж}{кг \cdot ^\circ C}.$$

Количество тепла, передаваемое шару, необходимое для самовоспламенения метановоздушной смеси в шаре $D = 0,0012$ м, в соответствии с формулой (4.1):

$$Q = 1251 \cdot 0,317 \cdot 10^{-9} \cdot 680 \cdot 1000 = 0,27 \text{ мДж.}$$

Таким образом, для самовоспламенения МВС в шаре $D = 0,0012$ м, с 6 % содержанием метана в смеси с воздухом при его нагреве от температуры $20^\circ C$ до температуры воспламенения метана ($650 \div 700$) $^\circ C$ необходимо передать шару минимальное количество тепла соответствующее величине:

$$Q = (0,26 \div 0,27) \text{ мДж.} \quad (4.2)$$

III. С целью уточнения значения минимальной величины количества тепла для нагрева 6 % содержания метана в смеси с воздухом, необходимой для самовоспламенения, воспользуемся экспериментально теоретической оценкой

температуры воспламенения смеси, полученной при прямых фрикционных испытаниях осколков пород на ротационной установке.

В результате испытаний (условия испытаний стандартные – $T_H = 20\text{ }^\circ\text{C}$ – начальная температура смеси; $P = 1,01$ бар – давление смеси газов перед испытаниями) установлено (см. главу 6 работы), что средняя температура вспышки и взрыва МВС в раскаленном слое соприкасающихся частей пород при фрикционном трении соответствует средней величине, равной:

$$T_B = 746\text{ }^\circ\text{C}.$$

И так, температура самовоспламенения $T_B = 746\text{ }^\circ\text{C}$, $T_H = 20\text{ }^\circ\text{C}$, $\Delta T = 726\text{ }^\circ\text{C}$.

Таблица 4.3 – Теплофизические характеристики МВС в разогретом шаре

$C_{CH_4}, \frac{\text{Дж}}{\text{кг}\cdot^\circ\text{C}}$	$C_B, \frac{\text{Дж}}{\text{кг}\cdot^\circ\text{C}}$	$\rho_{CH_4}, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$	$\rho_B, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$
4535	1146	0,196	0,356

Вес смеси газов:

$$m_{см} = 0,9 \cdot 10^{-9} \cdot (0,06 \cdot 0,196 + 0,94 \cdot 0,356) = 0,312 \cdot 10^{-9} \text{ кг}.$$

Весовая доля метана в смеси g_{CH_4} :

$$g_{CH_4} = \frac{m_{CH_4}}{m_{см}} = \frac{V_0 \cdot \delta \cdot \rho_{CH_4}}{m_{см}} = \frac{0,9 \cdot 10^{-9} \cdot 0,06 \cdot 0,196}{0,312 \cdot 10^{-9}} = 0,034.$$

Весовая доля воздуха в смеси $g_B = \frac{m_B}{m_{см}}$:

$$g_B = \frac{m_B}{m_{см}} = \frac{V_0 \cdot (1 - \delta) \cdot \rho_B}{m_{см}} = \frac{0,9 \cdot 10^{-9} \cdot 0,94 \cdot 0,356}{0,312 \cdot 10^{-9}} = 0,97.$$

Удельная массовая теплоемкость смеси газов:

$$C_{см} = 0,034 \cdot 4535 + 0,97 \cdot 1146 = 1266 \frac{\text{Дж}}{\text{кг}\cdot^\circ\text{C}}.$$

Количество тепла, передаваемое шару $D = 0,0012$ м, необходимое для самовоспламенения метановоздушной смеси, в соответствии с формулой (4.1):

$$Q = 1266 \cdot 0,312 \cdot 10^{-9} \cdot 726 \cdot 1000 = 0,287 \text{ мДж.} \quad (4.3)$$

IV. В предыдущих разделах начальные условия приравнены к стандартным, т. е. $T_H = 20$ °С. В шахте начальная температура – температура атмосферы в выработках шахт, меняется с глубиной ведения горных работ. Следовательно, меняется и температурный перепад. Будем считать, что температура газовой среды в выработке соответствует температуре вмещающих пород:

$$T_H = T_{\text{ср}} + \frac{H - H_0}{a},$$

где T_H – температура атмосферы в выработке на глубине H ; $T_{\text{ср}}$ – среднегодовая температура воздуха в изучаемом регионе; H_0 – глубина зоны с постоянной годовой температурой (глубина влияния дневной поверхности); a – величина геотермической ступени.

Так, например, для города Кемерово $T_{\text{ср}} = 1,4$ °С, считается так же, что $H_0 = 30$ м. И для угольных месторождений Кузбасса $a = 34$ м/°С.

Кроме того, для расчетов минимального количество тепла, которое потребуется передать шару $D = 0,0012$ м для самовоспламенения МВС, в зависимости от глубины ведения горных работ, воспользуемся прочими данными из примера раздела III, т. е при $T_B \approx 746$ °С.

Экспертная оценка минимального количество тепла, которое потребуется для самовоспламенения МВС, в зависимости от глубины ведения горных работ показана в таблице 4.

В свете полученных выводов, можно полагать, что раскаленная частица, реагируя с кислородом, сама по себе может увеличивать свою поверхностную температуру за счет гетерогенной экзотермической реакции.

Так, например, для частицы угольной пыли температура горения составляет 2500–2700°K, что превышает значение адиабатической температуры сгорания МВС, определенной выше.

Таблица 4.4 – Минимальное количество тепла (Q) для нагрева элементарного объема МВС от текущей температуры атмосферы выработки (T_H) до температуры самовоспламенения МВС (T_B) в зависимости от глубины ведения горных работ H

H , м	T_H , °C	ΔT , °C	Q , мДж
400	12,3	733,7	0,290
600	18,2	727,8	0,288
800	24,1	721,9	0,285

Если иметь в виду, что взаимодействие инструмента с горной породой приводит, как правило, к образованию пучка искр, то энергия, передаваемая от совокупности частиц, значимо повышает вероятность воспламенения МВС.

Таким образом, анализ условий воспламенения МВС показывает, что минимальная энергия вспышки облака МВС от разогретой частицы массива составляет не менее 0,287 мДж при условии прогрева шарообразного объема смеси диаметром не менее 0,0012 м.

Вместе с тем вопрос об уровне и механизме разогрева частиц при их образовании вследствие динамического взаимодействия инструмента и породы, осколков пород между собой остается открытым, требует дальнейшего развития соответствующих математических моделей и экспериментального подтверждения.

4.2. Исследование изменения температуры поверхностей контакта частей горных пород в результате их фрикционного взаимодействия в одномерной постановке нестационарной задачи теплопроводности

Постановку задачи нестационарной теплопроводности для случая фрикционного взаимодействия частей разрушенных горных пород сформулируем для случая реализации двух источников тепла:

1. За счет работы силы трения.

А. За счет перераспределения накопленной упругой энергии в тонком верхнем слое при его растрескивании и переходе высвободившейся энергии в тепло.

Иногда полагают, что переход энергии в тепло учитывается коэффициентом трения, что не вполне корректно, поскольку процесс (растрескивание) может несколько отставать по времени. Строго говоря, процесс разрушения начинается, когда происходит упругая разгрузка.

С учетом сделанных выше предположений уравнение теплопроводности запишем с двумя источниками тепла:

1) w – за счет растрескивания поверхностного слоя;

2) q – в результате работы сил трения [116].

В этом случае нестационарное уравнение теплопроводности с соответствующими граничными и начальными условиями примет вид

$$\begin{cases} \frac{\partial T}{\partial t} = \kappa \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{w}{c\rho}, & 0 < x < \infty, \quad t > 0, \\ -\lambda \frac{\partial T}{\partial x} = q, & T_{t=0} = 0, \end{cases} \quad (4.4)$$

где T – температура; t – время; $\kappa \equiv \frac{\lambda}{c\rho}$ – коэффициент температуропроводности; λ – коэффициент теплопроводности; c – теплоемкость; ρ – плотность; w – мощность тепловыделения; q – плотность теплового потока.

Полагая, что источник тепла $\frac{w}{c\rho}$ работает в тонком слое $10 \div 100$ мкм, представим его в виде $\frac{w}{c\rho} = Ae^{-\alpha y}$. При оценках переноса тепла, для определенности, положим: при $y > 10 \div 100$ мкм $\frac{w}{c\rho} \approx 0,01A$ (или менее). В этом случае $\alpha \approx 4 \div 0,4 \cdot 10^5$ (при $x=0$ $\frac{w}{c\rho} = A_{\max}$).

Общее решение уравнения (А.1) можно записать в виде

$$T(x,t) = T_1(x,t) + T_2(x,t),$$

где $T_1(x,t)$ и $T_2(x,t)$ – общее решение следующих уравнений:

$$\text{I. } \frac{\partial T_1}{\partial t} = \kappa \frac{\partial^2 T_1}{\partial x^2}; \quad -\frac{\partial T_1}{\partial x} \Big|_{x=0} = \frac{q}{\lambda}; \quad T_1 \Big|_{t=0} = 0, \quad (4.5)$$

$$\text{II. } \frac{\partial T_2}{\partial t} = \kappa \frac{\partial^2 T_2}{\partial x^2} + A \exp(-\alpha \cdot x); \quad \frac{\partial T_2}{\partial x} \Big|_{x=0} = 0; \quad T_2 \Big|_{t=0} = 0. \quad (4.6)$$

Решение уравнения (4.5) известно:

$$T_1(x,t) = 2 \frac{q}{\lambda} \sqrt{\kappa \cdot t} \cdot i\Phi^* \left(\frac{x}{2\sqrt{\kappa \cdot t}} \right), \quad (4.7)$$

где $i\Phi^*(z)$ – интеграл вероятности:

$$i\Phi^*(z) = \int_z^\infty \Phi^*(s) ds = \frac{1}{\sqrt{\pi}} \exp(-z^2) - z\Phi^*(z);$$

$$\left(i\Phi^*(0) = \frac{1}{\sqrt{\pi}} \right);$$

$$\Phi^*(z) = \frac{2}{\sqrt{\pi}} \int_z^\infty \exp(-s^2) ds \quad (\Phi^*(0) = 1).$$

Решение (4.6) записывается в виде

$$T_2(x,t) = \frac{A}{\kappa\alpha^2} \left\{ 2\alpha\sqrt{\kappa \cdot t} \cdot i\Phi^* \left(\frac{x}{2\sqrt{\kappa \cdot t}} \right) - \exp(-\alpha \cdot x) + \frac{1}{2} \exp(-\alpha \cdot \kappa \cdot t) \cdot \left[\exp(-\alpha \cdot x) \Phi^* \left(\frac{2\alpha \cdot \kappa \cdot t - x}{2\sqrt{\kappa \cdot t}} \right) + \exp(\alpha \cdot x) \Phi^* \left(\frac{2\alpha \cdot \kappa \cdot t + x}{2\sqrt{\kappa \cdot t}} \right) \right] \right\} \quad (4.8)$$

На поверхности, то есть при $y=0$, решения (4.7) и (4.8) примут вид:

$$T_1(x,t) = 2 \frac{q}{\lambda} \sqrt{\frac{\kappa \cdot t}{\pi}} \quad (4.9)$$

(источник тепла на границе);

$$T_2(x,t) = \frac{A}{\kappa\alpha^2} \left[2\alpha\sqrt{\frac{\kappa \cdot t}{\pi}} - 1 + \exp(\alpha^2 \cdot \kappa \cdot t) \Phi^* (\alpha \cdot \sqrt{\kappa \cdot t}) \right] \quad (4.10)$$

(источник внутри слоя).

Так как оба источника действуют, пока продолжается взаимодействие в пятне контакта, то необходимо ввести два времени взаимодействия t_1 и t_2 . Заметим, что t_1 и t_2 – функции скорости V_0 и размеров пятна контакта.

1. Действие потока q прекращается (контакт в пятне прерван) при $t = t_1$, то есть при $t > t_1$ необходимо изменить граничное условие, положив $\partial T_1 / \partial x|_{x=0} = 0$, в этом случае при $t > t_1$

$$\tilde{T}_1 = T_1(x,t) - T_1(x,t-t_1).$$

2. При $t = t_2$ полагаем, что растрескивание закончилось и тепло внутри слоя перестало выделяться, то есть при $t > t_2$ $A = 0$, тогда

$$\tilde{T}_2 = T_2(x,t) - T_2(x,t-t_2) \text{ при } t > t_2.$$

В связи с тем, что в задаче четыре (хотя и связанных) параметра: q, w, t_1, t_2 , решение представим в безразмерном виде.

Положим $T = T^*V$, $t = t^*\tau$, $x = x^*y$, тогда уравнения теплопроводности (4.4)

примет вид:

$$\begin{cases} \frac{T^*}{t^*} \frac{\partial v}{\partial \tau} = \frac{\kappa T^*}{x^{*2}} \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} + A \exp(-\alpha x^* y); \\ -\frac{\lambda T^*}{x^*} \frac{\partial v}{\partial y} \Big|_{y=0} = q \end{cases}$$

или

$$\begin{cases} \frac{\partial v}{\partial \tau} = \frac{\kappa t^*}{x^2} \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} + \frac{A t^*}{T^*} \exp(-\alpha x^* y); \\ -\frac{\partial v}{\partial y} \Big|_{y=0} = \frac{q x^*}{\lambda T^*}. \end{cases} \quad (4.11)$$

Теперь в уравнении (4.4) можно задать три масштаба: длины, времени и температуры.

1. Выберем масштаб длины, положив $\alpha x^* = 1$, тогда

$$x^* = 1/\alpha.$$

А. Масштаб времени следует из условия $\frac{\kappa t^*}{x^{*2}} = 1$, следовательно

$$t^* = x^{*2}/\kappa = 1/\kappa\alpha^2.$$

3. Масштаб температуры получаем из равенства

$$B = \frac{A t^*}{T^*} = 1, \quad T^* = A t^* = \frac{A}{\kappa\alpha^2}.$$

Теперь в задаче остаются три безразмерных параметра:

$$\begin{cases} Q = \frac{q x^*}{\lambda T^*} = \frac{q k \alpha}{\lambda A}, \\ \tau_1 = \frac{t_1}{t^*}, \\ \tau_2 = \frac{t_2}{t^*}, \end{cases}$$

где τ_1 и τ_2 (или t_1 и t_2) – время отсечки источников тепла.

Уравнение (4.11) примет вид:

$$\begin{cases} \frac{\partial v}{\partial \tau} = \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} + \exp(y); \\ -\frac{\partial v}{\partial y}\Big|_{y=0} = 0; \quad v|_{\tau=0} = 0. \end{cases}$$

Решение уравнения (4.11) с учетом уже построенных решений можно записать в виде:

$$\begin{cases} v = v_1 + v_2, \\ v_1(y, \tau) = 2Q\sqrt{\tau} \cdot i\Phi^*\left(\frac{y}{2\sqrt{\tau}}\right), \\ v_2(y, \tau) = 2\sqrt{\pi} \cdot i\Phi^*\left(\frac{y}{2\sqrt{\tau}}\right) - e^{-y} + \frac{1}{2}e^\tau \left[e^{-y}\Phi^*\left(\frac{2\pi - y}{2\sqrt{\tau}}\right) + e^y\Phi^*\left(\frac{2\tau + y}{2\sqrt{\tau}}\right) \right]. \end{cases}$$

На поверхности при $y = 0$ получим:

$$\begin{aligned} v_1(0, \tau) &= \begin{cases} 2Q\sqrt{\frac{\tau}{\pi}} & \text{при } \tau < \tau_1, \\ 2Q\left(\sqrt{\frac{\tau}{\pi}} - \sqrt{\frac{\tau - \tau_1}{\pi}}\right) & \text{при } \tau > \tau_1; \end{cases} \\ v_2(0, \tau) &= \begin{cases} 2\sqrt{\frac{\tau}{\pi}} - 1 + e^\tau \Phi^*(\sqrt{\tau}) & \text{при } \tau < \tau_2, \\ 2\sqrt{\frac{\tau}{\pi}} - \sqrt{\frac{\tau - \tau_2}{\pi}} + e^\tau \Phi^*(\sqrt{\tau}) - e^{(\tau - \tau_2)} \Phi^*(\sqrt{\tau - \tau_2}) & \text{при } \tau > \tau_2. \end{cases} \end{aligned} \quad (4.12)$$

Таким образом, получено решение задачи нестационарной теплопроводности в виде (4.12) для одномерного случая распределения средней температуры по поверхности контакта. Если учесть ограничения по площади контакта (например, площадь контакта не превышает 10 %), значения температур на поверхности ожидаются на порядок ниже вследствие теплопотерь.

В качестве инструмента исследования фрикционного взаимодействия частей горных пород разработана компьютерная программа на языке Турбо – Паскаль для расчета изменения температуры поверхностей контакта по одномерной модели нестационарной теплопроводности.

Исследования фрикционного взаимодействия осколков проведены для кварцесодержащих горных пород. В таблице 4.5 представлены средние теплофизические и механические характеристики пород.

При этом использованы следующие обозначения: λ – коэффициент теплопроводности; a – коэффициент температуропроводности; C – коэффициент теплоемкости; ρ – удельный вес пород.

Таблица 4.5 – Теплофизические и механические характеристики кварцесодержащих горных пород

Материал	$\lambda \left[\frac{Вт}{м \cdot К} \right]$	$a = \kappa \left[\frac{м^2}{сек} \right]$	$C \left[\frac{Дж}{кг \cdot К} \right]$	$\rho \left[\frac{кг}{м^3} \right]$
Кремний	0,7	$3,78 \cdot 10^{-7}$	700	2650
Кварцит	5,26	$2,89 \cdot 10^{-7}$	991	2650-2700
Кварцево-карбонатная порода	2,71	$9,03 \cdot 10^{-7}$	1210	2600-2800

Среднее значение предела прочности кремния, определенное по его микротвердости, принято равным 0,65 ГПа. При расчетах коэффициент трения варьировался в пределах от 0,1 до 0,33.

Подвод энергии от источника тепла q , возникающего за счет работы сил трения, определялся из выражения для безразмерного параметра теплоты сгорания Q :

$$Q = \frac{q\kappa}{\lambda} \cdot \frac{\alpha}{A}$$

Если исключить действие источника тепла w , возникающего при растрескивании материала в пятне контакта (в случае $\frac{\alpha}{A} \cong 1$), оценка уровня безразмерного параметра теплоты сгорания Q с учетом разброса теплофизических характеристик приводит к следующим значениям:

$$Q \cong \frac{q_k}{\lambda} = 1,7 \div 1,8$$

при следующих условиях: $\frac{k}{\lambda} = \frac{3,78 \cdot 10^{-7}}{0,7} = 5,4 \cdot 10^{-7}$, $\frac{k}{\lambda} = \frac{2,89}{5,26} \cdot 10^{-7} \cong 0,5 \cdot 10^{-7}$;

отклонение $\frac{k}{\alpha}$ меняется на порядок.

Используя зависимость величины теплового потока q от скорости динамического контакта осколков пород v [м/с], т. е. $q = v \cdot 0,5 \cdot 0,1 \cdot 7 \cdot 10^8$, получим для двух скоростей динамического контакта:

$$q = \begin{cases} 3,5 \cdot 10^7 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^2 \text{сек}} & \text{при } v = 1 \frac{\text{м}}{\text{сек}} \\ 3,5 \cdot 10^8 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^2 \text{сек}} & \text{при } v = 10 \frac{\text{м}}{\text{сек}} \end{cases}$$

При растрескивании материала в поверхностном слое пятна контакта в уравнении теплопроводности (4.4) необходим учет мощности тепловыделения

w , представляемый в виде $\frac{w}{c\rho} = A e^{-\alpha y}$. Поскольку тепловой эквивалент

мощности диссипированной энергии определяется как $w = \rho c \frac{\Delta T}{\Delta t}$, коэффициент

A в уравнении теплопроводности соответствует величине $A = \frac{\rho c}{\rho c \Delta t_K} \left[\frac{K}{\text{сек}} \right]$, где Δt – характерное время контакта. Для температурного перепада $\Delta T \approx 10\text{К}$

коэффициент A мал, источник тепла $\frac{w}{c\rho}$, работающий в тонком слое (до 100 мкм) практически не влияет. Таким образом, разогрев контактной

поверхности зависит лишь от уровня теплового потока q , в свою очередь зависящего от времени контактного взаимодействия осколков Δt_k :

$$\Delta t_k = \begin{cases} 10^{-4} \text{ сек} & \text{при } v = 1 \frac{\text{м}}{\text{сек}} \\ 10^{-5} \text{ сек} & \text{при } v = 10 \frac{\text{м}}{\text{сек}} \end{cases}$$

Оценка отношения $\frac{\alpha}{A}$ при $\alpha x \cong 4 \div 4,5$ (99 % энергии выделяется в слое) и $y = 100 \div 200 \cdot 10^{-6} \text{ м}$, $\alpha = 4 \div 10 \cdot 10^4 \text{ 1/м}$ приводит к величинам $\frac{\alpha}{A} = \frac{4 \div 4,5 \cdot 10^4 \cdot (10^{-4})}{\Delta T} \cong 0,1 \div 1$, если скорости встречи частей пород по нормали достаточно малы. Для других значений скоростей соударений частей пород получим:

$$\frac{\alpha}{A} = \begin{cases} 4 \div 4,5 \cdot 10^{-3} & \text{при } v = 1 \frac{\text{м}}{\text{сек}} \text{ и } \Delta T = 10^3 \text{ К} \\ 4 \div 4,5 \cdot 10^{-4} & \text{при } v = 10 \frac{\text{м}}{\text{сек}} \text{ и } \Delta T = 10^3 \text{ К} \end{cases}$$

С учетом того, что реальное время определяется как $t = \tau t_*$, для времени t_* и параметра U_* получим:

$$t_* = \frac{1}{\kappa \alpha^2} \cong \frac{1}{3,8 \cdot 10^{-7} \cdot (4 \div 4,5)^2 \cdot 10^{10}} \cong \frac{1}{8 \cdot 10^4} = 1,2 \cdot 10^{-5}$$

$$U_* = A t_* = \frac{A}{\kappa \alpha^2} \cong \frac{1}{\kappa \alpha} \cong 2 \div 5 \cdot 10^2 \text{ (при } \frac{\alpha}{A} \cong 1)$$

Результаты расчетов показывают следующую оценку изменения температур: при скорости взаимного смещения пород до 1 м/сек изменение температуры контактной поверхности возможно от 100 до 650 °С; при скорости взаимного смещения пород до 10 м/сек, температура пятна контакта может изменяться в пределах от 200 °С до температуры плавления горных пород (более чем 1300 °С).

Обобщая приведенные выше выкладки, приходим к выводу, что для скоростей взаимного смещения осколков пород при их динамическом контакте в диапазоне от 1 до 10 м/с температура пятна может достичь температуры плавления за время 10^{-4} - 10^{-5} с при толщине деформированного слоя от 100 до 200 мкм.

Заметим также, что более строго температуру физической поверхности контакта можно оценить из решения двумерной или трехмерной задачи нестационарной теплопроводности для случая фрикционного динамического взаимодействия осколков горных пород.

4.3. Исследование изменения температуры поверхностей контакта частей горных пород в результате их ударного фрикционного взаимодействия в двумерной постановке нестационарной задачи теплопроводности и упругости

Особенности реализации модели фрикционного динамического взаимодействия частей горных пород в пакете ANSYS MECHANICAL заключаются в рассмотрении связанной задачи термоупругости. При этом вначале решается задача деформирования соударяющихся блоков (используются законы теории малых упругопластических деформаций), затем рассматривается следующее физическое явление – нагрев и остывание блоков (используются законы термодинамики), как это описано в главе 2.

Рассмотрим стадии процесса нагрева и деформирования двух образцов – блоков горных пород при их динамическом контакте за счет сил трения при различных теплофизических и физико-механических характеристиках материала массива. При этом для каждого блока проведем анализ эволюции полей напряжений и температур во времени.

Решение задач в двумерной постановке осуществим методом конечных элементов для нелинейного сопряженного (тепло – деформирование) фрикционного анализа с использованием полного метода Ньютона – Рафсона. Геометрическая модель состоит из двух прямоугольных блоков, стоящих один над другим (рисунок 4.1).

Нижний образец фиксируется своей нижней гранью и является неподвижным, а верхний образец скользит по поверхности нижнего образца вдоль его длинной стороны. Верхний образец не зафиксирован, все его точки движутся с некоторой постоянной скоростью, которая в расчетах варьируется. Для задания параметров фрикционного скольжения между образцами создается контакт закрытый и скользящий, без взаимного проникновения. Коэффициент трения варьируется.

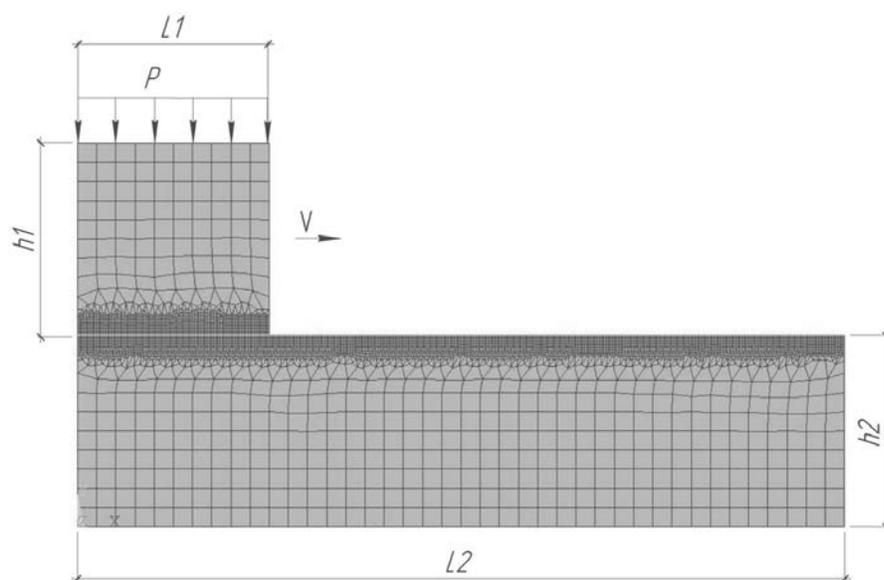


Рисунок 4.1 – Геометрия взаимодействующих образцов и их дискретизация на конечные элементы

На верхнюю грань верхнего образца прикладывается постоянное давление, имитирующее силу ударного взаимодействия образцов пород, которое в расчетах также варьируется.

Материал образцов изотропный и упругий. При расчетах для модели материала образцов используются средние физико-механические и теплофизические параметры горных пород: $E = (7,5 \div 10) \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$ – модуль упругости; $\rho = (1,5 \div 3,5) \cdot 10^2 \text{ кг/м}^3$ – удельная плотность; – коэффициент линейного температурного расширения; $\mu = (0,1 \div 0,45)$ – коэффициент Пуассона; $\lambda(T) = a + b(T - d)$ – коэффициент трения, зависящий от температуры, где a , b , d – теплофизические параметры, определяются экспериментально; $K_x = (2,6 \div 7,6) \frac{\text{Вт}}{\text{°С}\cdot\text{м}}$ – коэффициент теплопроводности; $c = (0,7 \div 1,3) \cdot 10^3 \frac{\text{Дж}}{\text{кг}\cdot\text{°С}}$ – коэффициент теплоемкости.

Для базового расчета приняты следующие физико-механические и теплофизические характеристики материалов блоков (кварцит): $E = 8 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$ – модуль упругости; $\rho = 3,0 \cdot 10^2 \text{ кг/м}^3$ – удельная плотность; $\alpha = 5 \cdot 10^{-6} \frac{1}{\text{°С}}$ – коэффициент линейного температурного расширения; $\mu = 0,25$ – коэффициент Пуассона; $K_x = 5,0 \frac{\text{Вт}}{\text{°С}\cdot\text{м}}$ – коэффициент теплопроводности; $c = 10^3 \frac{\text{Дж}}{\text{кг}\cdot\text{°С}}$ – теплоемкость материалов блоков; $\lambda(T) = a + b(T - d)$ – коэффициент трения.

Коэффициент трения до температуры нагрева пятна контакта 200 °С принят постоянным и равным $\lambda = 0,3$. До значений температуры 1000 °С изменение коэффициента трения следует линейному закону:

$$a = 0,3; b = 2,5 \cdot \frac{10^{-4}}{\text{°С}}; d = 200 \text{ °С},$$

а при температуре выше 1000 °С остается постоянным, равным $\lambda = 0,5$.

Размеры блоков имеют следующие параметры (рисунок 4.1):

– верхний – $h1 \times l1 = 0,03 \times 0,03$ м;

– нижний – $h2 \times l2 = 0,03 \times 0,12$ м.

Начальные и граничными условия:

$T(x, y) = T_0(x, y) = 20,0$ °С в объеме блоков – начальное условие;

$K_x \frac{\partial T}{\partial x} l_x + K_y \frac{\partial T}{\partial y} l_y + q + h(T - T_\infty) = 0$ – на свободной границе тела,

где l_x, l_y – направляющие косинусы вектора нормали к поверхности; $h(T - T_\infty)$ – закон охлаждения Ньютона; h – коэффициент теплообмена; $T_\infty = 20,0$ °С – температура окружающей среды.

Рассматривая динамику взаимодействия кусков горных пород, примем скорость соударения блоков по нормали к поверхности нижнего блока, равную $V_B = 5$ м/с; скорость скольжения блоков относительно друг друга не изменяется во времени и равна $V = 10$ м/с. При этом скорость сближения блоков до их удара по касательной составляет 11,2 м/с, что соответствует падению верхнего блока на неподвижный нижний блок с высоты 6,3 м, при этом время движения верхнего блока по нижнему составляет 9 мс.

В этом случае в момент удара величину контактного давления между блоками (верхний блок принимается в виде куба со стороной 0,03 м; нижний блок принимается в виде параллелепипеда с размерами 0,03×0,12×0,03 м) оценим по зависимостям (2.8).

$N_c = G = \rho W = 2500 \times (0,03 \times 0,03 \times 0,03) = 0,081$ кг–вес верхнего блока.

$\delta_c^B = \frac{N_c l}{EF} = \frac{0,081 \times 0,03}{8 \times 10^9 \times 0,03 \times 0,03} = 0,34 \cdot 10^{-9}$ м – осадка верхнего блока.

Экспертную оценку осадки δ_c^H нижнего блока получим, рассматривая глубину проникновения штампа δ_c в полупространство (взаимодействие цилиндрического штампа радиусом $a = l_1$ с упругим полупространством, см. пункт 2.2). При этом получим:

$\delta_c^H = \frac{N_c}{2l_1 E^*} = \frac{0,081}{2 \times 0,03 \times 17,1 \times 10^9} = 0,079 \times 10^{-9}$ м.

Принимая значение $\delta_c \approx (\delta_c^H + \delta_c^B) \cdot 10^{-9} = 0,42 \cdot 10^{-9} \text{ м}$ величина динамического давления $P = \sigma_d$ между ударяемыми блоками (рисунок 4.1) определится из выражения (2.12):

$$P = \sigma_c \frac{V_B}{\sqrt{(1+\beta)g\delta_c}} = 90 \frac{5}{\sqrt{3 \times 10 \times 0,42 \times 10^{-9}}} = 4,0 \cdot 10^5 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2},$$

$$\text{где } \sigma_c = \frac{N_c}{F} = \frac{0,081}{0,03 \times 0,03} = 90 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}, \beta = \alpha \frac{G_1}{G_2} = 0,5 \frac{0,03 \times 0,03 \times 0,12}{0,03 \times 0,03 \times 0,03} = 2.$$

Вместе с тем будем иметь в виду, что уровень динамических нагрузок во избежание разрушения не должен превосходить предела прочности материала на сжатие (например, для песчаника $\sigma_{сж} \approx (1,22 \div 2,20) \cdot 10^7 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}$).

Результаты расчетов эволюции температурного поля в объеме блоков вследствие фрикционного трения показаны на рисунке 4.2 для фиксированных моментов времени $t_1 = 0,9 \text{ мс}$, $t_2 = 4,5 \text{ мс}$ и $t_3 = 9 \text{ мс}$ движения верхнего блока по нижнему.

Анализ результатов расчетов показывает, что наибольшему прогреву подвержен верхний блок как имеющий меньшую площадь пятна контакта (в четыре раза) и подвергающийся непрерывному нагреву во время всего процесса фрикционного трения. При этом максимальный размер прогрева верхнего блока на момент времени 9 мс движения составляет $\Delta_B \approx 0,0007 \text{ м}$, а нижнего – $\Delta_H \approx 0,00034 \text{ м}$ (рисунок 4.3). Более детальный анализ распределения температуры вдоль поверхностей блоков представлен на рисунках 4.4–4.5.

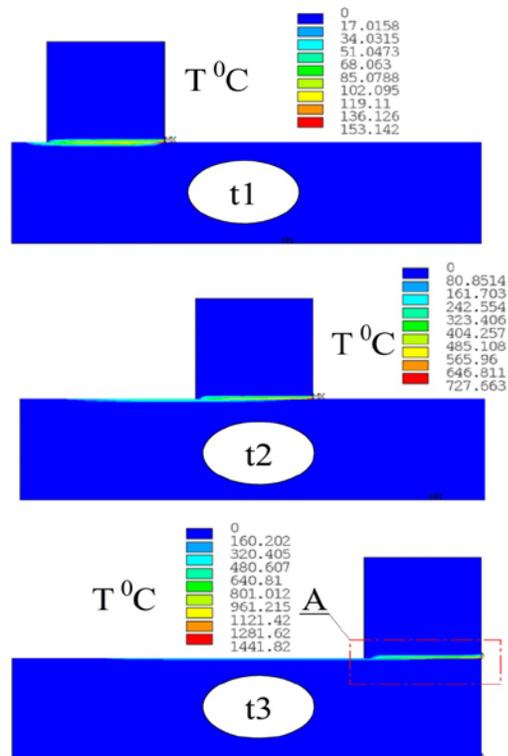


Рисунок 4.2 – Изолинии температурного поля в блоках для трех позиций движения верхнего блока относительно нижнего

На рисунке 4.7 показан фрагмент «А» из рисунка 4.2 для финальной части движения верхнего блока по нижнему.

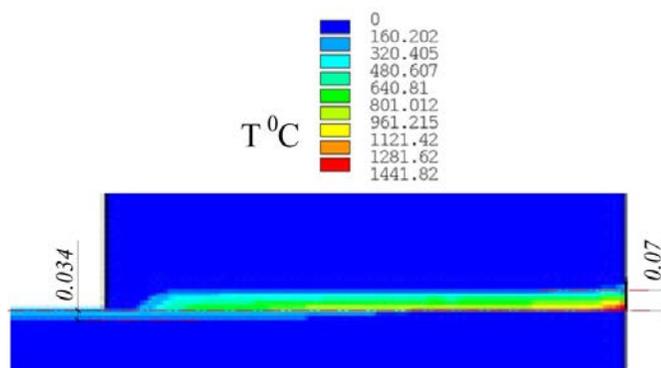


Рисунок 4.3 – Глубина прогрева блоков (см) в результате фрикционного трения (фрагмент «А» из рисунка 4.2)

Из литературных источников известно, что для большинства пород при их нагревании жидкая фаза начинает появляться при температуре 1100–1150 °С, при 1200 °С основная масса породы (до 90 %) переходит в расплавленное состояние, а при 1300 °С большинство составов полностью расплавляется.

Как и следовало ожидать, для принятых в расчет исходных данных, плавление верхнего блока начинается с правой оконечности контактной поверхности. Линейный размер зоны плавления имеет протяженность $\approx 0,3$ см на момент времени 9 мс фрикционного трения.

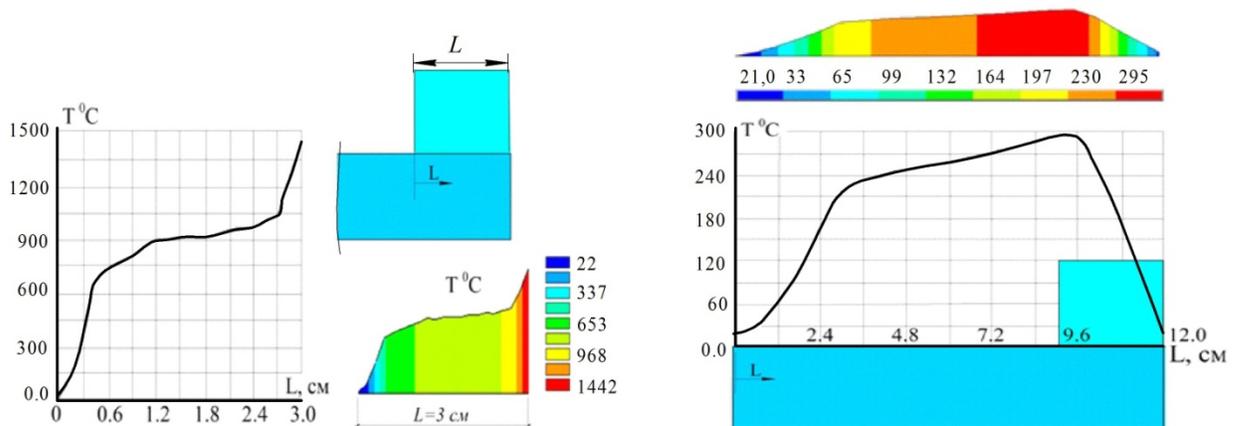


Рисунок 4.4 – График и эпюра изменения температуры вдоль линии контакта верхнего блока а) и нижнего блока б) для финальной части его движения ($t = 9$ мс)

Уровень и изменение величины контактного давления между блоками показан на рисунке 4.5 для трех положений верхнего блока, соответствующих фиксированным моментам времени $t_1 = 0,9$ мс, $t_2 = 4,5$ мс и $t_3 = 9$ мс (слева направо) движения верхнего блока.

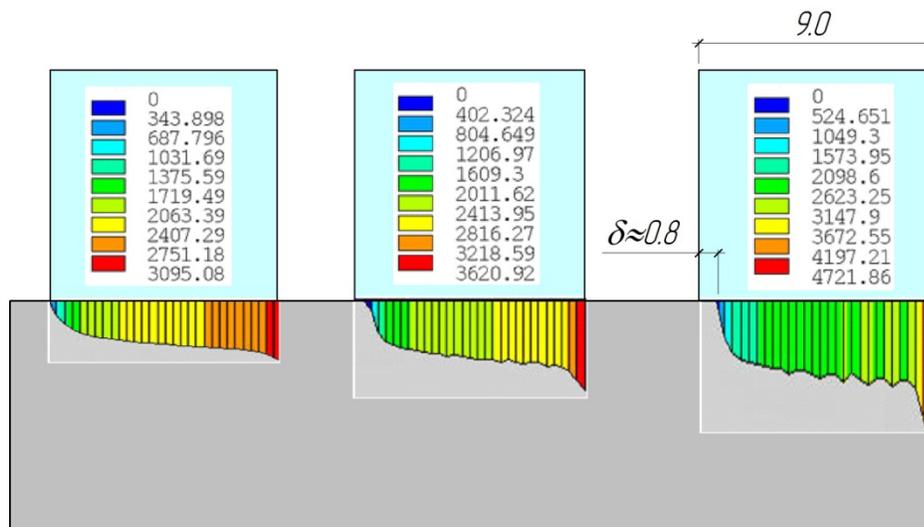


Рисунок 4.5 – Эпюры изменения контактных давлений ($10^3 \cdot \text{кг/м}^2$) между блоками в процессе фрикционного трения

Анализ деформирования блоков при фрикционном трении показывает частичный отрыв левого края верхнего блока от нижнего, причем с увеличением времени движения зазор, начиная от левого края блока, увеличивается. Об этом же свидетельствуют эпюры контактного давления – в образующемся зазоре контактное давление отсутствует. Для теплофизических и физико-механических параметров блоков, принятых в расчет, протяженность зазора для финальной части движения верхнего блока ($t_3 = 9$ мс) соответствует величине $\delta \cong 0,8$ см (рисунок 4.5).

Неравномерность контактного давления между парами и возможное образование частичного зазора между блоками меняет картину фрикционного трения: уменьшается пятно контакта между блоками; увеличивается среднее контактное давление, и, как следствие, увеличиваются температура на площадке контакта и глубина прогрева. Более того, в соответствии с законом Амотона – Кулона увеличивается сила трения между блоками, увеличивается плотность теплового потока, генерируемая на пятне контакта и, значит,

мощность тепловыделения (полное количество тепла, проходящее через пятно контакта за время контакта).

Теперь рассмотрим временной процесс охлаждения блоков после их взаимодействия. При решении этой задачи рассматривался переходный процесс нестационарной теплопроводности для различных времен охлаждения блоков, без какой либо нагрузки на верхний блок. В качестве начальных условий использовались значения температур в узлах сетки конечных элементов, полученные для финальной части фрикционного трения на момент времени $t_3 = 9$ мс.

На рисунке 4.6 показаны результаты расчета распределения поля температур в блоках через одну секунду после завершения процесса движения верхнего образца по нижнему.

На рисунке 4.7 показано изменение максимальной температуры в результате эволюции температурного поля верхнего блока во времени при охлаждении.

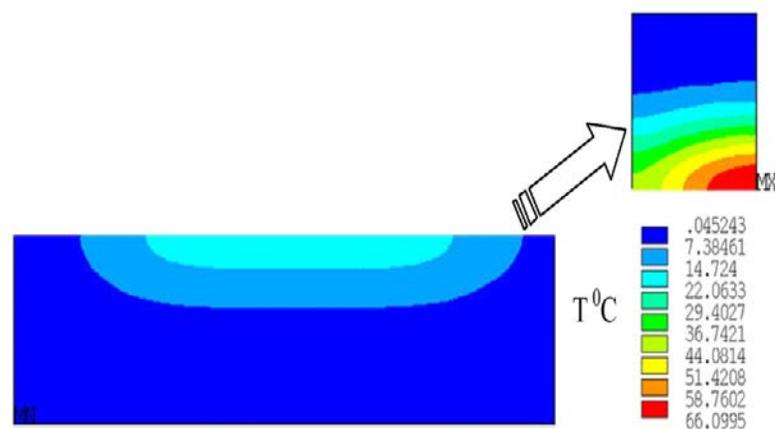


Рисунок 4.6 – Изолинии поля температур при охлаждении блоков в конце первой секунды

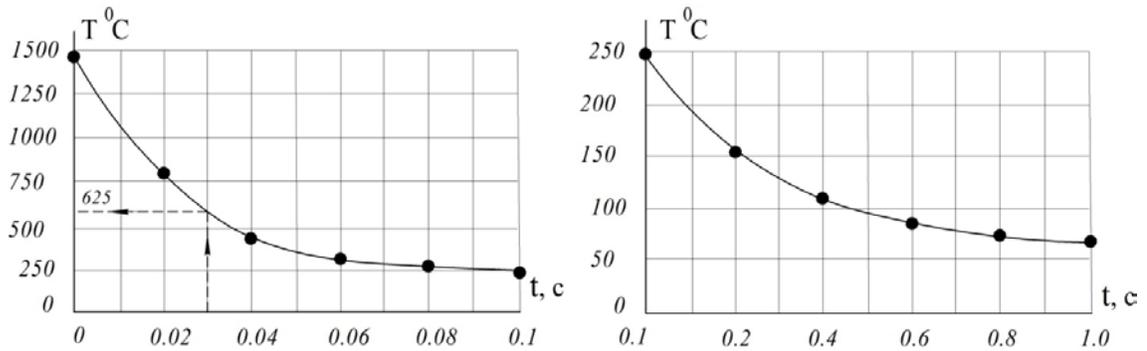


Рисунок 4.7 – Изменение максимальной температуры при охлаждении поверхности контакта верхнего блока во времени

Рассматривая вероятность первоначального воспламенения МВС для случая сочетаний теплофизических и механических характеристик, принятых в настоящем исследовании для базового расчета, воспользуемся расчетными значениями мощности выделяемой тепловой энергии при движении верхнего блока по нижнему для времен фрикционного трения $t_1 = 0,9$ мс, $t_2 = 4,5$ мс и $t_3 = 9$ мс:

$$Qt_1 = 3,6 \text{ Дж/с,}$$

$$Qt_2 = 4,2 \text{ Дж/с,}$$

$$Qt_3 = 5,5 \text{ Дж/с.}$$

При этом количество тепла, расходуемое на нагрев объема МВС, найдется из выражения $Q = Qt_i \cdot t_{\text{и}}$, где $t_{\text{и}}$ – время прогрева смеси.

Возможность воспламенения МВС оценивается критерием (2.29) при условии прогрева объема смеси в течение времени (период индукции) не менее $t_{\text{и}} = 110$ мкс ($110 \cdot 10^{-6}$ с).

Тогда в соответствии с выражением для выделяющейся тепловой энергии (количество тепла) получим:

$$Q(t_1) = 3,6 \cdot 110 \cdot 10^{-6} = 396 \cdot 10^{-6} \text{ Дж} = 0,396 \text{ мДж;}$$

$$Q(t_2) = 4,2 \cdot 110 \cdot 10^{-6} = 462 \cdot 10^{-6} \text{ Дж} = 0,462 \text{ мДж;} \quad (4.13)$$

$$Q(t_3) = 5,5 \cdot 110 \cdot 10^{-6} = 605 \cdot 10^{-6} \text{ Дж} = 0,605 \text{ мДж.}$$

Имея в виду критерий (2.29) и предельное значение минимального количество тепла, необходимого для самовоспламенения метановоздушной смеси при стандартных атмосферных условиях (4.3), т. е. $[Q_{кр}] = 0,287 \text{ мДж}$, из выражений (4.13) следует, что при определенных сочетаниях теплофизических и механических характеристик массива горных пород фрикционное трение может вызвать воспламенение МВС, поскольку $Q(t_i) > [Q_{кр}]$.

Заметим, что значения для тепловой энергии (4.13) получены для скорости взаимного смещения образцов, равной $V = 10 \text{ м/с}$.

Однако, в связи с тем, что источник тепла при фрикционном трении имеет линейную зависимость от скорости взаимного смещения образцов (см. выражение 2.7), соотношения (4.13) возможно нормировать по скорости смещения, т. е.:

$$\begin{aligned} \bar{Q}(t_1) &= Q(t_1) / V = 0,0396 \text{ мДж} \cdot \text{с/м}; \\ \bar{Q}(t_2) &= Q(t_2) / V = 0,0462 \text{ мДж} \cdot \text{с/м}; \\ \bar{Q}(t_3) &= Q(t_3) / V = 0,0605 \text{ мДж} \cdot \text{с/м}; \end{aligned} \quad (4.14)$$

Воспользовавшись выражениями (4.14), можно дать оценку минимальной скорости взаимного смещения образцов пород, при которой возможно воспламенение МВС:

$$\bar{Q}(t_i) \cdot V_{\text{мин}} \geq [Q_{кр}]$$

или

$$V_{\text{мин}} \geq [Q_{кр}] / \bar{Q}(t_i).$$

Используя значения (4.14), найдем $V_{\text{мин}} \geq (4,7 \div 7,2) \text{ м/с}$.

Откуда следует, что для воспламенения МВС, при пути трения образцов, равном 0,03 м, средняя скорость взаимного смещения образцов должна составлять не менее 7,2 м/с, при пути трения 0,09 м скорость взаимного смещения должна составлять не менее 4,7 м/с.

Общий детальный анализ рассматриваемой задачи осложнен из-за многопараметричности самой проблемы.

Учет и рассмотрение сочетаний достаточно большого числа возможных случаев для произвольных данных физико-механических и теплофизических параметров горных пород, скорости соударения и скорости относительного скольжения блоков не представляется возможным.

В этой связи рассмотрим некоторые из частных случаев изменения кинематических, физико-механических и теплофизических параметров горных пород, влияющих на максимальную температуру, возникающую в результате действия трибологического источника тепла в зоне фрикционного динамического контакта горных пород.

На рисунке 4.8 представлены расчеты максимальных значений температуры из зоны контакта при различных скоростях движения верхнего блока по нижнему.

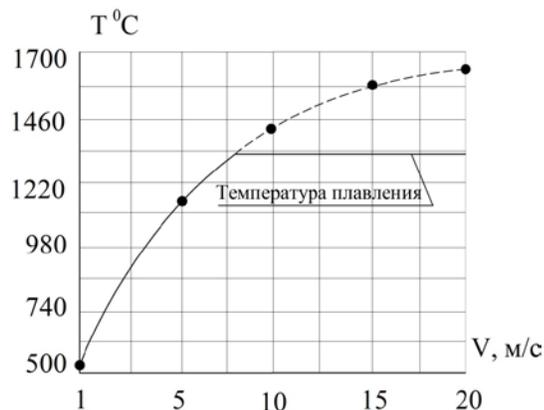


Рисунок 4.8 – Влияние скорости движения верхнего блока на максимальную температуру в зоне контакта

Анализ изменения максимального значения температуры показывает уменьшение градиента изменения температуры с возрастанием скорости скольжения верхнего блока. Так, увеличение скорости скольжения верхнего

блока с 10 м/с до 15 м/с приводит к относительному увеличению температуры до 8 %, при увеличении скорости с 15 м/с до 20 м/с относительное увеличение температуры не превышает 3 %.

С целью общего анализа предполагаемого изменения температуры на контактных поверхностях блоков ограничения по максимально возможным значениям температур горных пород в модели фрикционного трения не задавались. Вместе с тем, полагая, что повышение температуры на контактной поверхности не может превосходить значения температуры плавления массива (≈ 1300 °С), в рассматриваемом случае можно утверждать, что температура плавления породы начинается с правого края малого блока при скорости взаимного смещения начиная с ~ 8 м/с, причем скорость взаимного смещения блоков на величину более чем 10 м/с оказывает не существенное влияние на изменение максимальных значений температуры в зоне контакта (перегревом массива пренебрегаем).

Далее, рассматривая зависимость максимальных значений температуры в зоне контакта блоков от коэффициентов трения, примем значения коэффициентов трения, характерные для горных пород, полагая при этом различные значение параметра «а» в уравнении для коэффициента трения, как это показано в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Влияние величины коэффициентов трения на уровень максимальных температур в зоне контакта блоков пород

a	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5
T, °С	324,8	770,8	>1300	>1300	>1300
$l_{\text{п}}$, см	-	-	0,3	0,9	2,1

При расчетах скорость встречи блоков и скорость взаимного относительного перемещения блоков составляли 5 м/с и 10 м/с соответственно.

В таблице 4.6 приведена также оценка протяженности $l_{\text{п}}$ области контактной поверхности массива, перешедшая в расплавленное состояние. Критерием плавления массива служила температура контактной поверхности, превышающая 1300°C.

Исследуя зависимость максимальных значений температуры в зоне контакта блоков от теплоемкости материала, рассмотрим диапазон возможного изменения теплоемкости песчаника крепкого:

$$c = (1,3 \div 3,5) \frac{\text{Дж}}{\text{кг}^\circ\text{C}}.$$

В таблице 4.7 представлены результаты расчетов температуры в зоне контакта блоков в зависимости от теплоемкости материала.

Таблица 4.7 – Зависимость максимальных температур в зоне контакта от уровня теплоемкости материала блоков

$c, \frac{\text{Дж}}{\text{кг}^\circ\text{C}}$	1,3	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5
$T, ^\circ\text{C}$	2381,1	1986,6	1441,8	1148,8	960,1	827,1

В заключение дадим оценку характера изменения значений температур в пятне контакта при изменении общих физико-механических и теплотехнических характеристик горных пород.

Результаты соответствующих расчетов и их анализ показывают:

– увеличение модуля упругости материала приводит к увеличению значений температур в зоне контакта пары;

– увеличение плотности материала приводит к уменьшению значений температур;

- при увеличении коэффициента теплопроводности фрикционная температура уменьшается;
- увеличение коэффициента трения приводит к увеличению температуры;
- увеличение теплоемкости материала уменьшает температуру в зоне контакта;
- увеличение скорости при динамическом взаимодействии образцов приводит к увеличению температуры;
- увеличение контактного давления при динамическом взаимодействии кусков горных пород увеличивает фрикционную температуру.

Выводы по главе 4

1. Численными экспериментами установлено:

- Для воспламенения метановоздушной смеси взрывоопасной концентрации объем прогретой смеси должен составлять не менее $9 \cdot 10^{-10} \text{ м}^3$. При этом уточнена минимальная энергия воспламенения, соответствующая величине 0,287 мДж при минимальной длительности действия, равной 110 мкс.
- Экспертные оценки показывают, что в результате фрикционного трения осколков горных пород искровое воспламенение МВС возможно при возникновении термических потоков от раскаленных частиц в облако взрывчатого газа, уровень которых зависит от теплофизических и физико-механических свойств разрушенного массива.

2. Экспертная оценка температуры физического пятна контакта показывает, что в результате фрикционного взаимодействия кварцесодержащих осколков горных пород при их относительном смещении со скоростями от 1 до 10 м/с температура поверхности пятна контакта может возрасти до уровня температуры плавления за время 10^{-4} - 10^{-5} с.

3. Разработана и реализована методика численной модели нелинейного трибологического источника тепла в зоне фрикционного динамического контакта горных пород. Решение задач осуществляется методом конечных элементов для нелинейного сопряженного (тепло+деформирование) фрикционного анализа с использованием полного метода Ньютона – Рафсона. При решении задач используются программы, написанные нами на алгоритмическом языке APDL в виде макросов, дополняющих программный комплекс ANSYS на случай воздействия на облако взрывчатого газа изменяющихся во времени температурных полей, возникающих при трении частей горного массива относительно друг друга с различными скоростями.

4. Для различных физико-механических и теплофизических характеристик горных пород исследована эволюция температурных полей в пятнах контакта образцов при их фрикционном динамическом взаимодействии, и установлено, что:

- увеличение модуля упругости материала приводит к увеличению значений температур в зоне контакта пары;
- увеличение плотности материала приводит к уменьшению значений температур;
- при увеличении коэффициента теплопроводности фрикционная температура уменьшается;
- увеличение коэффициента трения приводит к увеличению температуры;
- увеличение теплоемкости материала уменьшает температуру в зоне контакта;
- увеличение относительной скорости скольжения при динамическом взаимодействии образцов приводит к увеличению температуры; увеличение контактного давления при динамическом взаимодействии кусков горных пород увеличивает фрикционную температуру.

5. Численными экспериментами установлена возможность существования критических комбинации физико-механических и теплофизических параметров горных пород, когда трибологический источник тепла может привести к воспламенению пылеметановоздушной смеси.

7. Разработанные методики и программное обеспечение для ЭВМ с целью оценки уровня и распространения нестационарных температурных полей, возникающих при динамическом взаимодействии осколков горных пород, обнаруживают свою гибкость, потенциальную пригодность и могут служить для экспертных многовариантных оценок уровня опасности в условиях ведения горных работ при различных технологических и горно-геологических условиях.

ГЛАВА 5. ИССЛЕДОВАНИЯ ПРЕДЕЛЬНЫХ СОСТОЯНИЙ И ХАРАКТЕРА РАЗРУШЕНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ ВОКРУГ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК КАК ФАКТОРА ЗАРОЖДЕНИЯ ВСПЫШЕК ПЫЛЕ- И МЕТАНОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ

Следуя идее, цели и задачам настоящей работы в главе проводятся исследования разрушений горного массива у очистных забоев и сопряженных с ним выработок как источника фрикционной и электрической опасности разделяющихся при разрушении частей горных пород. При этом выяснение местоположения опасных зон у обнажений – зон, в которых начинается растрескивание и лавинообразное обрушение пород в пространстве и времени, позволит на качественном уровне рассмотреть нетрадиционный аспект причин инициирования начального внезапного возгорания рудничных газов.

Призабойная часть пласта всегда находится под действием повышенного горного давления, которое инициирует трещинообразование, приводящее к уменьшению прочностных свойств массива [180]. Сегодня ни у кого из ученых не вызывает сомнений, что зарождение взрывного процесса в глубине массива и на его поверхности является следствием электростатических разрядов в дефектах (трещинах) и микровзрывах [116, 181].

Вместе с тем механизм накопления электрических зарядов на берегах трещин до уровня пробивной напряженности нуждается в дальнейших исследованиях. В связи с этим нами делается попытка в несколько ином, нетрадиционном аспекте представить механизм накопления зарядов на поверхности разрушающихся частей массива, источником которых названы пьезоэлектрические свойства горных пород. При этом оказывается необходимым обратить пристальное внимание на деформирование массива, на зарождение и развитие дефектов, на детализацию начальной стадии

разрушения угля и пород у обнажений и на развитие разрушений во времени при ведении горных работ.

5.1. Расчетные схемы и условия нагружений в задачах оценки напряженного состояния массива пород у обнажений и выработок

При анализе горнотехнической обстановки с точки зрения проявлений горного давления в общем случае необходим типовой набор исходных данных, служащих для адекватного представления моделируемой и реальной ситуации, по крайней мере, в изучаемом районе шахтного поля.

К такому набору исходных данных относится выбор расчетных схем задач, восходящий к анализу выкопировок планов горных работ по пластам, планы вертикальных разрезов горного массива вкрест простирания и по восстанию отработываемого пласта, получаемые по данным геологоразведки. Необходим предварительный анализ структуры и строения пласта угля и вмещающих пород с использованием стратиграфических колонок, данных лабораторных механических испытаний пород, служащих для установления физико-механических свойств массива.

Следует заметить, что выбор необходимых данных для модели представляет собой сложную задачу, решение которой зачастую отдается на откуп расчетчику, зависит от его навыков, опыта и исследовательского инструмента. Вместе с тем каждое из принимаемых решений должно иметь качественное и/или количественное обоснование.

Рассмотрим некоторые основные, базовые представления относительно одной из основных задач моделирования – выбор расчетных схем для анализа и оценок проявлений горного давления.

При геомеханических расчетах часто внешняя граница расчетной схемы задачи относится на бесконечно большое расстояние от контура выработки с

тем, чтобы исключить ее влияние на величину концентрации напряжений у обнажения. В этой связи рассмотрим вопрос о представительности расчетной схемы (рисунок 3.11) с точки зрения выбора минимально допустимого расстояния внешней границы расчетной схемы от границы выработки.

Решение этой задачи сведем к оценке влияния радиуса b на напряженное состояние на контуре выработки в зависимости от параметра $m = a/b$ при неизменных условиях нагружения массива.

В качестве критерия воспользуемся условием прочности массива (3.18). При этом решение задачи будет корректным, если оценку влияния радиуса b на напряженное состояние у контура выработки оценивать по разности напряжений $\sigma_i = (\sigma_t - \sigma_r)$.

Вначале рассмотрим правила выбора параметров расчетной схемы для случая линейно-упругого поведения массива пород.

В таблице 5.1 приведены результаты сопоставлений рассчитанных напряжений $(\sigma_t - \sigma_r)$ на контуре круговой выработки по соотношениям (3.42) в зависимости от значений параметра m с величиной напряжений $(\sigma_t - \sigma_r)$, рассчитанной для случая бесконечно удаленной внешней границы, т. е. при $b \rightarrow \infty, m \rightarrow 0$.

Расчеты проведены для следующих условий нагружений и геометрических параметров расчетной схемы (рисунок 3.11): $a = 2$ м; $q_1 = 2$ МПа, $q_2 = 10$ МПа. Для случая бесконечно удаленной внешней границы на контуре круговой выработки реализуются напряжения величиной $(\sigma_t - \sigma_r) = 16,0$ МПа. В таблице 5.1 величина δ представляет собой относительную погрешность между напряжениями на контуре выработки, рассчитанными для некоторых фиксированных значений параметра m в сравнении с напряжениями для случая бесконечно удаленной внешней границы.

Таблица 5.1 – К оценке представительности расчетной схемы для круговой выработки

m	$(\sigma_t - \sigma_r), \text{МПа}$	$\delta, \%$
0,4	19,04	16,0
0,25	17,42	8,15
0,22	16,83	6,5
0,2	16,66	4,0
0,1	16,16	1,0

Из таблицы 5.1 следует, что на расстояниях $b \geq 5a$ ($m = 0,2$) влияние круговой выработки на напряженное состояние нетронутого массива становится не существенным, отличается от него не более чем на 4 % относительной погрешности.

В связи с этим при расчетах НДС у выработок внешнюю границу расчетной схемы следует располагать на расстояниях, составляющих не менее чем пятикратный характерный размер выработки.

Далее рассмотрим решение задачи о представительности расчетной схемы (рисунок 3.11) с точки зрения репрезентативного выбора расстояния «b» внешней границы от границы выработки радиуса «a» для случая расчета НДС за пределами упругости.

Решение задачи за пределами линейной упругости проведено с использованием модели (3.46). Параметры диаграммы деформирования (3.45) приняты следующими:

$$m = 0,3; \sigma_T = 5,5 \text{ МПа}; \varepsilon_T = 0,01; D = 550 \text{ МПа}; \mu^* = 0,499,$$

где μ^* – коэффициент поперечной деформации.

Оценка влияния радиуса «b» на напряженное состояние контура выработки $(\sigma_t - \sigma_r)$ в зависимости от параметра $m = a/b$ при неизменных

условиях нагружения массива ($q_1 = 2$ МПа, $q_2 = 10$ МПа) при его работе за пределами упругости представлена в таблице 5.2.

При расчетах относительной погрешности δ , отражающей влияние параметра «b» расчетной схемы на напряженное состояние контура выработки, в качестве величины напряжений для случая бесконечно удаленной внешней границы примем значение $(\sigma_t - \sigma_r) = 9,25$ МПа, рассчитанное при $m = 0,02$ ($a = 2$ м, $b = 100$ м) по зависимостям (3.48), (3.49).

Из анализа таблицы 5.2 следует, что на расстояниях «b», больших, чем $b \geq 4a$ ($m = 0,25$), влияние круговой выработки на напряженное состояние массива становится несущественным, отличается не более чем на 5 % относительной погрешности от напряженного состояния нетронутого массива.

Таблица 5.2 – К оценке представительности расчетной схемы круговой выработки при работе материала за пределами упругости

m	$(\sigma_t - \sigma_r)$, МПа	δ , %
0,25	9,74	5,0
0,22	9,62	3,8
0,20	9,54	3,0
0,10	9,31	0,64

Сопоставление таблиц 5.1 и 5.2 показывает, что требования к удаленности внешней границы от выработки как от концентратора напряжений (параметра «b») при работе массива пород в пределах упругости более высокие, чем при работе того же массива за пределами упругости.

Приемы выбора расчетных схем вокруг очистных выработок рассмотрим на примере обрабатываемого угольного пласта угля Бреевского, очистной забой № 1735 шахты «Комсомолец» АО «СУЭК-Кузбасс».

Пласт Бреевский один из наиболее мощных и выдержанных пластов лицензионного участка. Отработка запасов угля пласта Бреевского ведется с 1958 г.

Для моделирования геомеханической обстановки у очистного забоя рассмотрим выкопировку из плана горных работ по пласту Бреевскому, очистной забой № 1735 (М 1:5000), и вертикальный разрез горного массива по данным скважины № 10237 (рисунок 5.1).

Пласт Бреевский залегает на глубине 405,5 метров в среднем в 15 метрах ниже пласта Надбреевского. Ниже пласта Бреевского залегают пласты Подбреевский и Толмачевский, соответственно в 5 и 50 метрах. На площади настоящего подсчета и вблизи нее пласт вскрыт 13 скважинами. В направлении с севера на юг участка пласт теряет свою мощность с 5,10 м (скв. 10302) до 1,98 м (скв. 10408). Пласт пологого падения. Гипсометрия пласта Бреевского в пределах участка слабоволнистая. Угол падения пласта по линии штреков изменяется от 1–20°. По данным геологоразведочных работ, по зарисовкам и пробам из горных выработок пласт угля Бреевский вблизи площади подсчета имеет мощность в среднем 2,9 м, пласт относительно выдержанный. Длина участка – 1510 м, ширина фронта – 218 м / 300 м. Системой разработки является длинный столб по простиранию с полным обрушением горных пород. Горные работы будут проводиться в угрожаемой по горным ударам зоне (более 230 метров).

Пласт Бреевский состоит из 2–3 разделенных прослоями алевролита угольных пачек в пределах контура столба, мощность которых изменяется от 0,04 до 0,40 м, крепостью по шкале Протоdjeяконова $f = 2–5$.

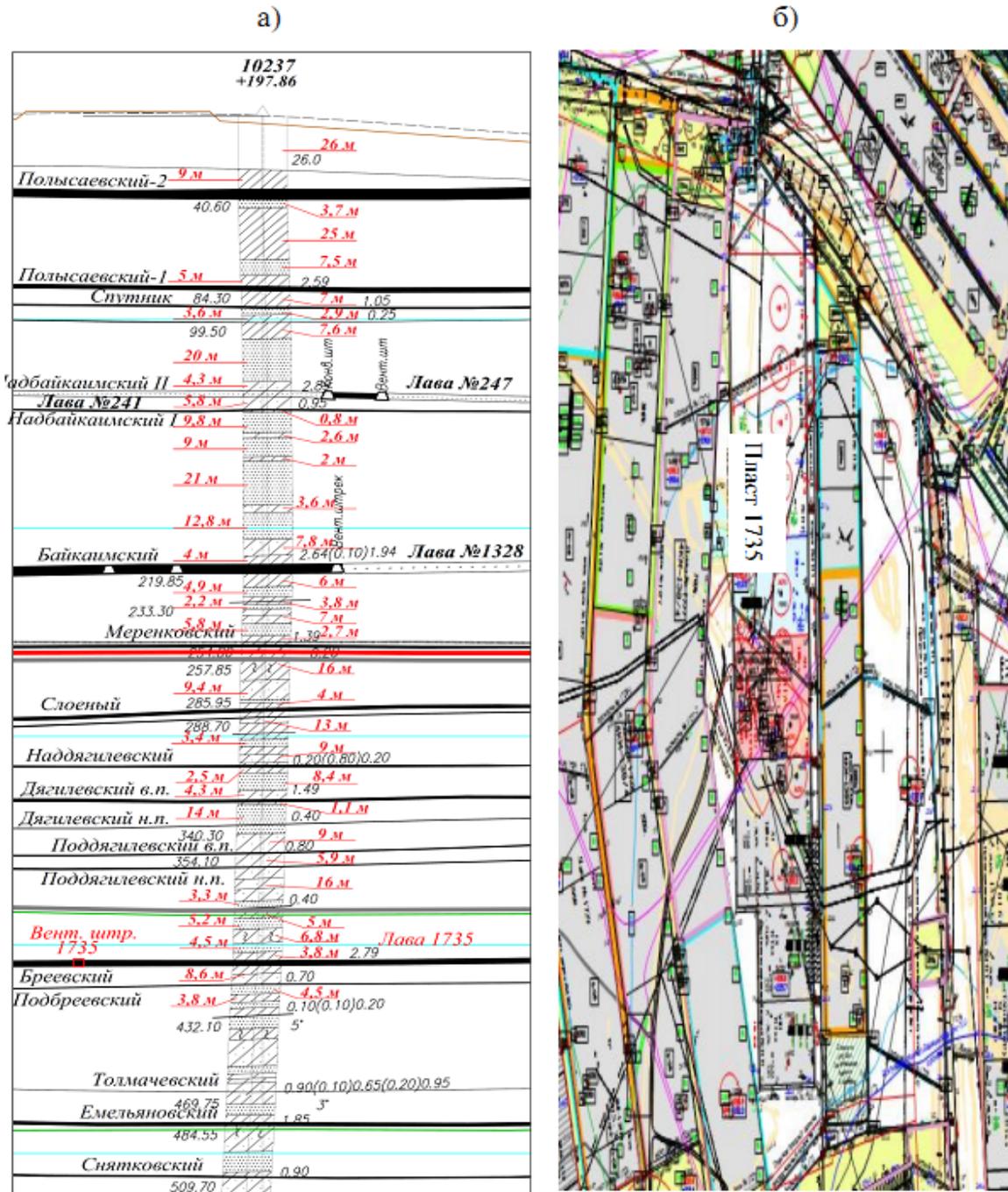


Рисунок 5.1 – Вертикальный разрез горного массива по данным скважины № 10237 вкрест простирания пласта Бреевского а) и выкопировка из плана горных работ по пласту – пласт Бреевский, очистной забой № 1735 (М 1:5000)

Пласт представлен блестящим углем с преобладанием компонентов группы витринита. Крепость угля $f = 1,5$. Непосредственно на контакте с

пластом повсеместно отмечается «ложная» кровля, представленная весьма неустойчивым мелкозернистым алевролитом, сильно трещиноватым, крепостью $f = 2-5$. Мощность ложной кровли изменяется от 0,10 м до 0,30 м, при средней – 0,20 м. Обрушается вслед за выемкой угля. Выше «ложной» кровли залегает алевролит мощностью 4–6 метра. Алевролит мелкозернистый, с частыми обуглившимися растительными остатками по наслоению. Временный предел прочности при одноосном сжатии $\sigma_{сж} = 30-40$ МПа (крепостью 3-4). Далее, выше алевролита, залегает «основная» кровля, сложенная двумя пачками мелкозернистого слабо трещиноватого песчаника, разделенного крупнозернистым алевролитом мощностью 6–10 метров, крепостью 5–6. Породы слабо трещиноватые. Выше «основной» кровли залегает пласт Надбреевский мощностью 0,4–1,0 м. Непосредственная почва пласта сложена трещиноватым мелкозернистым алевролитом мощностью до 8 м и крепостью $f = 4-5$.

Средняя скорость проходки выработок – 250–300 м/мес. Длительность смены – 6 часов, число смен – 4 в сутки.

Исходя из вышеизложенного, для принятой системы разработки, в соответствии с технологической документацией по пласту Бреевскому, для моделирования геотехнической обстановки у очистной выработки выбираем следующие геометрические и физико-механические параметры (таблица 5.3).

Горное давление (вертикальные напряжения), распределяемое в массиве горных пород, не зависит от механических характеристик напластований по вертикали, если по простиранию физико-механические характеристики имеют несущественные колебания. Однако в результате ранее проведенных отработок вышележащих пластов Надбайкаимского и Байкаимского (рисунок 5.1) зоны перехода обрушений к целику или к пласту вызывают появление зон повышенного горного давления и аномалии, которые передаются вплоть до дневной поверхности и в глубину массива (рисунок 5.2).

Таблица 5.3 – Общие сведения о свойствах массива пород у очистной выработки пласта Бреевского, очистной забой № 1735

Наименование показателя	Значение
Мощность пласта вынимаемая, м	2,9
Угол падения пласта, град.	0,0
Объемный вес угля, т/м ³	1,29
Непосредственная кровля пласта: алевролит, мощность, м	4,0–5,0
коэффициент крепости	5,5
Глубина разработки, м	300
Коэффициент крепости угля	1,5
Основная кровля пласта: песчаник, мощность, м	5,0
коэффициент крепости,	6,0
алевролит, мощность, м	7,0
коэффициент крепости	5,5
песчаник, мощность, м	10,0
коэффициент крепости	6,0
Почва пласта: алевролит, мощность, м	8,0
коэффициент крепости	5,0

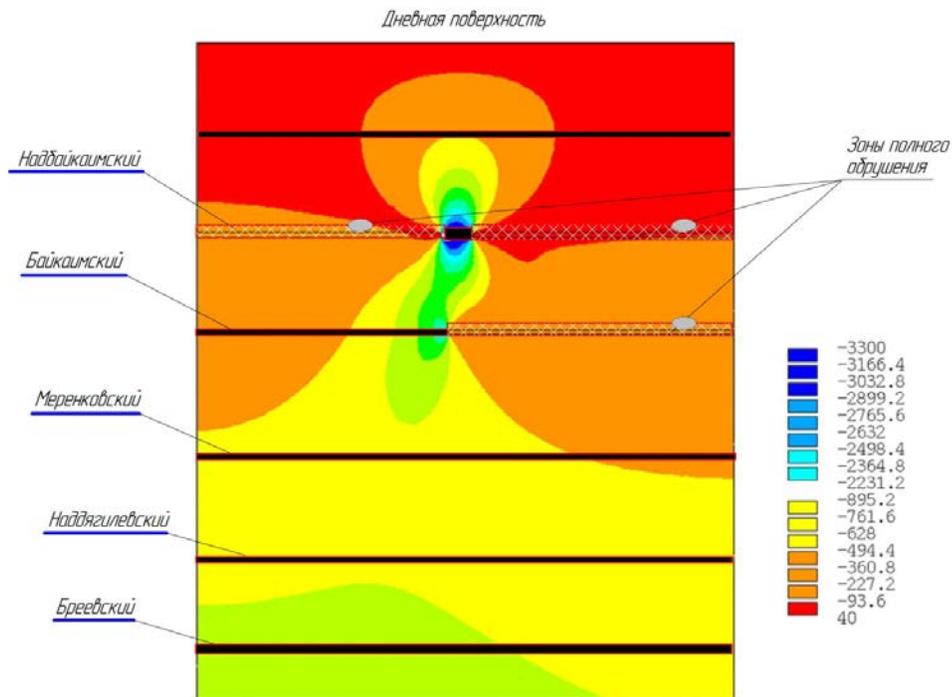


Рисунок 5.2 – Качественная картина изолиний вертикальных напряжений (т/м^2) в вертикальном разрезе горного массива вкрест простирания пласта Бреевского

Расчеты горного давления при действии массовых сил (рисунок 5.2) проведены для условий плоской деформации для средневзвешенных значений удельного веса вмещающих пород $\gamma_{\text{ср}} = 2,0 \text{ т/м}^3$, модуля упругости $E = 6,0 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$ и коэффициента Пуассона $\nu = 0,25$. Для угля принято $E = 1,5 \cdot 10^8 \text{ кг/м}^2$, $\nu = 0,1$. На боковых сторонах фрагмента массива размером $400 \times 450 \text{ м}$ и на его основании заданы условия скольжения. В зоне обрушенного пространства модуль упругости материала задан равным $E_g = 4,5 \cdot 10^5 \text{ кг/м}^2$.

В соответствии с данными работ [30, 116] при решениях задач о плоской деформации массива пород для корректного выбора параметров расчетных схем расстояние от забоя до границ схем должно быть не менее $L_1 = H/\text{tg}(\alpha) + \chi L_2 = H/\text{tg}(\psi) + \chi$. Здесь H – глубина залегания пласта, α – граничные углы сдвижения в коренных породах, ψ – углы полных сдвижений у

границ выработок, $x = 50 \div 100$ м – запас расстояния, назначаемый вследствие неточности оценки границы зоны сдвижения дневной поверхности (рисунок 5.3).

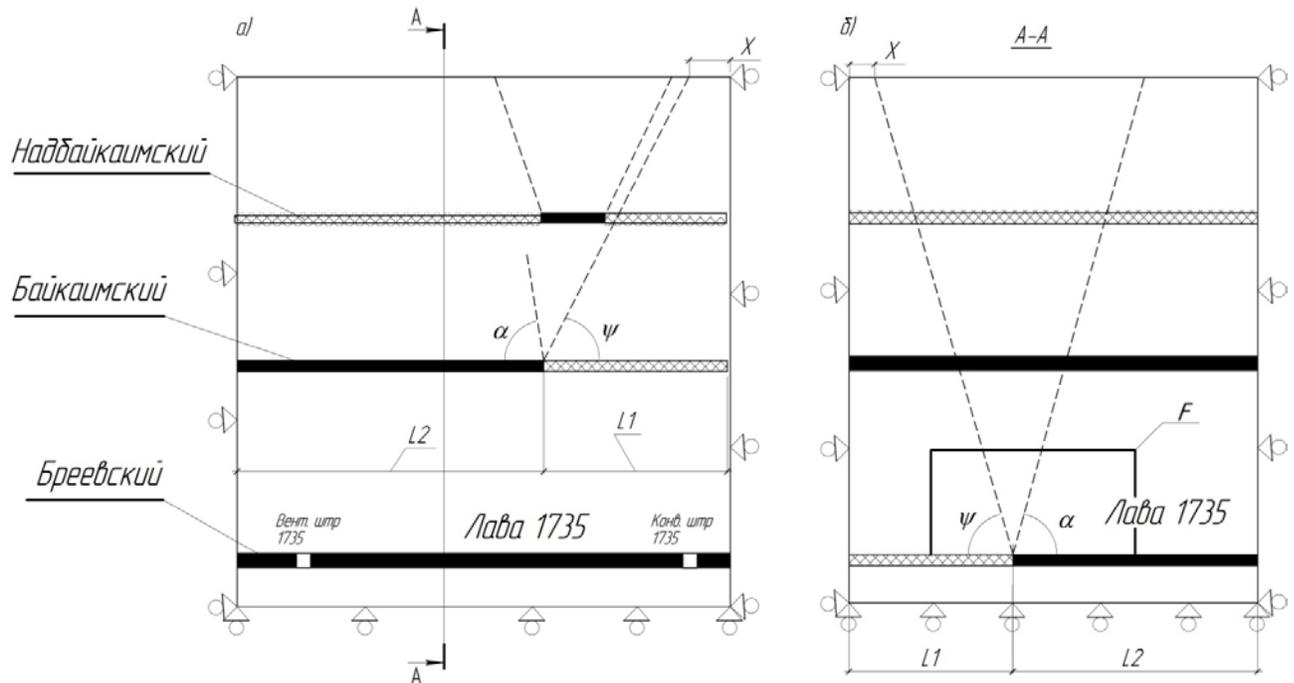


Рисунок 5.3 – Расчетные схемы породного массива вкрест простирания пласта Бреевского а) и по простиранию пласта б)

Для расчетной схемы вертикального разреза вкрест простирания пласта Бреевского до дневной поверхности геометрические параметры фрагмента горного массива (рисунок 5.3а) оценим по пласту Байкаимскому (глубина залегания $H = 220$ м (рисунок 5.1)). Полагая $\alpha = 75^\circ$, $\psi = 55^\circ$ и $X = 90$ м, получим:

$$L_1 = \frac{H}{\operatorname{tg}(\alpha)} + X = 149,0 \text{ м}; L_2 = \frac{H}{\operatorname{tg}(\psi)} + X = 244,0 \text{ м}.$$

Окончательно ширину расчетной схемы вкрест простирания пласта (рисунок 5.3а) примем равной: $L_1 + L_2 = 393$ м.

Высоту расчетной схемы примем равной $H_{кр} = h_1 + h_2 = 400 + 20 = 420$ м, где h_1 – глубина залегания пласта Бреевского, $h_2 > 5m$ (m – мощность пласта Бреевского) – расстояние от пласта Бреевского до нижней границы расчетной схемы. Для расчетной схемы вертикального разреза массива пород по простиранию пласта (рисунок 5.3б), расстояние до границ расчетной схемы от груди забоя оценим по пласту Бреевскому (глубина залегания $H = 400$ м) (рисунок 5.1):

$$L_1 = \frac{H}{tg(\alpha)} + X = 107,18 + 50 = 157,18\text{м}; L_2 = H/tg(\psi) + X = 280 + 50 = 330\text{м}.$$

Примем окончательно $L_1 + L_2 = 488,0$ м.

Высоту расчетной схемы примем равной $H_{пр} = h_1 + h_2 = 400 + 20 = 420$ м.

Размеры трехмерного фрагмента горных пород для решения пространственных задач оценим с учетом системы разработки и последовательности отработки выемочных столбов пласта Бреевского и вышележащих пластов – Байкаимского и Надбайкаимского.

На рисунке 5.4 показана расчетная схема фрагмента массива пород в окрестности разреза А-А (рисунок 5.3а).

При решении задач в трехмерной постановке на боковых поверхностях расчетной схемы и на ее основании (рисунок 5.4) задаются условия скольжения. Нагрузка представляется действием гравитационных (массовых) сил.

Поскольку в настоящей работе при расчетах деформирования массива горных пород внимание обращается прежде всего на исследование процессов эволюции напряженно-деформированного состояния массива при ведении горных работ, на накопление повреждений и разрушение массива в окрестности очистной выработки, расчеты проводятся в несколько этапов.

На первом этапе расчеты деформирования горных пород проводятся с использованием общих, глобальных расчетных схем, наподобие показанных на рисунках 5.3– 5.4. На последующих этапах, для детализации структуры массива у груди забоя и уточнений НДС глобальная расчетная схема трансформируется к расчетной схеме малой подобласти, заданием граничных условий на контуре подобласти в виде перемещений, получаемых ранее из расчетов на глобальной расчетной схеме (подобласть F, рисунок 5.5).

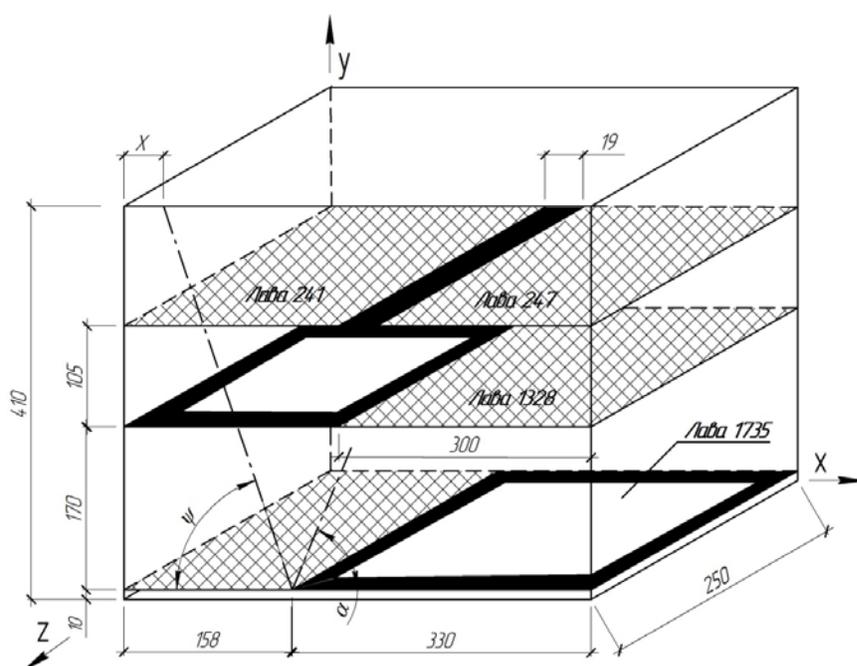


Рисунок 5.4 – Расчетная схема с минимальными размерами породного массива для исследования пространственного НДС и разрушения массива вокруг очистного забоя № 1735

Малых подобластей, выделенных у линии забоя и вложенных одна в другую, может быть несколько.

Выделение уточненных расчетных схем, включающих окрестности очистной выработки, рассмотрим далее, анализируя методические аспекты моделирования зон обрушений массива и структуру лавы у забоя.

5.2. Методические аспекты моделирования массива пород и зон обрушений у очистных выработок

При очистной выемке пологого угольного пласта (очистной забой № 1735), как это принято, будем полагать, что зона обрушенных пород не превышает шестикратной величины мощности отрабатываемой лавы. Геометрия зоны обрушения в соответствии с методикой Г.Н. Кузнецова представима некоторой функцией мощности пласта, коэффициентами разрыхления и высотами обрушений [30, 178]. Вместе с тем можно констатировать произвол в выборе геометрических параметров зоны обрушения в расчетных схемах массива у очистных выработок вследствие достаточно скудных сведений экспериментально-теоретического характера относительно закономерностей проявления горного давления в выработанных пространствах.

В связи с этим будем полагать, что массив обрушенных пород характеризуется некоторым интегральным коэффициентом пропорциональности в определяющих соотношениях. По аналогии с модулем деформации, связывающим в зонах тектонических нарушений или для трещиновато-слежавшейся породы компоненты напряжений с компонентами деформаций, представим модуль деформации пород в зоне обрушений величиной, которая будет характеризовать уровень и характер передачи горного давления через зону обрушения [14–16].

Таким образом, зона обрушения представляется некоторым трещиноватым конгломератом горных пород по типу заполнителя полости с некоторым фиктивным модулем упругости.

В работе [30] на основе предположений о деформировании массива пород применительно к задачам о плоской деформации горизонтально залегающих

пластов и при решении пространственных задач модуль деформации E_g предложено рассчитывать следующим образом:

$$E_g = \gamma_{\text{ср}} H K_v \frac{k}{k-1} \cdot \frac{1}{(1-\frac{k_y}{100})}, \quad (5.1)$$

где $\gamma_{\text{ср}}$ – средний удельный вес горных пород; H – глубина разработки пласта; k – коэффициент разрыхления горных пород; $K_v = 1 - 2v^2/(1 - v)$, k_y – величина неполного уплотнения обрушившихся горных пород, в процентах.

При выполнении расчетов для среды, моделирующей зону обрушения. коэффициент Пуассона рекомендуется принимать равным нулю ($K_v = 1$) [30].

Коэффициент разрыхления не является постоянной величиной, зависит от времени, прошедшего после проведения очистных работ, изменяется по высоте свода обрушения. Из рекомендаций работы [30] следует, что коэффициент разрыхления пород в нижней части зоны беспорядочного обрушения соответствует величине $k = 1,25 \div 1,42$ и $k = 1,05 \div 1,15$ в верхней части зоны обрушения. Общий коэффициент разрыхления для всей высоты зоны обрушения может быть найден как среднее значение коэффициентов верхней и нижней частей зон обрушения.

В методическом плане представление о влиянии упругого заполнителя на краевую зону очистной выработки перекликается с задачей механики разрушения о передаче концентрации напряжений от вершины трещиноподобного дефекта с заполнителем в глубину массива. В этой связи очистную выработку можно представить в виде трещиноподобного дефекта массива вследствие малых размеров мощности пласта по сравнению с длиной пласта и длиной обрушенного пространства. В технике термин малый размер означает малое значение сравниваемых параметров, например, $m/L_{\text{обр}} < (0,1 \div 0,2)$, где m – мощность пласта; $L_{\text{обр}}$ – протяженность обрушенного пространства. Трещиноподобный дефект отличается от трещины

(математического разреза) наличием раскрытия законцовки дефекта (мощность пласта), отличного от устья трещины (раскрытие равно нулю).

При этом, используя методы механики разрушения, в работе [3] показано, что распределения напряжений и деформаций впереди забоя не зависят от конфигурации упругого заполнителя, зависят лишь от его физико-механических характеристик, то есть от модуля деформации E_g , глубины ведения горных работ и физико-механических характеристик вмещающих пород.

Действительно, из решения задачи Дж. Гудьера о трещиноподобном, эллиптическом в плане дефекте следует, что на расстояниях $l > \Delta$, где Δ – радиус скругления эллипса в конце большей оси (раскрытие дефекта) распределения напряжений в массиве на продолжении эллиптического дефекта и на продолжении классической трещины совпадают с точностью до 5 % относительной ошибки. Более того, на распределение НДС при $l > \Delta$ влияет параметр раскрытия дефекта у его вершины и не влияет конфигурация самого дефекта перед его вершиной.

Таким образом, поскольку наши исследования направлены на изучение процессов деформирования и разрушения углепородного массива впереди очистного забоя, зону обрушения будем трактовать как дефект-включение с присущими ему физико-механическими характеристиками, а зону обрушения пород представим в виде упругого заполнителя, обладающего поддерживающими боковые породы эффектами. Возможные виды трансформации физической схемы задачи в расчетную схему показаны на рисунке 5.5.

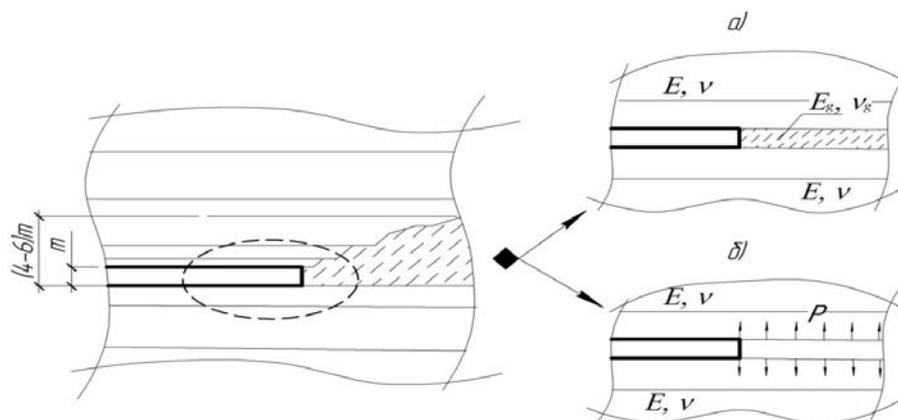


Рисунок 5.5 – К задаче о замене обрушенного пространства узкими полостями

На рисунке 5.5 выработанное пространство моделируется узкой полостью с размером в сечении, равным мощности угольного пласта. В варианте а) расчетной схемы выработанное пространство моделируется в виде полости с упругим наполнителем. В варианте б) расчетной схемы обрушенный массив воздействует на массив вмещающих пород силами реакции P .

Уровень поддерживающих сил P может быть оценен по методике ИГД им. А.А. Скочинского по компрессионным и декомпрессионным кривым [182]. При управлении кровлей плавным опусканием поддерживающие силы отсутствуют до смыкания пород кровли и почвы. При смыкании пород задача решается МКЭ с учетом граничных условий типа непроникновения массивов пород друг в друга.

5.3. Исследование напряженного состояния массива пород в окрестности подготовительных выработок и очистных забоев

Решение задачи о плоской деформации углепородного массива вначале проведем по расчетной схеме (рисунок 5.3а), с целью установления местоположения сечения А-А относительно пласта Бреевского, очистной забой № 1735, для построения расчетной схемы деформирования массива в сечении

по простиранию пласта (рисунок 5.3б). Критерием местоположения сечения А-А может служить условие действия наибольшего значения вертикальных напряжений, действующих вкост простирания пласта № 1735 как наиболее нагруженного участка, к которому в процессе выемки угля подвигается очистной забой.

Поскольку при решении задач о плоском деформировании массива пород в формировании напряженного состояния на контуре выработок и в глубине массива принимает участие вся толща пород до поверхности, вначале воспользуемся глобальной расчетной схемой (рисунок 5.3) с последующим переходом к локальной расчетной схеме (область «F», рисунок 5.3б) для детализации механического поведения угля и вмещающих пород в окрестности выработок.

При расчетах структура углепородного массива глобальной расчетной схемы представлялась в соответствии со стратиграфической колонкой типа пород, слагающих толщу массива (рисунок 5.1) с учетом свойств пород (таблица 5.1).

Дискретизация глобальной расчетной схемы задачи (рисунок 5.3а) на конечные элементы показана на рисунке 5.6.

В приведенных ниже исследованиях учет реальной структуры массива проводился на глубину 20 м ниже пласта Бреевского и до дневной поверхности.

Действие массовых сил учитывалось при среднем значении объемного веса пород $\gamma_{\text{ср}} = 2,0 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$.

Поскольку слагающие массив породы состоят в основном из переслаивающихся песчаников и алевролитов, на расстояниях от пласта до дневной поверхности и в глубину массива принимались усредненные для нескольких слоев пород [23] значения физико-механических характеристик.

Для песчаника: $E = 6,0 \cdot 10^9$ кг/м², $\nu = 0,26$; для алевролита: $E = 5,0 \cdot 10^9$ кг/м², $\nu = 0,23$; для угля $E = 1,5 \cdot 10^8$ кг/м², $\nu = 0,1$. Модуль деформации в обрушенных пространствах вычислялся по зависимости (5.1). При этом коэффициент разрыхления пород принимался равным $k = 1,15$; коэффициент неполного уплотнения обрушившихся горных пород соответствовал величине $k_y = 50\%$, поскольку пласты Надбайкаимский и Байкаимский обрабатывались более 10 лет назад с управлением кровлей – полное обрушение.

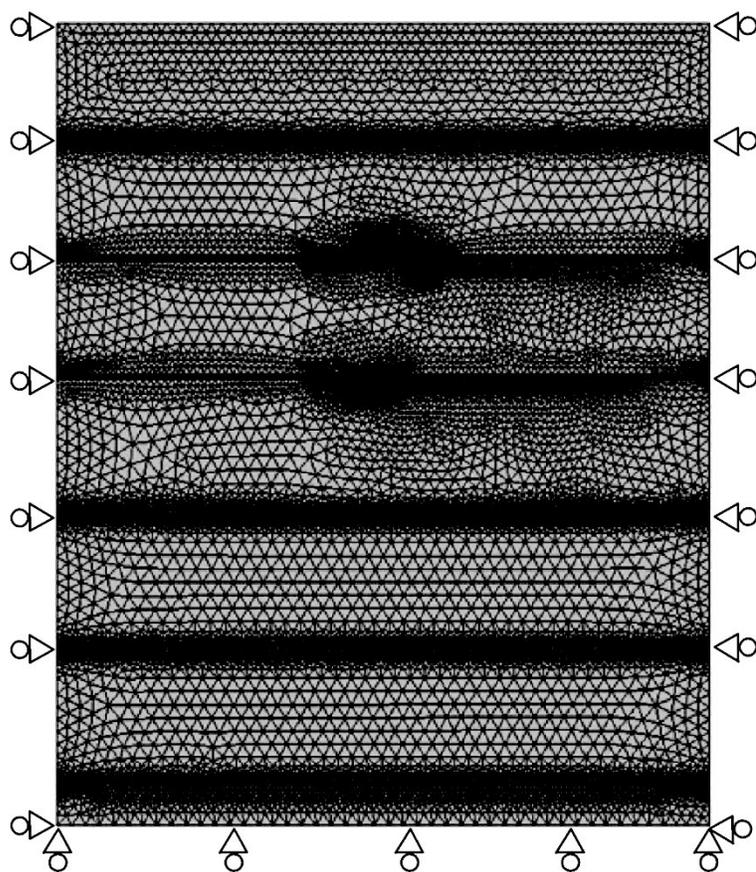


Рисунок 5.6 – Граничные условия и дискретизация расчетной схемы на конечные элементы, рисунок 5.3а, вертикального сечения массива вкрест простирания пласта № 1735 до дневной поверхности

Таким образом, для модуля деформации обрушенных пространств получены следующие величины.

Для обрушенного пространства пласта Надбайкаимского (глубина разработки 113 м) получено: $E_g = 5,5 \cdot 10^5$ кг/м²; для пласта Байкаимского (глубина разработки 222 м) $E_g = 4,5 \cdot 10^5$ кг/м². Коэффициент Пуассона для пород в обрушенных пространствах принимался равным нулю.

Результаты расчетов вертикальных напряжений представлены на рисунке 5.7. Из анализа результатов расчетов следует, что увеличение уровня давления пород в глубину массива возникает из-за наличия концентрации напряжений, вызванной целиками в лавах Надбайкаимской и Байкаимской.

Координаты местоположения сечения А-А в расчетной схеме (рисунок 5.3а) можно оценить по траекториям изменения вертикальных напряжений (траектории 1, 2 и 3, рисунок 5.7а), вдоль которых концентрация напряжений передается от целика пласта Байкаимского к пласту Бреевскому, очистной забой № 1735.

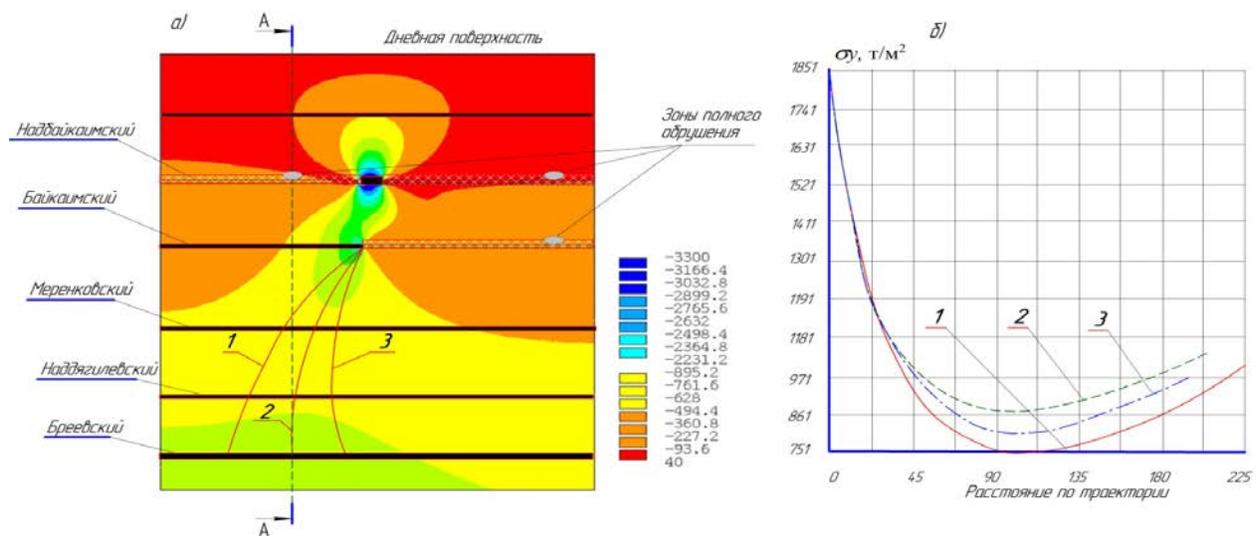


Рисунок 5.7 – Изолинии вертикальных напряжений (т/м²) в вертикальном разрезе горного массива вкост простираия пласта Бреевского а) и распределение вертикальных напряжений вдоль траекторий 1, 2, 3 б)

Полученные результаты расчета распределения давлений в массиве пород (рисунки 5.7–5.8) показывают уровни максимальной и минимальной пригрузок на пласт Бреевский, соответствующие величинам $1,3\gamma H$ и γH соответственно.

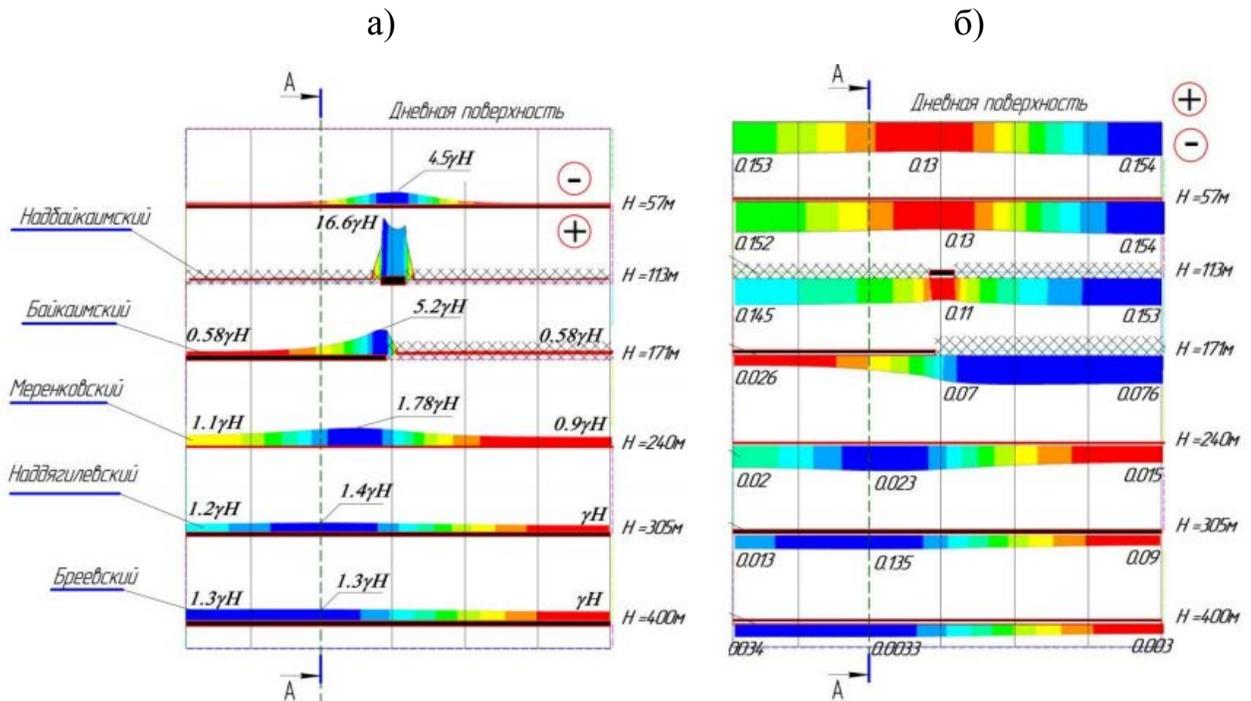


Рисунок 5.8 – Эпюры вертикальных напряжений углепородного массива в сечениях а) и эпюры вертикальных смещений (м) углепородного массива в сечениях от пласта Бреевского до дневной поверхности б)

На последующих этапах – на этапах уточненных расчетов деформирования углепородного массива в окрестности очистного забоя, при использовании расчетной схемы (фрагмент «F», рисунок 5.3б) также необходимы знания перемещений массива (рисунок 5.8б). При этом перемещения из узлов глобальной сетки конечных элементов приводятся в качестве граничных условий к граничным узлам локальной сетки элементов фрагмента «F», моделирующего область массива непосредственно у очистной выработки.

Перейдем к изучению геомеханической обстановки у очистного забоя. Для начала, полагая, что обрушение кровли еще не произошло, проанализируем изменения напряженно-деформированного состояния углепородного массива для случая отхода забоя от монтажной камеры на расстояния $L = 30$ метров. Расчетная схема задачи для вертикального сечения лавы (рисунок 5.9) представлена извлечением фрагмента «F» из общей расчетной схемы (рисунок 5.3).

Ведение горных работ осуществляется на глубине 400 метров от дневной поверхности. На боковых поверхностях расчетной схемы и в основании заданы условия скольжения $U_x = 0,0$ и $U_y = 0,0$ соответственно. На верхней границе схемы заданы вертикальные перемещения. Эпюра вертикальных перемещений U_y показана на рисунке 5.9.

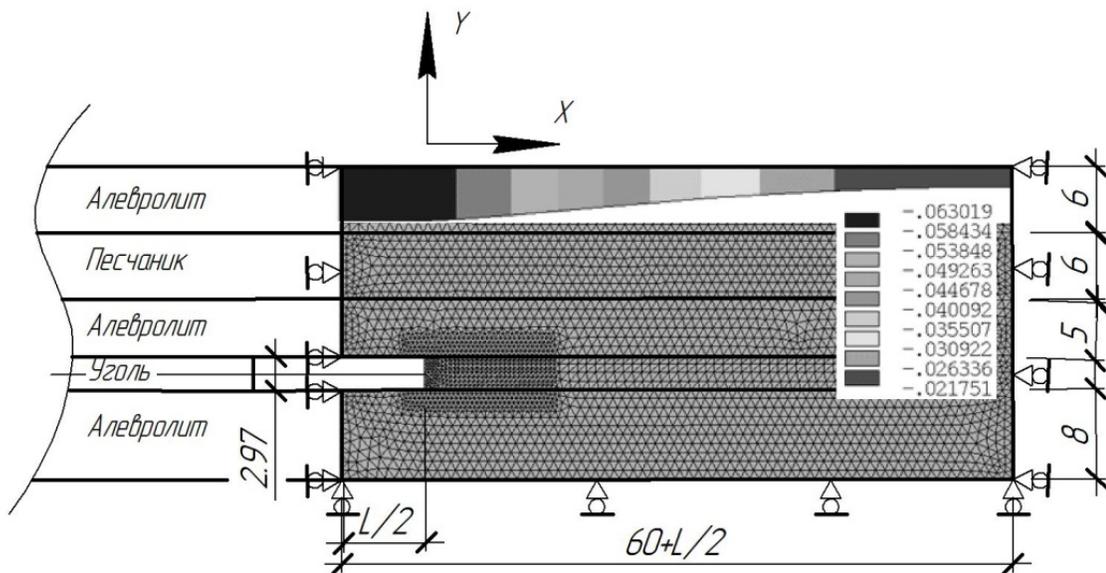


Рисунок 5.9 – Расчетная схема массива пород у очистной выработки

Ниже представлены физико-механические характеристики, применяющиеся при расчетах НДС углепородного массива:

$$E = 6,0 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2, \nu = 0,25 \text{ – для песчаника.}$$

Полагалось, что под нагрузкой песчаник деформируется линейно-упруго.

$$E = 5,0 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2, \nu = 0,23 \text{ – для алевролита.}$$

Полагалось, что под нагрузкой алевролит деформируется линейно-упруго.

$$E = 1,5 \cdot 10^8 \text{ кг/м}^2, \nu = 0,1, \sigma_{\text{сж}} = 2,0 \cdot 10^7 \text{ кг/м}^2, \sigma_p = 4,0 \cdot 10^5 \text{ кг/м}^2,$$

$$\gamma = 1290 \text{ кг/м}^3 \text{ – объемный вес; } |\tau_{\text{нт}}| = C + \sigma_n \operatorname{tg} \rho; C = 10^6 \text{ кг/м}^2 \text{ – для угля.}$$

При расчетах коэффициент внутреннего трения варьировался в диапазоне своих величин: $\operatorname{tg} \rho = f = 0,4 \div 1,6$.

Прямолинейная огибающая предельных кругов главных напряжений аппроксимировалась с использованием данных таблицы 3.1.

Диаграмма деформирования угля за пределами упругости принималась в виде степенного закона связи интенсивности напряжений с интенсивностью деформаций $\sigma_i = A \varepsilon_i^m$ по методике, изложенной в пункте 3.2. Коэффициенты «А» и «m» вычислялись по зависимостям:

$$m = \frac{\ln(\sigma_i^{\text{пр}} / \sigma_i^y)}{\ln(\varepsilon_i^{\text{пр}} / \varepsilon_i^y)},$$

$$A = \sigma_i^{\text{пр}} / (\varepsilon_i^{\text{пр}})^m,$$

где $\sigma_i^{\text{пр}}, \varepsilon_i^{\text{пр}}$ – пределы прочности материала угля по напряжениям и деформациям соответственно; $\sigma_i^y, \varepsilon_i^y$ – пределы упругости материала угля по напряжениям и деформациям соответственно. Пределы прочности угля $\sigma_i^{\text{пр}}$ вычислялись для каждого из конечных элементов при помощи диаграммы Кулона – Мора в каждой из итераций процесса нелинейного решения задачи.

При получении аналитической связи предельных значений интенсивности деформаций от предельных значений интенсивности напряжений ($\varepsilon_i^{\text{пр}} = f(\sigma_i^{\text{пр}})$) приняты во внимание опытные данные испытаний горных пород по схеме Кармана (таблица 3.1) с использованием метода

наименьших квадратов для обработки результатов экспериментов. Выбор «наилучшей кривой» для полиномиальной регрессии приводит к следующей зависимости (рисунок 3.8):

$$\varepsilon_i^{\text{пр}} = (0,424361 * 10^{(-6)}) * \sigma_i^{\text{пр}}^2 + (0,167264 * 10^{(-4)}) * \sigma_i^{\text{пр}} + 0,000981954.$$

При проведении расчетов полагалось, что предел упругости по напряжениям соответствует величине $\sigma_i^y = 0,6\sigma_i^{\text{пр}}$.

Как показывают представленные зависимости, вид диаграммы деформирования зависит от сочетания реализующихся главных напряжений в материале массива, которые отличаются для различных конечных элементов при решении задачи по методу конечных элементов. Следовательно, при решении задачи об определении НДС в углепородном массиве материал каждого из конечных элементов в общем случае будет иметь индивидуальную диаграмму деформирования, которая будет отличаться от диаграмм других элементов. Более того параметры диаграмм деформирования изменяются в ходе итерационных процессов линеаризации нелинейных функционалов при решении задач в нелинейно упругой постановке.

Заметим, что изложенная методика в пункте 3.2 и ее реализация позволяют обойти затруднения, вызванные нарушением для материалов горных пород гипотезы деформационной теории пластичности, постулирующей необходимость существования единой кривой деформирования при условии активной деформации массива.

Так как для рассматриваемого элементарного объема углепородного пространства условие прочности выражается через предельные значения интенсивности напряжений (см. уравнение 3.18), оценить опасные зоны в окрестности очистной выработки становится возможным благодаря распределению расчетных значений интенсивности напряжений.

Результаты расчетов интенсивности напряжений у очистной выработки с учетом реальных свойств массива угля и вмещающих пород, в сравнении с линейно-упругими решениями, представлены на рисунках 5.10–5.11.

Рассмотрение расчетов НДС у очистной выработки позволяет увидеть, что области массива пород в центральной части нависающего пролета массива и в окрестности стенок выработки напряжены в наибольшей степени.

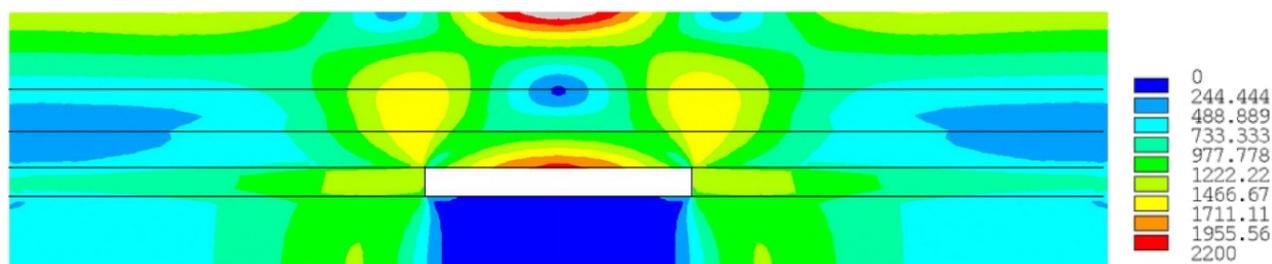


Рисунок 5.10 – Изолинии интенсивности напряжений в углепородном массиве у очистной выработки

Можно полагать, что именно в этих зонах наиболее вероятны события, связанные с началом разрушения породного массива – зарождением новых и ростом «старых» трещин, возникновением пьезоэлектрических эффектов, вызывающих накопление электрических зарядов на берегах трещин; возникающее при этом электрическое поле сопровождается фиксируемым экспериментально электромагнитным излучением [99, 100].

Кроме того, при подвижках массива и при обрушениях пород возникают трибологические эффекты, связанные с фрикционным трением частей горных пород, представляющие опасность с точки зрения возможного инициирования возгорания пыле- и метановоздушной среды.

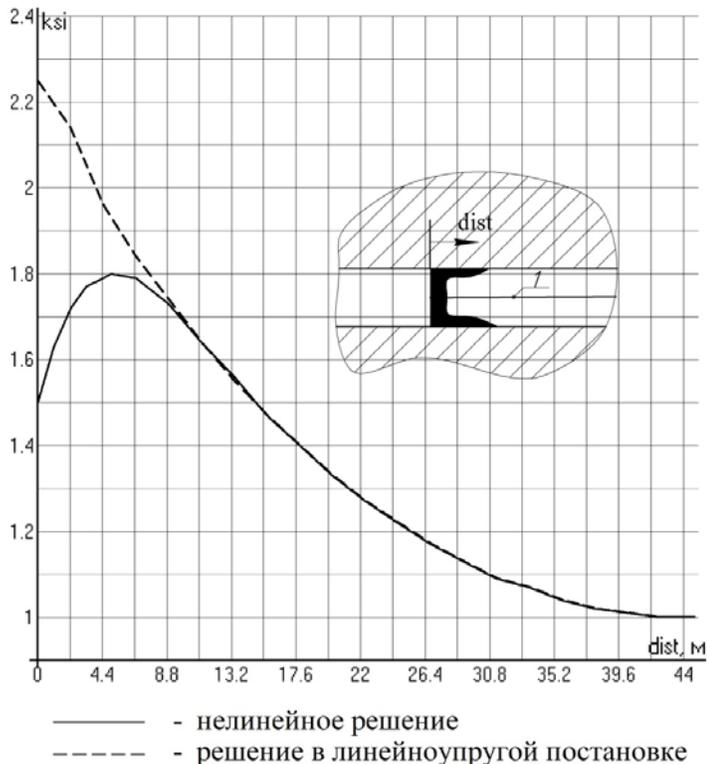


Рисунок 5.11 – Изменение коэффициента концентрации интенсивности напряжений $ksi = \sigma_i/k_\sigma \gamma H$, ($k_\sigma = 1,3$) у забоя очистной выработки (вдоль линии 1) для значения коэффициента внутреннего трения $f = 0,8$

Как следует из рисунка 5.11, оценка прочности и устойчивости пород на базе линейной теории упругости может быть ошибочной, как в качественном, так и в количественном отношении. Зачастую в случае, если реальные свойства массива не учитываются, концентрация интенсивности напряжений оказывается завышенной. Уровень такого завышения для принятых в настоящем исследовании физико-механических характеристик углепородного массива и геомеханической обстановки составляет 30÷40 %. Максимальные значения опорного давления оказываются сдвинутыми внутрь массива.

Результаты расчетов вертикальных напряжений у очистной выработки с учетом реальных свойств массива угля и вмещающих пород, в сравнении с

линейно-упругими решениями, представлены также на рисунке 5.12. На рисунке 5.12 кривые «a», «b», «c» соответствуют решению в линейно-упругой постановке задачи теории упругости, кривые «d», «e», «f» и «G» получены по теории малых упругопластических деформаций. Распределению концентрации напряжений вдоль кровли лавы (вдоль линии 1) соответствуют кривые «a», «d». Распределению концентрации напряжений в срединной по мощности части пласта (вдоль линии 2) соответствуют кривые «b», «e», «G», а вдоль почвы пласта (линия 3) – кривые «c», «f». Диаграмме деформирования, которая получена без учета бокового давления на образец, соответствует кривая «G». Кривые «d», «e», «f» получены с использованием диаграмм деформирования, полученных при испытаниях образцов по схеме Кармана и построенных с использованием критерия прочности Кулона – Мора.

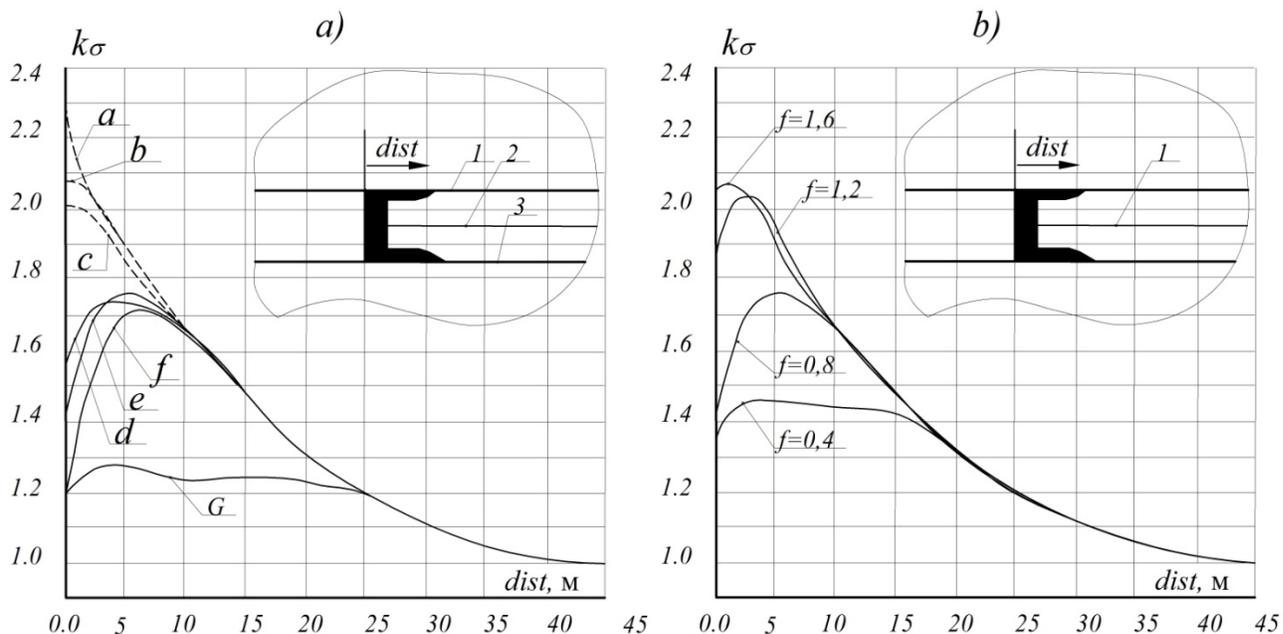


Рисунок 5.12 – Распределение концентрации опорного давления $k\sigma = \sigma_y/k_S\gamma H$

в массиве угля у очистной выработки а) ($k_S = 1,3$, см. рисунок б, пласт Бреевский), и влияние коэффициента внутреннего трения угля f на величину опорного давления (давление вдоль линии 1 пласта) у очистной выработки б)

Из анализа рисунка 5.12 следует, что если не учитывать при оценках НДС углепородного массива третье главное напряжение, могут возникнуть значимые качественные и количественные отличия механического поведения угля и вмещающих пород от поведения массива, когда механическая модель строится с использованием гипотезы теории пластичности о единой кривой деформирования.

В условиях отработки угольного пласта, принятых к расчетам, принятие во внимание третьего главного напряжения способствует снижению в $1,25 \div 1,4$ раза максимального значения концентрации горного давления, которое реализуется на расстояниях $1 \div 1,5$ мощности пласта от линии забоя, по сравнению с решением задачи в линейно-упругой постановке, когда максимальное значение вертикальных напряжений реализуется практически у линии забоя. При этом нелинейная область деформирования массива угля охватывает расстояние от 5 до 10 метров от линии забоя. Если не учитывать третье главное напряжение, максимальное значение концентрации горного давления снижается по меньшей мере в 1,8 раз и, по сравнению с решением задачи в линейно-упругой постановке, реализуется на расстояниях до 8 мощностей пласта от линии забоя, кривая G (рисунок 5.12а). Нелинейная зона деформирования массива угля при этом простирается до 25 метров от линии забоя и оказывается «размытой».

Рассмотренные выше расчеты концентрации опорного давления получены для коэффициента внутреннего трения $f = 0,8$.

Существенное влияние на изменение уровня концентрации опорного давления оказывает величина коэффициента внутреннего трения. Исследование по оценке такого влияния представлено на рисунке 5.12б.

Обращение к рисунку 5.12б позволяет увидеть, что уровень опорного давления с увеличением коэффициента внутреннего трения приближается к

линейно упругому поведению массива. Понятно, что если на очистной забой будут оказывать дополнительное влияние соседствующие выработки или же горные работы будут проводиться на больших глубинах, чем было принято в настоящем исследовании, тогда окажется возможным дальнейший выход за пределы упругости.

Для уточнения возможных различий распределения НДС у выработок, находящихся в условиях плоской деформации по сравнению с объемным напряженным состоянием, рассмотрим в качестве прототипа очистной забой пласта Бреевского. С целью преемственности и сопоставления результатов расчетов НДС у выработок в зависимости от условий деформирования массива (плоская деформация или объемное напряженное состояние), строение массива и физико-механические характеристики угля и вмещающих пород примем аналогичными рассмотренным выше случаям. Структура пласта соответствует стратиграфической колонке, представленной на рисунке 5.1.

При решении задач в трехмерной постановке теории упругости и пластичности анализ изменения напряженно-деформированного состояния углепородного массива проведем для случая отхода лавы от монтажной камеры на расстояния $L = 30$ метров, полагая, что обрушение кровли еще не произошло.

Физическая схема задачи показана на рисунке 5.13.

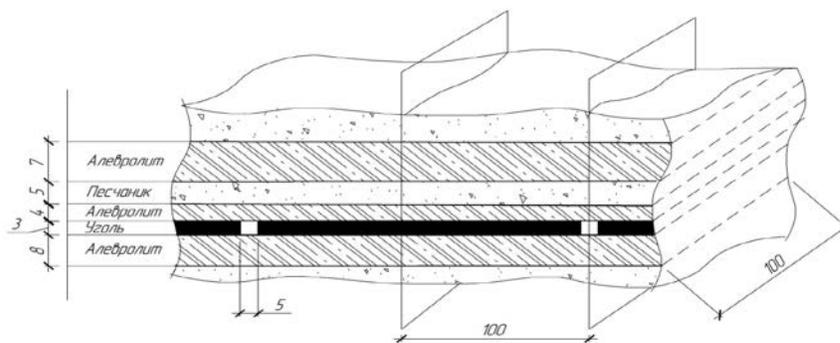


Рисунок 5.13 – Физическая схема углепородного массива вкостр простираия пласта Бреевского, очистной забой № 1735

Полагая горизонтальную симметрию пласта относительно подготовительных выработок, расчетную схему задачи представим, как показано на рисунке 5.14, – в объеме пород между сечениями двух плоскостей (рисунок 5.13, размеры указаны в метрах).

В соответствии с физической схемой задачи граничные условия приняты следующими. На боковых поверхностях и на основании расчетной схемы заданы условия скольжения $U_n = 0,0$ – перемещения по нормали к поверхности; на верхней грани задано нормальное давление с учетом концентрации вертикальных напряжений – $k_\sigma \gamma H = 8,6 \cdot 10^5$ кг/м², где k_σ – коэффициент концентрации вертикальных напряжений, определенный нами ранее (пункт 5.2), соответствующий величине $k_\sigma = 1,3$.

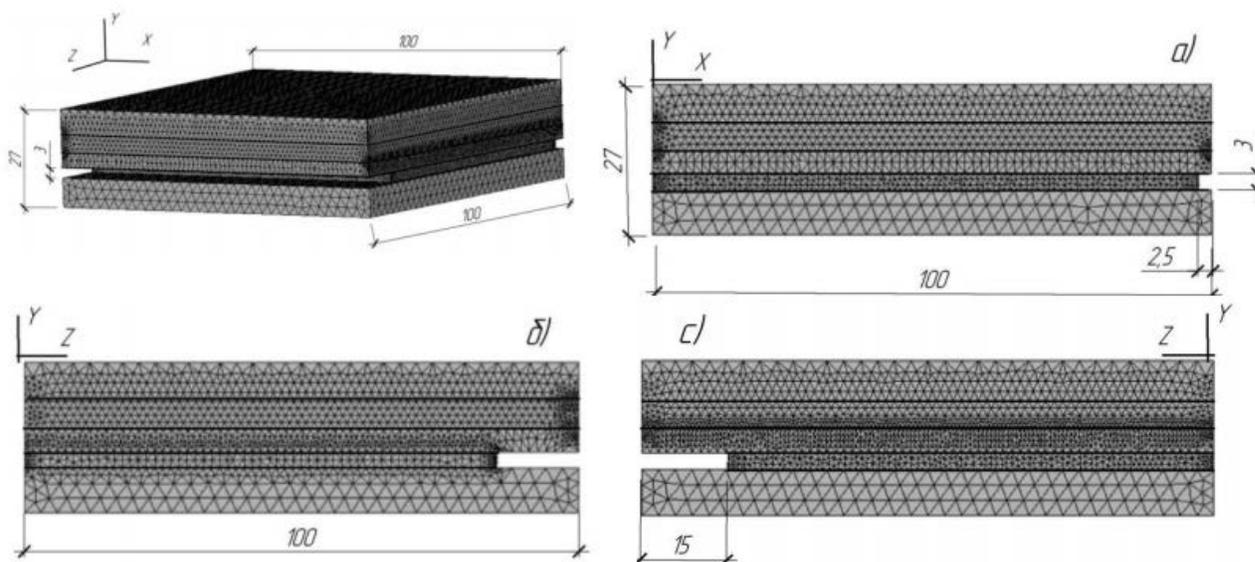


Рисунок 5.14 – Аксонометрия расчетной схемы и ее проекции – вид спереди а), вид слева б) и вид справа с)

Результаты расчетов НДС в объеме углепородного массива в терминах распределения интенсивности напряжений и концентрации горного давления показаны на рисунках 5.15–5.16.

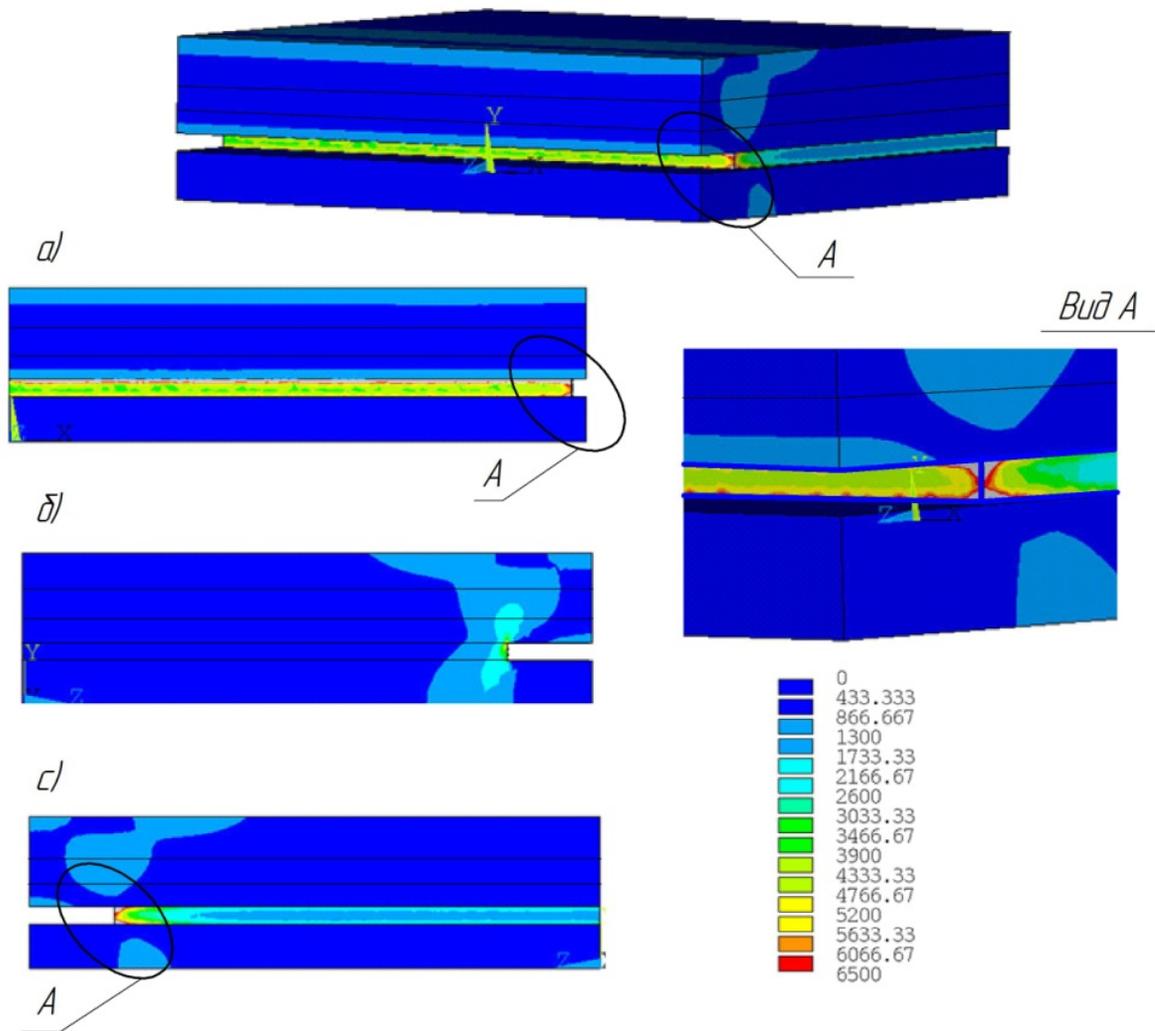


Рисунок 5.15 – Аксонометрия изолиний интенсивности напряжений и ее проекции – вид спереди а), вид слева б) и вид справа с)

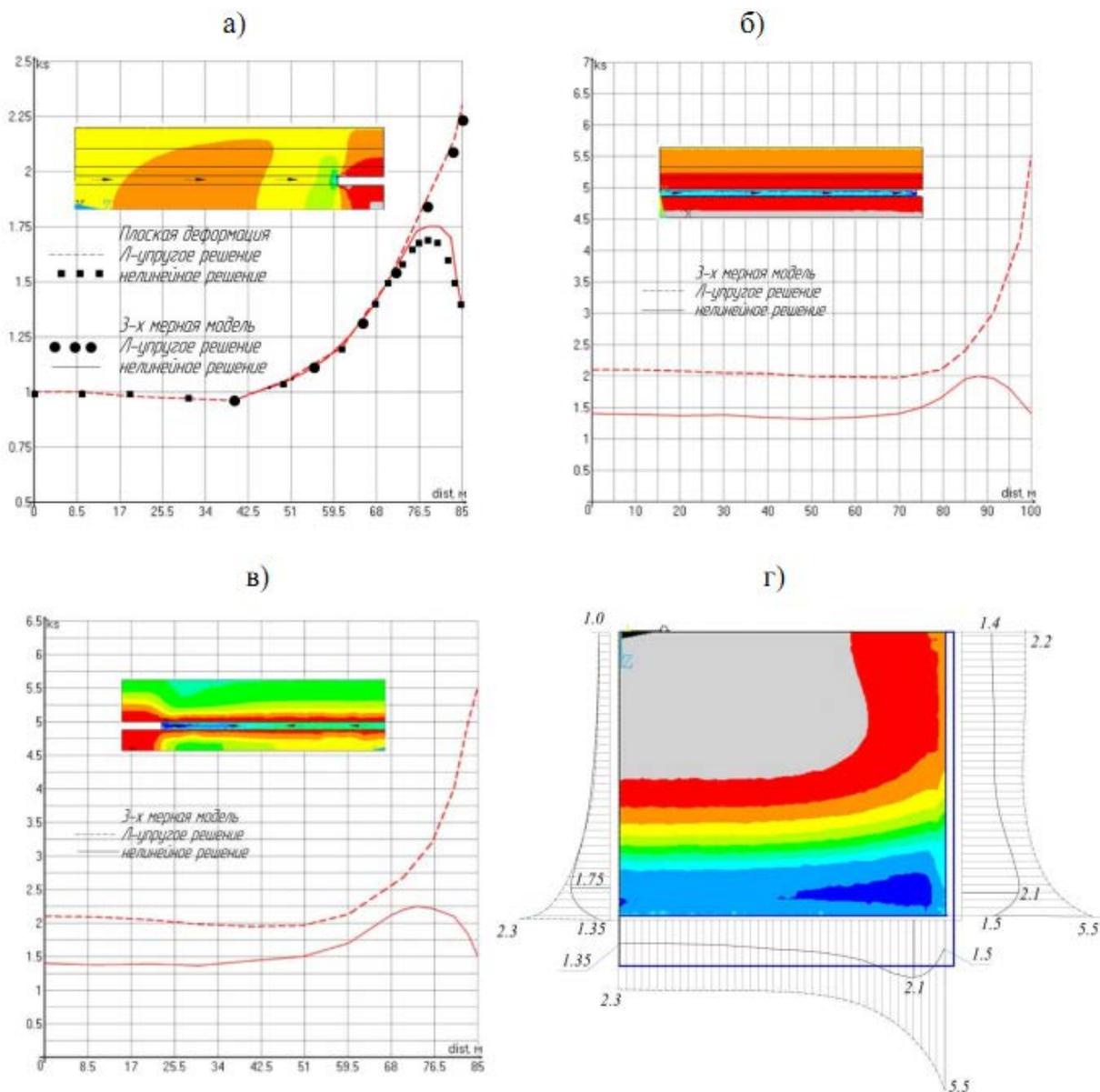


Рисунок 5.16 – Изменение концентрации горного давления в левом вертикальном сечении лавы по среднему горизонтальному сечению пласта (вид «а»); по среднему горизонтальному сечению груди забоя (вид «б» спереди); по среднему горизонтальному сечению пласта (вид «в» справа) и в среднем по мощности горизонтальном сечении угольного пласта г) – между сечениями (рисунок 5.13)

Изолинии интенсивности напряжений указывают на концентрацию напряжений у линии забоя и на борту выработки. При этом зона максимальной концентрации напряжений реализуется в объеме массива на участке сопряжения забоя с выработкой (вид б, вид в, рисунок 5.16).

Исследования показывают, что на расстоянии $\sim 10 \cdot m$ (m – мощность пласта) от сопряжения забоя с выработкой реализуются условия плоской деформации. Вместе с тем в области массива у сопряжения забоя пласта с выработкой концентрация напряжений увеличивается на 15÷20 % по сравнению с концентрацией напряжений у груди забоя вдали от сопряжения.

Таким образом, анализ НДС массива у очистного забоя приводит к выводу, что накопление повреждений и наиболее вероятные местоположения возможных разрушений угля и вмещающих пород приходятся на массив в зоне опорного давления у выработок по всей протяженности забоя, с возможным увеличением потери сплошности массива при приближении к зоне сопряжения забоя с выработками, а также в средней части нависающей кровли.

5.4. Моделирование накопления повреждений и анализ разрушения углепородного массива при движении очистного забоя

Поскольку исследования НДС массива показали, что местоположения опасных зон, склонных к разрушению в первую очередь, имеют место в зоне опорного давления у выработок и в нависающей кровле, вначале рассмотрим характерные особенности разрушения пород при удалении очистного забоя от монтажной камеры.

Как и прежде, расчетная схема задачи трансформируется к расчетной схеме малой подобласти F (рисунок 5.3б). При этом граничные условия на внешнем контуре расчетной схемы задаются в виде действия горного давления с учетом концентрации вертикальных напряжений – $k_{\sigma} \gamma H$, где k_{σ} –

коэффициент концентрации вертикальных напряжений, определенный нами ранее (пункт 5.2), соответствует величине $k_\sigma = 1,3$. Полагаем, что массив находится в условиях плоского деформирования.

Расчетная схема задачи, граничные условия и дискретизация массива на конечные элементы показаны на рисунке 5.17 (размеры указаны в метрах).

Структура пласта соответствует стратиграфической колонке, показанной на рисунке 5.1. Принято, что в пределах контура столба пласт Бреевский состоит 2-х угольных пачек, разделенных прослоем алевролита, мощностью 0,1 м и крепостью по шкале М.М. Протодьяконова $f = 2 \div 5$. Для угля и вмещающих пород физико-механические характеристики приняты в соответствии с данными таблицы 5.3.

Для угля:

$E = 1,5 \cdot 10^8$ кг/м², $\nu = 0,1$; $\sigma_{сж} = 1,5 \cdot 10^7$ кг/м²; $\sigma_p = 4,0 \cdot 10^5$ кг/м²; объемный вес угля, $\gamma = 1290$ кг/м³; $f = 2,5$ – коэффициент внутреннего трения; $C = 7,5 \cdot 10^5$ кг/м² – коэффициент сцепления; $k_0 = 0,03$ – коэффициент остаточной прочности; $n = 2,22$ – интенсивность трещинообразования; $a_T = 1$ – коэффициент температурно-временного смещения (см. пункт 2.4).

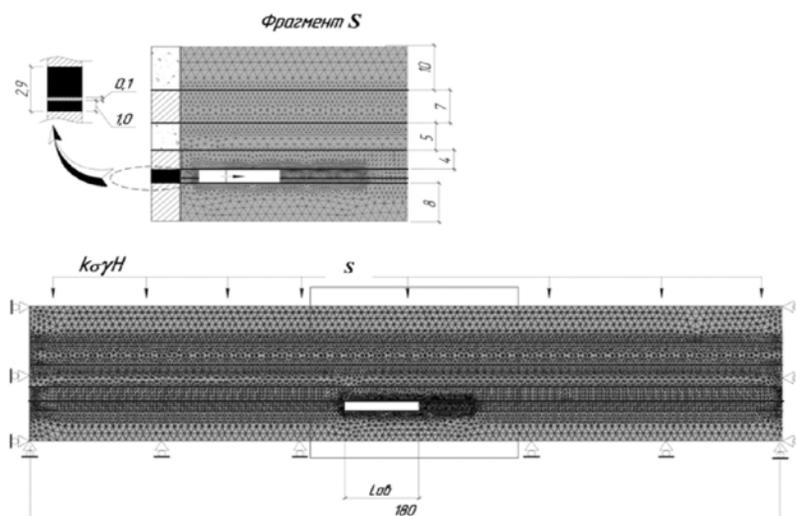


Рисунок 5.17 – Расчетная схема задачи о накоплении повреждений и разрушении горных пород при движении очистной выработки

Для прослоя из алевролита:

$E = 5,5 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$, $\nu = 0,23$; $\sigma_{\text{сж}} = 2500 \text{ т/м}^2$; $\sigma_p = 500 \text{ т/м}^2$; $f = 1,5$ – коэффициент внутреннего трения; $C = 1,75 \cdot 10^6 \text{ кг/м}^2$, коэффициент сцепления; $k_0 = 0,03$ – коэффициент остаточной прочности; $n = 2,0$; $a_T = 1$.

Для алевролита:

Непосредственная кровля:

$E = 5,0 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$, $\nu = 0,23$; $\sigma_{\text{сж}} = 3,5 \cdot 10^7 \text{ кг/м}^2$; $\sigma_p = 7 \cdot 10^5 \text{ кг/м}^2$; объемный вес, $\gamma = 2500 \text{ кг/м}^3$; $f = 1,5$ – коэффициент внутреннего трения; $C = 1,75 \cdot 10^6 \text{ кг/м}^2$ – коэффициент сцепления; $k_0 = 0,1$ – коэффициент остаточной прочности; $n = 5,5$; $a_T = 1$.

Основная кровля:

$E = 5,0 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$, $\nu = 0,23$; $\sigma_{\text{сж}} = 3,5 \cdot 10^7 \text{ кг/м}^2$; $\sigma_p = 7 \cdot 10^5 \text{ кг/м}^2$; объемный вес, $\gamma = 2500 \text{ кг/м}^3$; $f = 2,5$ – коэффициент внутреннего трения; $C = 1,75 \cdot 10^6 \text{ кг/м}^2$ – коэффициент сцепления; $k_0 = 0,1$ – коэффициент остаточной прочности; $n = 5,5$; $a_T = 1$.

Почва пласта: $E = 5,0 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$, $\nu = 0,23$; $\sigma_{\text{сж}} = 3,5 \cdot 10^7 \text{ кг/м}^2$; $\sigma_p = 7 \cdot 10^5 \text{ кг/м}^2$; $f = 4,0$ – коэффициент внутреннего трения; $C = 1,75 \cdot 10^6 \text{ кг/м}^2$ – коэффициент сцепления; $k_0 = 0,1$ – коэффициент остаточной прочности; $n = 2,22$; $a_T = 1$.

Для песчаника:

$E = 6,0 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$, $\nu = 0,26$; $\sigma_{\text{сж}} = 6,0 \cdot 10^7 \text{ кг/м}^2$; $\sigma_p = 1,2 \cdot 10^5 \text{ кг/м}^2$; объемный вес, $\gamma = 2600 \text{ кг/м}^3$; $f = 1,0$ – коэффициент внутреннего трения; $C = 3,0 \cdot 10^6 \text{ кг/м}^2$ – коэффициент сцепления; $k_0 = 0,1$ – коэффициент остаточной прочности; $n = 5,0$; $a_T = 1$.

При решении задачи полагалось, что углепородный массив деформируется линейно-упруго вплоть до разрушения.

Механизм накопления повреждений в углеродном массиве (в каждом из конечных элементов) моделируется в процессе движения очистного забоя с шагом по времени $\Delta t = 1$ час.

Для условий шахты «Комсомолец» при расчетах средняя скорость проходки при очистной выемке очистного забоя № 1735 по пласту Бреевскому принята равной 300 м/мес (10 м/сут).

Результаты расчетов накопления повреждений углеродного массива над выработанным пространством и в почве показаны на рисунке 5.18 для шага движения забоя 5 метров в виде изолиний функции поврежденности Ψ (выражение 2.43, пункт 2.5; при $\Psi(t) = 1,0$ массив поврежден; при $\Psi(t = 0) = 0,0$ поврежденность отсутствует).

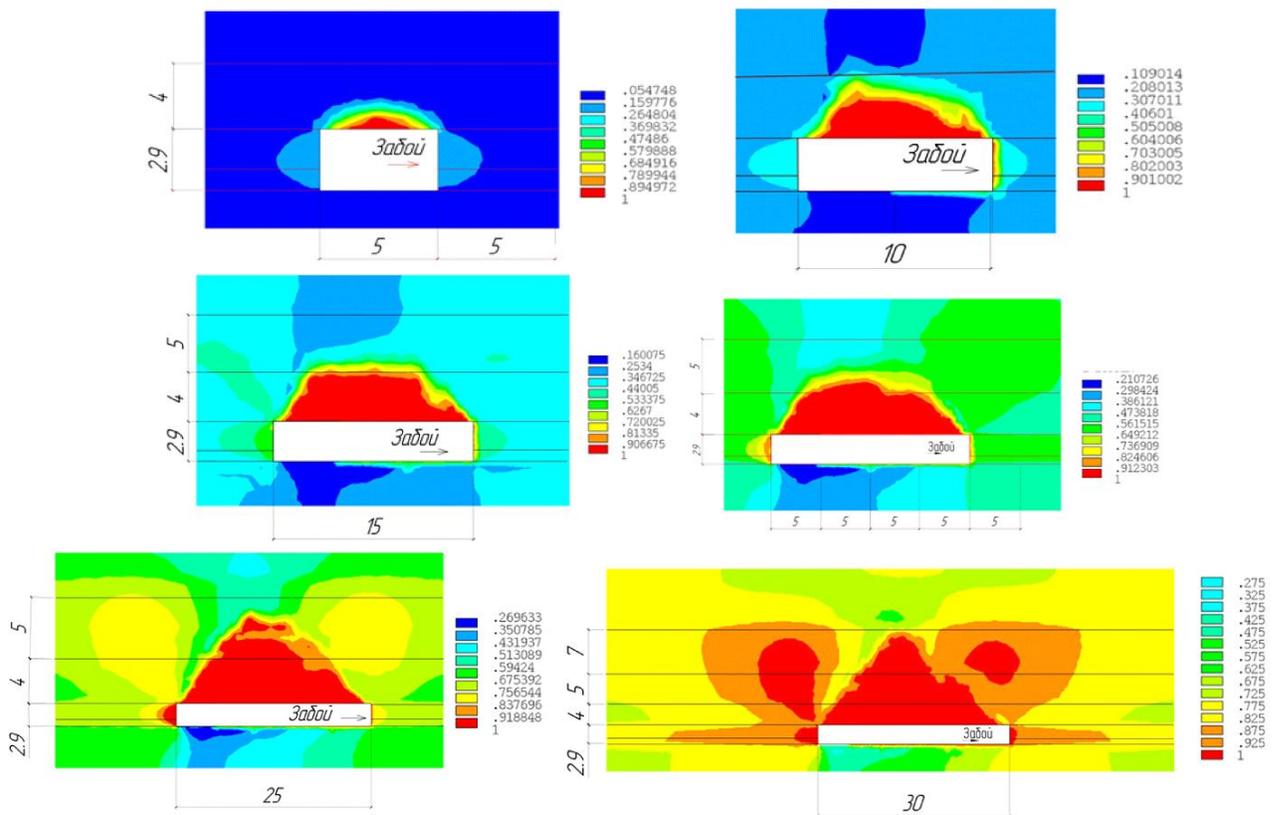


Рисунок 5.18 – Изолинии накопления повреждений углеродного массива во времени при удалении очистного забоя от монтажной камеры

Достижение значений функции поврежденности $\Psi(t) = 1,0$ еще не означает обрушение пород массива, можно говорить лишь об объеме его дезинтеграции до уровня остаточной прочности. Обрушение наступает, когда связанные остаточной прочностью части пород уже не могут сопротивляться массовым силам, т. е. весу пород в объеме, где $\Psi(t) = 1,0$.

С другой стороны, обрушение может быть немедленным, в случае если имеет место «ложная» кровля, представленная весьма неустойчивыми породами.

Из анализа хронологии накопления повреждений (рисунок 5.18) следует, что дезинтеграция пород в кровле отстает от дезинтеграции массива позади очистного забоя, что связывается с большим временем накопления повреждений в этой зоне при увеличении размеров подрабатываемой толщи при движении забоя.

В дальнейшем для времени, большего 48 часов, скорость накопления повреждений увеличивается, купол дезинтеграции выравнивается относительно центрального сечения, что свидетельствует о времени приближения обрушения подработанной толщи пород.

Прогнозируемый первичный шаг обрушений составляет 25–30 метров нависающего свода (рисунок 5.18), когда модель накопления повреждений указывает на спонтанное накопление повреждений в массива горных пород в течение короткого промежутка времени. При этом суммарная мощность горных пород с полной поврежденностью достигает 15–16 метров (\sim 5-кратной мощности пласта).

Заметим, что прогнозируемый здесь первичный шаг обрушения определяется с «недобором» длины, т. е. в действительности он может оказаться большим. Это связано с принятой моделью деформирования массива, когда условия плоской деформации существенно завышают длину лавы, по

сравнению с ее действительными размерами. Вместе с тем качественная картина накопления повреждений сохраняется.

Поврежденные части массива угля лавы у груди забоя перемещаются по мере ведения очистных работ. Напротив, в боку монтажной камеры по мере подвигания очистного забоя дезинтеграция пласта угля нарастает вплоть до обрушения породного массива.

Детальная картина накопления повреждений у стенки монтажной камеры при движении очистного забоя показана на рисунке 5.19.

Поскольку накопление повреждений трактуется как образование множественных микроразрушений в объеме массива, возможно образование перемятых пачек угля у стенки, способствующих вначале увеличению фильтрации воды и газа в выработку, затем по мере приближения к потере прочности массива в этой зоне возможно резкое уменьшение его фильтрационной способности вплоть до образования гидро- и газового затвора.

Дугообразная форма потери прочности массива угля (рисунок 5.19) может трактоваться как форма некоторого ложного забоя, формирующего условия для внезапного выброса угля и газа или прорыва воды в выработку.

Интуитивно понятно, что на характер развития процесса дезинтеграции углепородного массива оказывает существенное влияние перераспределение напряжений у стенки монтажной камеры и у груди очистного забоя вследствие его движения. В свою очередь, на изменение НДС оказывает значимое влияние не только увеличение площади выработанного пространства, но и характер изменения физико-механических характеристик угля и вмещающих пород из-за дезинтеграции массива.

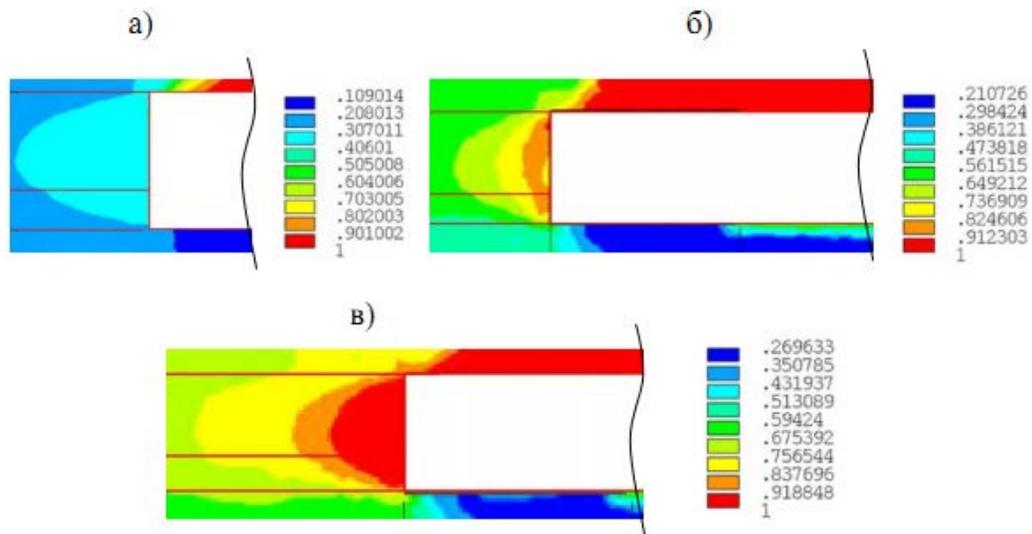


Рисунок 5.19 – Изолинии накопления повреждений у стенки монтажной камеры при отходе очистного забоя: а) на 10 м, через 24 часа проходки; б) на 20 м, через 48 часов; в) на 25 м, через 60 часов проходки

На рисунке 5.20 в терминах концентрации вертикальных напряжений показано изменение пригрузки на угольный пласт до первичного обрушения пород непосредственной кровли при отходе забоя от монтажной камеры как с учетом дезинтеграции массива (рисунок 5.19), так и с учетом увеличения площади выработанного пространства.

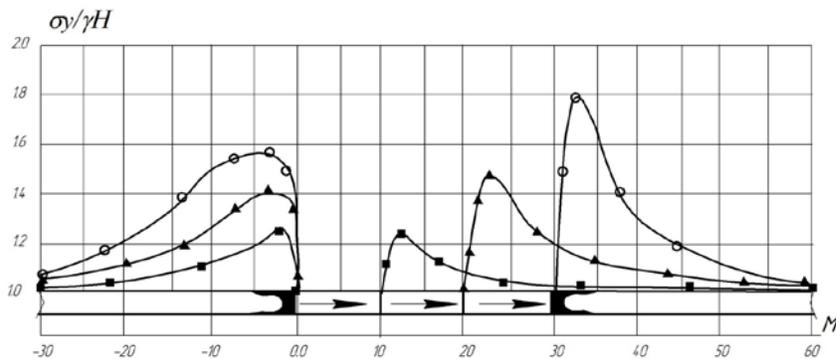


Рисунок 5.20 – Изменение концентрации опорного давления для угольного пласта с учетом дезинтеграции массива пород и движения очистного забоя

Полученные результаты моделирования дезинтеграции углепородного массива и величины пригрузок на угольный пласт по характеру качественно соответствуют данным натурных наблюдений [52].

5.5. Моделирование накопления повреждений и анализ разрушения углепородного массива в окрестности подготовительных выработок

Исследования возможности и причин искрообразования при деформировании и разрушении горных пород в окрестности подготовительных выработок не менее актуальны, чем анализ накопления повреждений у очистных выработок. Выяснение характера деформирования массива у подготовительных выработок вызвано необходимостью установления местоположения и объемов микроразрушений, поскольку фиксируемые электромагнитные излучения (ЭМИ), акустическая (АЭ) и электромагнитная эмиссии (ЭМЭ), являются, в том числе, показателями возникновения электрических микроразрядов в массиве разрушающихся горных пород [100, 103].

Для выявления эффектов, влияющих на характер изменения НДС угольнопородного массива, вносимых непосредственно выработкой, рассмотрим одиночную выработку, пройденную в массиве пород для условий пласта Бреевского шахты «Комсомолец». Заметим, что геометрия поперечного сечения выработок устанавливается исходя из требований, обеспечивающих достаточную вентиляцию очистных забоев, габаритами подземного транспорта, условиями поддержания выработки в исправном состоянии. Кроме того, знания о деформировании массива пород у обнажения необходимы для выбора крепи выработки. В этом случае перемещения контура выработки рассчитываются без учета отпора крепи. Более того, выработка остается неподкрепленной при ее

проходке комбайном на расстояния, значимо превышающие характерные размеры сечения самой выработки.

В этой связи расчеты НДС массива пород у выработки проведем до установки крепи, исключая влияние крепи на деформирование пород в массиве у выработки. Рассмотрим выработку арочного типа как наиболее часто использующуюся на практике.

Отметим также, что численное моделирование позволяет исследовать процессы разрушения в глубине массива с полнотой, которая недостижима в натуральных и лабораторных экспериментах.

Расчетная схема, граничные условия задачи и дискретизация массива на конечные элементы показаны на рисунке 5.21.

Граничные условия на внешнем контуре схемы задаются в виде действия горного давления с учетом концентрации вертикальных напряжений – $k_\sigma \gamma H$, где k_σ – коэффициент концентрации вертикальных напряжений, определенный нами ранее (пункт 5.2), соответствует величине $k_\sigma = 1,3$.

Для угля и вмещающих пород физико-механические характеристики приняты в соответствии со стратиграфической колонкой, показанной на рисунке 5.1, для угля, песчаника и алевролита, аналогично расчетам разрушения массива у очистного забоя, пункт 5.4.

При решении задачи полагалось, что углепородный массив деформируется линейно-упруго вплоть до разрушения. Выработка рассматривается находящейся в массиве горных пород в условиях плоского деформированного состояния.

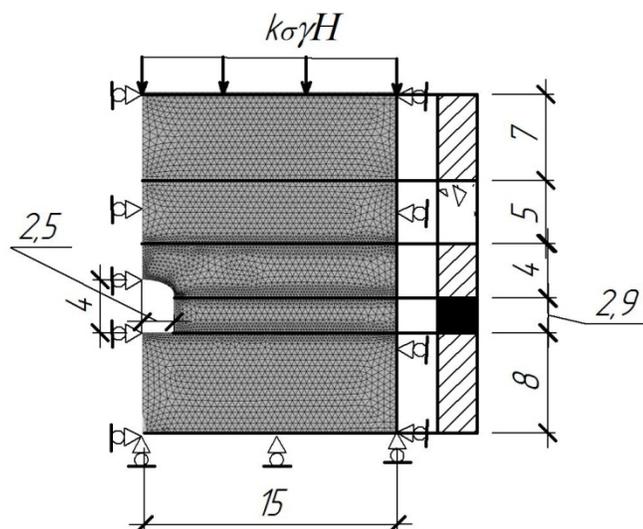


Рисунок 5.21 – Дискретизация расчетной схемы массива пород с выработкой арочного типа (размеры указаны в метрах)

Результаты моделирования напряженного и механического состояний выработки, накопление повреждений в объеме массива для некоторых моментов времени, а также характер и размеры разрушения для определенных выше условий нагружения и ФМХ угля вмещающих пород показаны на рисунке 5.22.

Отсчет времени ведется после проходки выработки на расстояние, превышающее десятикратную мощность пласта. Исходное напряженное состояние массива учитывается коэффициентом концентрации напряжений k_σ в выражении для нагрузки $k_\sigma \gamma H$.

В результате расчетов установлено, что накопление повреждений впервые часы (сутки) после проходки идет наиболее интенсивно, приближает сечение выработки (как конструктивный элемент) к равнопрочной конструкции. Далее, в зависимости от условий эксплуатации, выработка может сохранять работоспособное состояние месяцы и годы. Вместе с тем по прошествии года и более накопления повреждений в массиве пород продолжаются. При этом наибольшую опасность, с точки зрения накопления

энергетики и возникновения пьезоэлектрических эффектов в массиве пород, представляют времена дезинтеграции массива, по крайней мере, в первый месяц службы выработки.

Обсуждение результатов расчетов проведем поэтапно в соответствии с данными рисунка 5.22.

1. Накопление повреждений после проходки выработки ($\Psi(t) = 1,0$ – материал поврежден до уровня остаточной прочности; $\Psi(t) = 0,0$ – повреждения отсутствуют) образует фронт разрушения в вершине купола выработки (см. время до 20 час.). С течением времени граница фронта разрушения у купола выработки стабилизируется и в дальнейшем область дезинтеграции массива увеличивается незначительно. В это же время накопление повреждений наиболее интенсивно происходит по пласту угля и вмещающих породах в окрестности контура выработки.

2. Последующее разрушение массива сопровождается возникновением второго фронта разрушения на границе угольный пласт – кровля (время до 140 час.). Дезинтеграция массива идет вдоль боков выработки. При этом на границе угольный пласт почва возникает третий фронт разрушения (время до 320 час.).

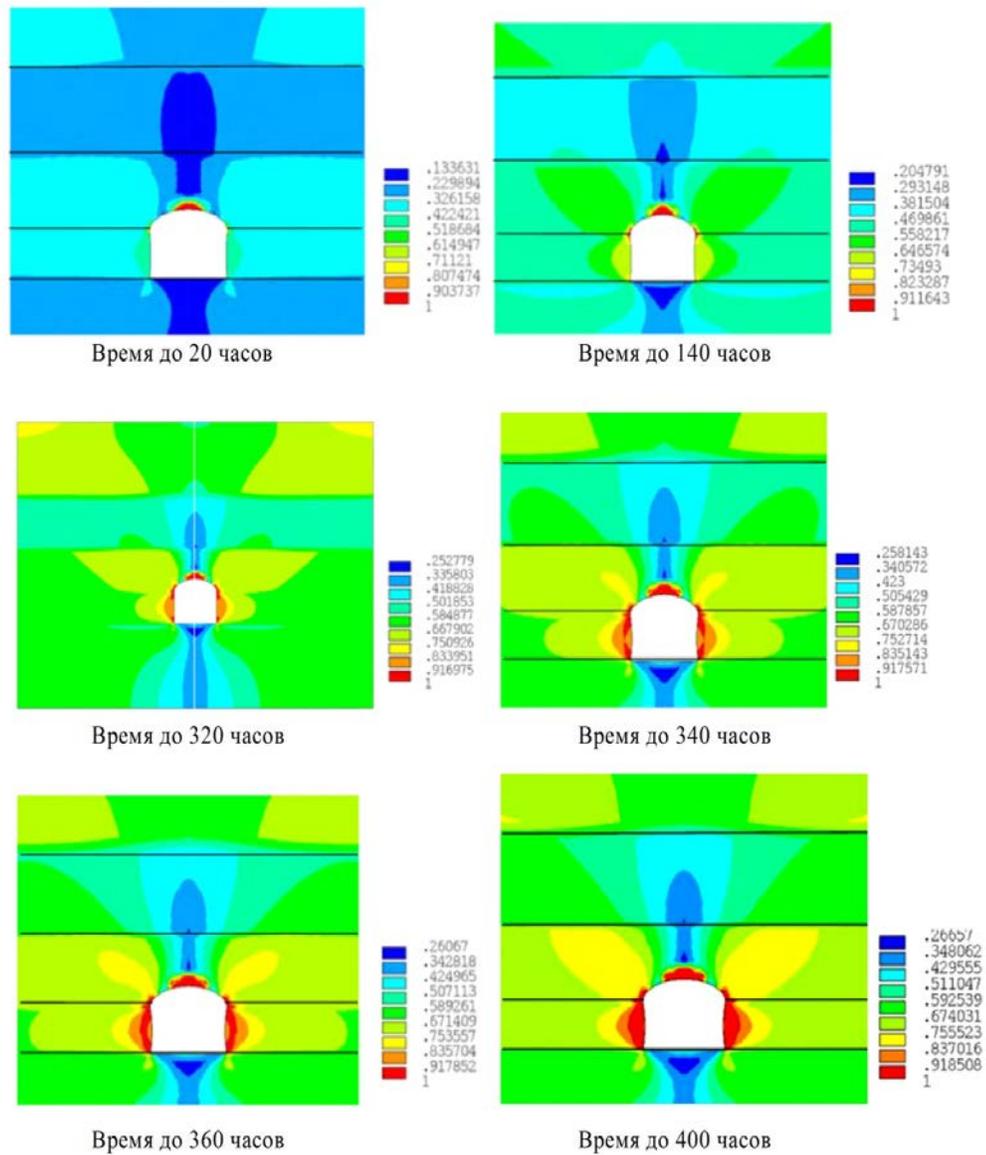


Рисунок 5.22 – Хронология накопления повреждений углепородного массива у одиночной выработки

3. Скорость дезинтеграция массива у боков выработки резко увеличивается, начиная с образования последних двух фронтов разрушения (у кровли и почвы, время от 320 до 340 час.), и является следствием взаимодействия этих фронтов разрушения.

4. При слиянии фронтов разрушения (время более 360 час.) массив угля выдавливается в штрек, происходит интенсивный отжим боков выработки.

5. Судя по результатам моделирования на длительный срок (время до 400 часов и более), процесс дезинтеграции массива стабилизируется, скорость накопления повреждений резко сокращается, в том числе вследствие того, что сечение выработки приближается к равнопрочной форме, создающейся самой природой. Поскольку накопление повреждений идет при постоянных внешних нагрузках (действие гравитации), наступает момент, когда, несмотря на снижение опорных свойств угля, рассматриваемая геоконструкция, накапливая энергию деформации, воспринимает и перераспределяет нагрузку по объему вмещающих пород, происходит стабилизация геомеханической обстановки.

6. Заметим, что настоящее исследование процессов дезинтеграции массива у выработки носит качественный характер. Дезинтеграция массива чувствительна к значениям и уровню ФМХ горных пород, зависит от местоположения выработки и ее взаимодействия с другими выработками, является следствием хозяйственной деятельности.

Вместе с тем уже на этом этапе исследований оказывается возможным выделение опасных зон массива с точки зрения возможного возникновения электрических разрядов, являющихся следствием микроразрушений.

7. Наибольшую опасность представляет дезинтеграция массива у вершины купола выработки в первые часы после проходки, поскольку рудничный газ, фильтрующийся из стенок выработки, скапливается именно в этой зоне. По этой же причине представляет опасность возникновение второго фронта разрушения между кровлей и пластом угля.

8. Изучая возникновение и местоположение фронтов разрушения, можно говорить и об изменении фильтрационных свойств угля и вмещающих пород.

Возникновение смятых пачек угля в результате его дезинтеграции может как увеличить фильтрацию газа в выработку, так и явиться препятствием такой фильтрации. В последнем случае возможно появление дополнительной нагрузки на выработку вследствие увеличения давления газа в областях

массива у ее боков, со всеми вытекающими последствиями – вывалы, выбросы и т. п. явления.

Выводы по главе 5

1. Проведены исследования разрушений горного массива у очистных забоев и сопряженных с ним выработок как источника фрикционной и электрической опасности разделяющихся при разрушении частей горных пород. Установлены местоположения опасных зон у обнажений – зон, в которых начинается растрескивание и лавинообразное обрушение пород в пространстве и времени, позволяющие на качественном уровне рассмотреть нетрадиционный аспект причин инициирования начального внезапного возгорания рудничных газов.

2. Рассмотрены основные, базовые представления относительно одной из основных задач моделирования – выбор расчетных схем для анализа и оценок проявлений горного давления. При этом установлено влияние внешней границы расчетной схемы на напряженное состояние у контура подготовительных выработок в рамках решения задач как в линейно-упругой постановке, так и за пределами линейной упругости. Рассмотрены и проанализированы приемы выбора расчетных схем вокруг очистных выработок для решения задач в двумерной и трехмерной постановках задач теории упругости и деформационной теории пластичности.

3. Реализована методика решения задач деформирования массива с учетом реальных свойств угля и вмещающих пород. Рассмотрены и решены методические вопросы, позволившие обойти затруднения, вызванные нарушением для материалов горных пород гипотезы деформационной теории пластичности, постулирующей необходимость существования единой кривой деформирования при условии активной деформации всех элементарных

объемов массива. Поскольку диаграммы деформирования зависят от сочетания реализующихся главных напряжений в углепородном массиве, при решении задачи об определении НДС массива методом конечных элементов материал каждого из конечных элементов характеризуется своей индивидуальной диаграммой деформирования, отличающейся от диаграмм других элементов. Более того, параметры диаграмм деформирования изменяются в ходе итерационных процессов линеаризации нелинейных функционалов при решении задач в нелинейно-упругой постановке.

4. Показано, что учет третьего главного напряжения при оценках НДС углепородного массива приводит к значимому качественному и количественному отличию механического поведения угля и вмещающих пород от поведения массива, когда механическая модель деформирования строится без учета предельных значений деформаций с использованием лишь критерия прочности Кулона – Мора. Учет третьего главного напряжения приводит к уменьшению максимального значения концентрации горного давления в $1,25 \div 1,4$ раза, реализующегося на расстояниях $1 \div 1,5$ мощности пласта от линии забоя, по сравнению с решением задачи в линейно-упругой постановке, где максимальное значение вертикальных напряжений реализуется практически у линии забоя. Нелинейная область деформирования массива угля охватывает расстояние от 5 до 10 метров от линии забоя. Если использовать гипотезу деформационной теории пластичности о единой кривой деформирования то максимальное значение концентрации горного давления уменьшается по крайней мере в 1,8 раз и реализуется на расстояниях до 8 мощностей пласта от линии забоя, по сравнению с решением задачи в линейно-упругой постановке. При этом нелинейная зона деформирования массива угля оказывается «размытой», простирается до 25 метров от линии забоя.

5. Разработаны методические аспекты моделирования массива пород и зон обрушений у очистных выработок. Проведены исследования напряженного состояние массива пород в окрестности подготовительных выработок и очистных забоев. Показано влияние очистной выработки на напряженно-деформированное состояние углепородного массива, находящегося в условиях плоского деформированного состояния. Анализ расчетов НДС у очистной выработки с учетом реальных свойств массива угля и вмещающих пород показывает, что области массива пород наиболее напряжены в центральной части нависающего пролета массива, в окрестности стенок очистной выработки и монтажной камеры, представляющих собой вероятные зоны начальной дезинтеграции массива.

6. Детальный анализ распределения напряжений в рамках решения трехмерных задач теории упругости показывает, что наиболее нагруженные зоны массива располагаются в центральном сечении лавы и в местах сопряжения лавы с подготовительными выработками. Причем концентрация горного давления в зоне сопряжения лавы с подготовительной выработкой оказывается в 1,2 раза выше, чем в центральном сечении лавы при решении задачи с учетом реальных свойств углепородного массива и в 2,4 раза выше, если задачу решать в линейной постановке задачи теории упругости.

7. Результаты расчетов накопления повреждений углепородного массива над выработанным пространством и в почве показывают:

7.1. Во времени купол поврежденности массива кровли до уровня остаточной прочности увеличивается несимметрично относительно центрального сечения нависающей кровли вследствие отставания дезинтеграция пород в кровле из-за движения очистного забоя.

7.2. Свидетельством времени приближения моделируемого первичного обрушения пород кровли является спонтанное накопление повреждений в течение короткого промежутка времени, формирующего условия фрикционной

и электростатической опасности. Для принятых в расчет ФМХ горных пород рассматриваемого очистного забоя № 1735 шахты «Комсомолец» прогнозируемый первичный шаг обрушений составляет 25–30 метров нависающего свода, в то же время шахтные наблюдения свидетельствуют о величине первичного шага обрушения, составляющего от 35 до 40 метров. При этом моделируемая максимальная суммарная мощность горных пород кровли с полной поврежденностью непосредственно перед обрушением достигает 15–16 метров (~ 5-кратная мощности пласта).

7.3. Поврежденные части массива пласта угля у груди забоя перемещаются по мере ведения очистных работ. Напротив, в боку монтажной камеры по мере подвигания очистного забоя дезинтеграция пласта угля нарастает вплоть до обрушения породного массива. Дугообразная форма потери прочности массива, уходящая своей вершиной в глубину пласта угля, может трактоваться как форма некоторого ложного забоя, также формирующего условия электростатической опасности.

8. В результате расчетов установлено, что накопление повреждений в первые часы (сутки) после проходки подготовительной выработки идет наиболее интенсивно, приближает сечение выработки (как конструктивный элемент) к равнопрочной конструкции. Далее, в зависимости от условий эксплуатации, выработка может сохранять работоспособное состояние месяцы и годы. Однако по прошествии года и более накопления повреждений в массиве пород продолжаются. Вместе с тем наибольшую опасность с точки зрения накопления энергии и возникновения электрических эффектов в массиве пород представляют времена дезинтеграции массива, по крайней мере, в первый месяц службы подготовительной выработки.

9. Моделируемые границы зон дезинтеграции массива горных пород с приемлемой для практики точностью удовлетворительно согласуются с

расчетами и результатами шахтных наблюдений, описанные в работах А.А. Борисова, С.Т. Кузнецова, Г.Н. Кузнецова, Л.Д. Павловой, В.Д. Слесорева, Г.Л. Фисенко, В.Н. Фрянова и др., что позволяет утверждать о потенциальной пригодности разработанных в работе методов и методик расчета НДС и разрушения горных пород.

ГЛАВА 6. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВОЗГОРАНИЙ И ВЗРЫВОВ ПЫЛЕМЕТАНОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ В ВЫРАБОТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Глава посвящена доказательству существования аварийных ситуаций, вызванных разрушениями горных пород; обоснованию причинно-следственных связей воспламенения метановоздушных смесей вследствие электрических разрядов, возникающих при деформировании массива, а также экспериментально теоретическому анализу параметров воспламенения метановоздушной среды вследствие трения породы о породу.

6.1. Шахтные наблюдения и зарисовки состояния массива горных пород, провоцирующие возгорания и взрывы пылеметановоздушных смесей в выработках угольных шахт

В настоящее время отсутствуют методические и нормативные документы, регламентирующие обязательные оценки возможности воспламенения рудничных газов в горных выработках, зависящие от поведения углепородного массива в предкритический и критический периоды его разрушения при ведении горных работ. В предыдущих главах диссертационной работы разработаны методики исследования предельных состояний, характера и местоположения первичного разрушения углепородного массива сложного строения в окрестности обнажений, разработаны модели и проведены исследования по установлению условий фрикционного воспламенения рудничных газов в горных выработках угольных шахт. Тем не менее в связи с отсутствием подходящих инструментальных средств слежения за поведением

массива непосредственно при его разрушении и сведений о возможности воспламенений метановоздушных смесей, вызванных взаимодействием разрушенных частей горных пород, они могут быть получены лишь на основе шахтных наблюдениях.

Шахтные наблюдения и зарисовки, изложенные ниже, выполнены непосредственно автором, а также на основе опросов инженерно-технических работников и горнорабочих относительно горнотехнических ситуаций, проявляющихся непосредственно перед развитием возгораний – аварий, вызванных смещением горных пород. Кроме того, наблюдения за состоянием массива в пред- и пост аварийные моменты времени отражены в актах технических комиссий по расследованию причин аварий практически поминутно.

Заметим, что кровля большинства угольных пластов состоит из горных пород, которые содержат свободный диоксид кремния (SiO_2) и являются потенциально опасными по фрикционному искрению, и, как следствие, воспламенению метановоздушной смеси. Однако не всякое обрушение или посадка кровли приводят к возникновению аварийных ситуаций. В противном случае добыча угля оказалась бы изначально проблематичной. Вместе с тем фрикционное взаимодействие частей горных пород при обрушениях обращает на себя особое внимание, поскольку в череде техногенных аварий с тяжелыми последствиями занимает далеко не последнее место (таблица 6.1).

Таблица 6.1 – Частота аварий, вызванных различными источниками воспламенения пылеметановоздушных смесей (1976–2000 гг.) [183]

Источники воспламенения	Количество случаев	
	единицы	в процентах от общей суммы
Электроэнергия	50	46,3
Фрикционное искрение	21	19,4
Взрывные работы	18	16,7
Самовозгорание угля	8	7,4
Курение в шахте	5	4,6
Огневые работы	5	3,7
Пневмоэнергия	1	0,09
Всего	108	100

По данным расследований, как следует из таблицы 6.1, практически в каждой пятой аварии источником воспламенения является фрикционное взаимодействие частей пород, пород и инструмента. Крупные аварии, имеющие причиной фрикционный источник воспламенения, происходили на шахтах Кузбасса, Караганды, Воркуты, в том числе:

- шахта «Капитальная» ПО «Южкузбассуголь» – 1976 г.;
- шахта «Бирюлинская» ПО Кузбассуголь – 1979 г.;
- шахта «Юр-Шор» ПО «Воркутауголь» – 1980 г.;
- шахта «Воркутинская» ПО «Воркутауголь» – 1995 г.;
- шахта «Комсомольская» ОАО «Воркутауголь» – 1998 г.;
- шахта «Воркутинская» ОАО «Воркутауголь» – 2002 г.;
- шахта «Антоновская», г. Новокузнецк – 2002 г.;
- шахта «Северная» ОАО «Воркутауголь» – 2004 г.;
- шахта «Комсомольская» ОАО «Воркутауголь» – 2007 г.;

- шахта им. Ленина, г. Караганда – 2008 г.;
- шахта «Абайская», г. Караганда – 2008 г.;
- шахта ЗАО «Распадская-Коксовая», г. Междуреченск – 2011 г.

Наиболее вероятное местоположения вспышек, возгораний и взрывов пылеметановоздушных смесей в выработках угольных шахт можно увидеть в таблице 6.2.

Таблица 6.2 – Адресация вспышек, возгораний и взрывов пылеметановоздушных смесей вследствие фрикционного трения

Шахта		Пласт, выработка
1	Шахта «Бирюлинская» ПО «Кузбассуголь»	XXI, вентиляционный штрек № 2155
2	Шахта «Антоновская» ЗАО «Шахтоуправление «Антоновское»	Лава 30-29
3	Шахта «Зиминка» комбината «Прокопьевскуголь»	VI Внутренний, откаточный штрек
4	Шахта «Комсомольская» ПО «Воркутауголь»	Мощный, вентиляционный штрек 622-с
5	Шахта «Воркутинская» ПО «Воркутауголь»	Четвертый, лава 822-ю
6	Шахта «Северная» ОАО «Воркутауголь»	Четвертый, лава 1312-ю
7	Шахта «Юр-Шор» Комбината «Воркутауголь»	Мощный, конвейерный штрек 633-з
8	Шахта «Воркутинская» ПО «Воркутауголь»	IV, вентиляционный штрек лавы 613-ю
9	Шахта «Комсомольская» ПО «Воркутауголь»	Тройной, конвейерный штрек 212-с
10	ЗАО «Распадская-Коксовая»	IV-V, выемочные камеры КСО 1-2

Характерным примером технических и организационных причин аварий, предшествующих развитию вспышек пылеметановоздушных смесей, переходящих во взрыв вследствие фрикционного трения, может служить авария на ЗАО «Распадская-Коксовая» 4 апреля 2011 г., произошедшая в 14 часов 31 минуту на выемочном участке блока 1-2 (КСО) пласта IV-V. Комиссия, проводившая расследование, начало аварии квалифицирует как «обрушение кровли выработанного пространства выемочного участка блока 1-2 (КСО) пласта IV-V с последующим воспламенением метановоздушной смеси в выработанном пространстве в объеме около 264 м³, чему способствовало, в том числе, фрикционное трение при смещении породных блоков кровли, сложенной абразивными породами, имеющими высокий коэффициент крепости, в результате чего произошли тепловые импульсы в виде нагретых поверхностей или ударных искр».

На рисунке 6.1 представлена зарисовка места аварии, произошедшей 02.04.2002 в шахте «Антоновская» ЗАО «Шахтоуправление «Антоновское».

Хронологически события, предшествующие возникновению аварийной ситуации, сводятся к следующему.

02.04.2002 в первую смену начальником участка № 1 был выдан наряд помощнику начальника участка на выемку угля в лаве 30-29. Примерно в 02 часа 00 минут рабочие участка № 1 приступили к выполнению работ по наряду.

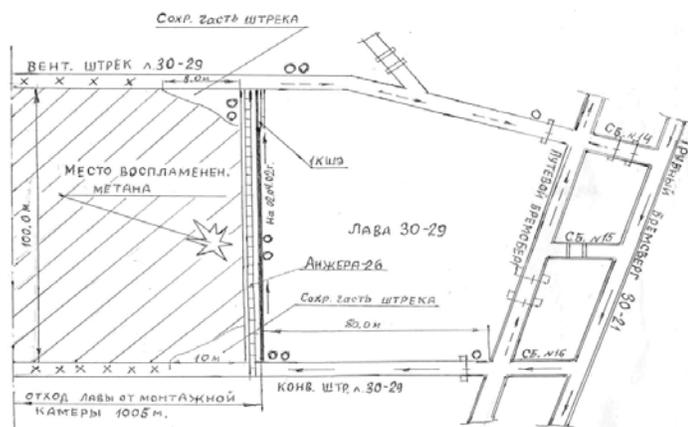


Рисунок 6.1 – Эскиз места аварии, произошедшей в шахте «Антоновская»

В 02 часа 10 минут внезапно из завальной части лавы произошёл толчок воздуха и вспышка, в результате которой рабочие получили ожоги различной степени тяжести.

На момент прибытия ВГСЧ все рабочие, в том числе и пострадавшие (10 человек были травмированы с различной степенью тяжести), уже находились на поверхности.

Горноспасатели, находясь в 7 часов 15 минут на сопряжении вентиляционного штрека лавы 30-29 с путевым бремсбергом, почувствовали опрокидывание воздушной струи с последующим толчком со стороны лавы и завала. Толчок сопровождался внезапным подъёмом пыли.

Государственная комиссия, расследовавшая причины аварии и группового несчастного случая, установила, что произошедшая авария классифицируется как воспламенение метановоздушной среды в выработанном пространстве лавы 30-29 в непосредственной близости (10–15 м) от очистного забоя (рисунок 6.1).

Экспертная комиссия на основании исследований считает, что «источником воспламенения метановоздушной смеси явилось выделение тепла, образовавшегося при обрушении пород кровли крепостью свыше $f = 6-7$ по

шкале М.М. Протодяконова, когда происходит интенсивный нагрев части пород до температуры 500–1000 градусов, способной воспламенить метановоздушную смесь».

На шахте «Комсомольская» ПО «Воркутауголь» 25.06.2007 в 18 часов 40 минут произошел взрыв метановоздушной смеси в тупиковой выработке (рисунок 6.2). Пострадало 13 человек, в том числе легко – 2 человека, смертельно – 11 человек.

Из выводов экспертной комиссии следует: «производство работ по ремонту вентиляционного сооружения могло нарушить установившееся равновесное состояние массива и спровоцировать внезапное движение вмещающих пород над крепью выработок, в результате чего произошла резкая посадка крепи и самого сопряжения с последующим возникновением температурного импульса (более 700 градусов по Цельсию) за счёт трения металлических элементов арочной крепи – металла о металл, вследствие чего в вентиляционном штреке 622-с пласта Мощного произошел взрыв метановоздушной смеси, вызвавший тяжёлые последствия» [184].

На шахте «Воркутинская» ПО «Воркутауголь» 13.01.2002 произошел взрыв метановоздушной смеси в выработанном пространстве лавы 822-ю пласта Четвертого (рисунок 6.3). Пострадало: тяжело – 12 человек, смертельно – 5 человек.

В первую смену 13.01.2002 группа рабочих в соответствии с полученным ими нарядом произвела посадку кровли в тупике вентиляционного штрека и его отшивку. В результате извлечения металлической крепи штрека сечением 12 м² обрушилась в свободное пространство непосредственная кровля и обнажилась основная кровля на площади примерно 200 м².

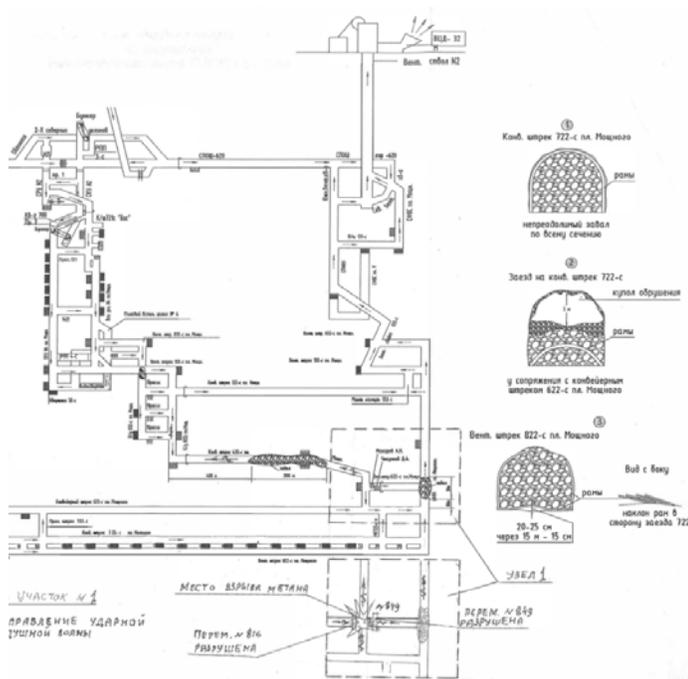


Рисунок 6.2 – Схема аварийного участка шахты «Комсомольская»
ПО «Воркутауголь»

Учитывая, что геомеханические процессы в окрестности лавы 822-ю протекают во времени, извлечение крепи вентиляционного штрека явилось своего рода ускорителем, активизирующим обрушение пород основной кровли, мощность которой в данном районе более 10 м с коэффициентом крепости 6-9.

пылеметановоздушных смесей происходят в результате фрикционного разрушения массива пород.

Общий анализ аварий показывает, что взрывы пылеметановоздушных смесей в горных выработках вследствие фрикционного трения частей пород имеют место в результате сочетаний условий и обстоятельств, обусловленных:

– *природными факторами* – постоянное во времени выделение метана из пласта, вмещающих пород и отбитого угля; залегание в непосредственной кровле пласта песчаников с высокими значениями коэффициентов крепости, способных при обрушениях к фрикционному искрению и нагреву при соударениях крупных кусков (глыб);

– *технологическими факторами*, например такими, как ведение горных работ по выемке угля в лаве со значительными скоростями подвигания очистного забоя, вызывающими «зависание» пород основной кровли, увеличивающими шаг обрушений;

– *человеческими факторами*, например такими, как действия руководства шахты, в т. ч. геолого-маркшейдерской службы, допускающие отработку выемочного участка без учета в технической документации факторов, осложняющих ведение горных работ, в том числе и свойств горных пород, способных вызвать фрикционное трение при обрушении.

Таким образом, указанные факторы являются основой создания на выемочном участке условий образования двух категорий опасности – опасных ситуаций и опасного события. Первые из них представляют скопление взрывчатой метановоздушной смеси в выработанном пространстве очистного забоя, которые сами по себе не представляют опасности, но при совмещении опасных скоплений (ситуаций) с источником высокой температуры (фрикционное трение пород кровли в выработанном участке) происходит объективно неизбежное свершение опасного события – взрыв метановоздушной смеси и травмирование находящихся в выработках людей.

Еще ранее (см. главу 1, пункт 1.3) было обращено внимание, что разрушение массива горных пород вызывает вспышки, возгорания и взрывы пылеметановоздушных смесей не только за счет тепловых эффектов (тепловые импульсы в виде нагретых поверхностей или ударных искр), но и за счет образования электрических разрядов, возникающих на берегах трещин.

Выводы из шахтных наблюдений при рассмотрении случая взрыва метана на шахте «Кузбасская» производственного объединения «Южкузбассуголь», происшедшего 20.09.1976, описанные авторами работы [103], говорят о том, что при самопроизвольном обрушении кровли пласта K_1 взрыв произошел вследствие возникновения электрических разрядов между берегами трещин при образовании крупных кусков (глыб). Вывод обосновывается тем, что никаких других видимых причин (кроме электроразряда) для инициирования взрыва не существовало, поскольку в отработанном пространстве не велось никаких видов работ с использованием оборудования, способного вызвать искрение.

В свете проводимых нами исследований причинами взрыва в данном случае могут служить наложение эффектов от электрических разрядов и фрикционного трения отдельностей горных пород.

Как известно, откликом возникновения электрических разрядов в результате трещинообразования массива служат импульсные электромагнитные излучения. В этой связи обратим внимание на натурные измерения электромагнитных излучений при помощи датчика, перемещаемого по выработке к забою, выполненные авторами работы [103]. На рисунке 6.4а показаны результаты измерений электромагнитных излучений по длине вентиляционного штрека. На рисунке 6.4б показаны эпюры и линии уровней изменения коэффициента концентрации интенсивности напряжений $k_{si} = \sigma_i / k_{\sigma} \gamma H$, ($k_{\sigma} = 1,3$) в среднем горизонтальном сечении пласта (рисунок 5.24).

Как и следовало ожидать, сопоставление экспериментальных результатов и данных численных расчетов свидетельствуют, что увеличение числа

импульсов электромагнитных излучений происходит вследствие нарастания микрповреждений углеродного массива в тех же областях, где имеет место увеличение концентрации напряжений.

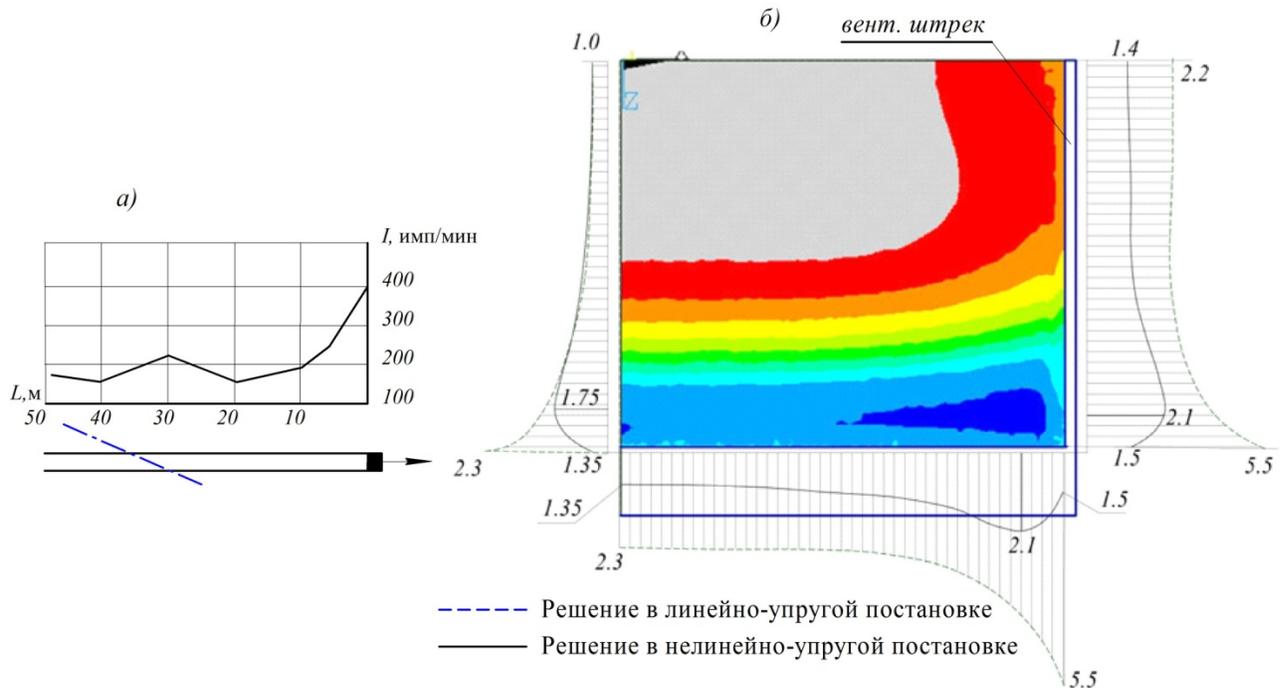


Рисунок 6.4 – Изменение интенсивности импульсного электромагнитного излучения по длине вентиляционного штрека а), (гор. +140 м, шахта «Прокопьевская») [103]; изменение коэффициента концентрации интенсивности напряжений в среднем по мощности горизонтальном сечении пласта б) (рисунок 5.24)

Вероятность возгораний и взрывов пылеметановоздушных смесей может быть связана с наложением не одного, а одновременно нескольких факторов, способствующих развитию аварийных ситуаций.

Так, например, 04.04.2011 на ЗАО «Распадская-Коксовая» на участке по добыче угля № 6 произошла посадка кровли в выработанном пространстве выемочных камер 1-2-10 и 1-2-12, что привело к разрушению трех лафетных

изоляционных перемычек. В результате обрушения произошло изменение состояния системы – мгновенное снятие напряжений из-за потери целостности массива междупластья (плиты). Разрядка напряжений сформировала ударную волну, которая, распространяясь по массиву горных пород, вызвала дополнительно образование новых трещин; произошло разделение массива на крупные блоки, которые фрикционным образом сместились по линии разлома. Произошла вспышка и возгорание пылеметановоздушной смеси.

Государственная комиссия отмечает следующее: «авария вызвана комбинацией тепловых импульсов и электрических разрядов».

Причины аварии:

- тепловые импульсы от нагретых поверхностей разрушенных блоков кровли, сложенные абразивными породами, имеющими высокий коэффициент крепости, явились следствием их фрикционного трения, произвели нагрев взрывчатого объема газовой смеси;

- разрушение горных пород на больших площадях привело к образованию электрических разрядов, способствующих воспламенению газовой среды с последующим переходом в ударную волну слабой интенсивности.

В результате проведенного расследования других причин возникновения аварии не установлено.

Таким образом, при разрушении массива горных пород можно указать по крайней мере на два фактора, вызывающих вспышки, возгорания и взрывы пылеметановоздушных смесей в горных выработках:

- возникновение электрического поля высокого напряжения и создание возможности для протекания электрических разрядов;

- трение обрушаемых породных блоков о породу, нагревание, фрикционные искрение и воспламенение метановоздушной смеси.

Заметим, что существование электромагнитных излучений, источником которых являются электрические разряды, не вызывает сомнений. Однако природа накопления электрических разрядов на поверхности трещин при разрушении углепородного массива остается все еще мало изученной, свидетельствует об очевидной необходимости дальнейшего изучения причин возникновения электрических разрядов.

Сходные проблемы относятся к изучению фрикционного трения отдельностей горных пород; связаны с установлением определяющих параметров опасности, таких как механические свойства пород, местоположение зон обрушений, силовые параметры взаимодействия и другие факторы.

Для детального установления и изучения существа физических явлений, побуждающих возникновение взрывного горения пылеметановоздушных смесей при разрушении горных пород, необходимо проведение дополнительных экспериментальных исследований, по крайней мере в лабораторных условиях.

6.2. Экспериментально-теоретический анализ параметров воспламенения метановоздушной среды при трении породы о породу

Планирование экспериментов осуществлялось на основе разработанных и апробированных математических моделей фрикционного динамического взаимодействия частей горных пород, изложенных в предыдущих главах диссертационной работы.

Математическое моделирование быстропротекающих процессов позволило установить качественную картину влияния механических и теплофизических факторов на воспламенение МВС при фрикционном трении в результате ударного взаимодействия частей горных пород как отражение

внешних проявлений при обрушениях, стрельб, взаимодействии пород с инструментом и т.п. физических явлений. Полученные результаты легли в основу планирования этапов лабораторных экспериментов с целью исследования трибологических эффектов горных пород как источников воспламенения рудничных газов.

Оценки фрикционного воспламенения МВС получены на базе экспериментального изучения параметров воспламенения МВС на установке роторного типа ВостНИИ по специальной программе, а также с использованием математического моделирования процессов фрикционного трения, реализующихся в процессе испытаний.

В процессе экспериментально-теоретического моделирования воспламенения МВС вследствие фрикционного трения образцов пород решались следующие задачи:

- установление минимального числа последовательных контактов образцов породы до воспламенения МВС при вращении ротора лабораторной установки в зависимости от скорости вращения ротора и развивающегося пятна контакта во времени;

- установление изменения процентного содержания вкраплений частиц кремния в породе песчаника на поверхности пятна физического контакта в результате последовательных взаимодействий образцов породы до воспламенения МВС;

- изучение изменения температуры пятна контакта между образцами при трении породы о породу во времени;

- установление изменения температуры при охлаждении пятна контакта в результате отрыва образцов породы друг от друга во времени;

- изучение влияния размеров пятен контакта на реализацию критической температуры воспламенения во времени.

Фрагмент лабораторной установки для изучения параметров фрикционного трения образцов пород показан на рисунке 6.5.

Геометрический размер пятна контакта L_1 подвижного образца (позиция 2, рисунок 6.5а) породы формирует пятно контакта протяженностью L_2 на неподвижном образце. Перед началом эксперимента образцы пород поджимаются друг к другу пружиной (позиция 4) усилием Q кг. При этом осадка пружины составляет λ мм. Цилиндрическая винтовая пружина изготавливается из специальной стали с модулем упругости при сдвиге, равном G МПа.

Пружина имеет число витков n с радиусом оси R мм и диаметром проволоки d мм.

Диаметр ротора установки (позиция 1) соответствует величине $D = 200$ мм. В процессе испытаний ротор вращался с числом оборотов $\omega = 540 \text{ мин}^{-1}$.

Испытываемые образцы изготавливались из вмещающих пород шахт Воркутинского и Кузбасского месторождений угля.

Для продолжительного хранения и транспортирования проб горных пород, пробы сразу после отбора заворачивались в марлю и покрывались водонепроницаемой пленкой путем опускания образцов в расплавленный парафин.

Представим содержание этапов проведения экспериментальных исследований горных пород:

1. Отбор проб образцов горных пород (ГОСТ 21153.0-75).
2. Определение крепости по шкале М. М. Протоdjаконова (ГОСТ 21153.1-75).
3. Определение в породе содержания диоксида кремния (ОСТ 153-12.0-004-01).

4. Определение влажности горной породы (ГОСТ 5180-84) [143, 185, 190].

Для проведения испытаний отбирались образцы 3-х типов горной породы (кварцита, алевролита, песчаника).

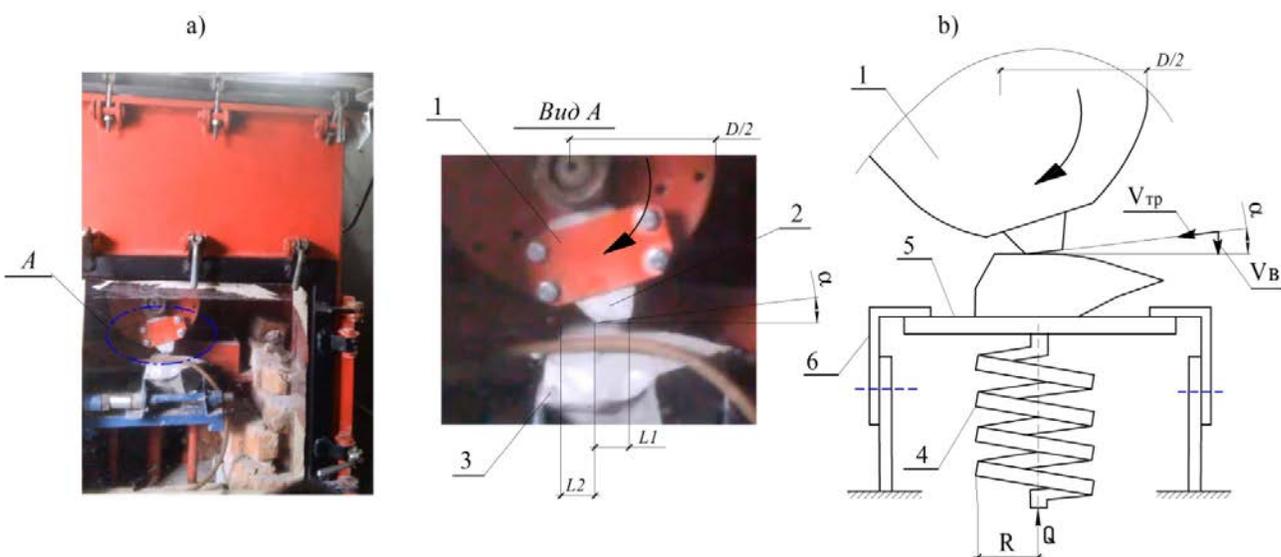


Рисунок 6.5 – Роторная установка для испытаний образцов горных пород на фрикционное трение: внешний вид а) и кинематическая схема установки б): 1 – ротор; 2 – подвижный образец породы; 3 – неподвижный образец; 4 – пружина;

5 – монтажный стол; 6 – ограничитель подъема монтажного стола; $V_{тр}$ – скорость встречи подвижного образца с неподвижным образцом породы; $V_{в}$ – вертикальная (по нормали к неподвижному образцу) скорость встречи образцов

Перед началом испытаний проводились микроскопические исследования поверхности зоны пятна контакта на предмет определения исходного (до опытов) содержания свободного диоксида кремния.

Далее метаном заполнялась взрывная камера установки – массовая доля метана составляла (6–9) %. С помощью газоанализатора производился контроль концентрации метана во взрывной камере и включалось вращение ротора

(рисунок 6.5). Одновременно с включением ротора в работу включалась видеокамера.

В соответствии с рекомендациями ОСТ 12.28.333-91, если при 16000 последовательных трущихся соприкосновений образцов во взрывоопасной смеси не наблюдалось воспламенений и не было зафиксировано наличие свечения в пятнах контакта (накал, искры), то порода в фрикционном отношении полагается неопасной. Температура в пятнах контакта и в окрестности области контакта образцов оценивалась по цвету накала при помощи шкалы температур визуально (таблица 6.3) и после раскодировки результатов видеосъемки.

Таблица 6.3 – Температура области контакта образцов в зависимости от цвета свечения пятна контакта

	Цвет накала	Температура, °С
	Тёмнокоричневый	530-580
	Коричнево-красный	580-650
	Тёмнокрасный	650-730
	Тёмновишнёво-красный	730-770
	Вишнёво-красный	770-800
	Светловишнёво-красный	800-830
	Светлокрасный	830-900
	Оранжевый	900-1050
	Тёмножёлтый	1050-1150
	Светложёлтый	1150-1250
	Ослепительно-белый	1250-1300

Результаты экспериментов с образцами по оценке фрикционной опасности вмещающих пород представлены в таблице 6.4.

Анализ результатов испытаний показывает, что воспламенение МВС или наличие свечения происходит при различном числе динамических контактов

образцов, в том числе при испытаниях пород с небольшим (до 30 %) начальным содержанием кремния.

Причины возникновения взрывчатой и взрывоопасной ситуаций связываются нами с уровнем разогрева пятен контакта, зависящего от скорости взаимного фрикционного смещения образцов, от скорости их динамической встречи, начального усилия прижатия образцов, а также с изменениями структуры материала в приповерхностных областях образцов – в пятнах контакта вследствие их фрикционного взаимодействия.

Таблица 6.4 – Результаты исследований фрикционной опасности горных пород

№, пп	Шахта	Пласт	Место отбора	Тип породы	Влажность	Содержание SiO ₂	Крепость	Наличие свечения, взрыва	Температура, °С
1	Польсаевская	Бревеский	Монт. кам.17-22, непосредр. кровля	Алевролит	1,34	32,8	3,9	Свечение	~400
2	Сибирское	Румянцевский	Лава № 8, непосредр. кровля	Алевролит мелкозерн.	0,92	42,6	4,5	Свечение	~600
3	Хакасразрез уголь	Великан-II	Лава № 22, породный прослоек	Алевролит серый окремненный	1,26	25,8	7,8	Взрыв	>650
4	Антоновская	26	Аккумулятор. штрек 26-8, непосредр. кровля	Алевролит	1,45	22,1	4,8	Свечение	~400
5		-/-	Путевой тормоз 29-21, непосредр. кровля	Алевролит	1,23	19,9	3,8	Нет	-
6		-/-	Путевой тормоз 29-21, непосредр. почва	Алевролит	1,35	20,9	4	Свечение	~400
7	Енисейская	Мощный	Лава № 81, породн. прослоек	Алевролит	1,24	28,2	4,3	Свечение	~400
		Гигант-1	Лава № 044, непосредр. кровля	Углистый аргиллит	1,89	18,3	2,5	Нет	-
		-/-	Лава № 044, непосредр. почва	Алевролит	1,54	25,6	4	Нет	-
		Мощный	Лава № 81, непосредр. кровля	Алевролит	1,45	20,1	3	Нет	-
8	им. В. И. Ленина	IV-V	Лава № 0-5-1-9, кровля	Песчаник	1,43	32,4	4,1	Свечение	~400
		IV-V	Лава 0-5-1-12, непосредр. кровля	Песчаник	1,30	55,8	5,4	Взрыв	>650
9	Новая	6	Центр. ход. тормоз. непосредр. кровля	Алевролит мелкозерн.	1,23	37,7	6,6	Взрыв	>650
10	Соколовская	52	Лава 5203, непосредр. кровля	Алевролит мелкозерн.	1,12	38,9	6,3	Взрыв	>650
11	Большевик	29а	Лава 29-37, непосредр. почва	Алевролит серый	1,32	37,3	5,2	Свечение	~600
12	№ 12	-/-	Квершлаг сев.-юг, на гор. 0, непосредр. почва	Алевролит темно-серый	1,61	32,8	7,9	Взрыв	>650
		-/-	Квершлаг сев.-юг, на гор. 0, непосредр. почва	Алевролит темно-серый	1,68	32,3	7,5	Взрыв	>650

Для оценки влияния фрикционного взаимодействия пород на текстуру материала в пятне контакта изучалось состояние поверхности контакта с использованием микроскопа «Axiovert 25 SA» производства Германии.

Оптические изображения поверхностей образцов получены с использованием эффекта дифференциально-интерференционного контраста.

На рисунке 6.6 приведены фрагменты изображения структуры поверхности образцов горных пород для поля зрения размером 1200x900 мкм.

Анализ текстуры поверхности рассмотренных видов горных пород показывает наличие проявлений в основном двух фрактальных размерностей – вкраплений диоксида кремния и цементирующего состава.

Протяженность поверхности частиц вкраплений у горных пород: Алевролит – $100 \div 200$ мкм; песчаник – $150 \div 190$ мкм; кварцит – $300 \div 350$ мкм.

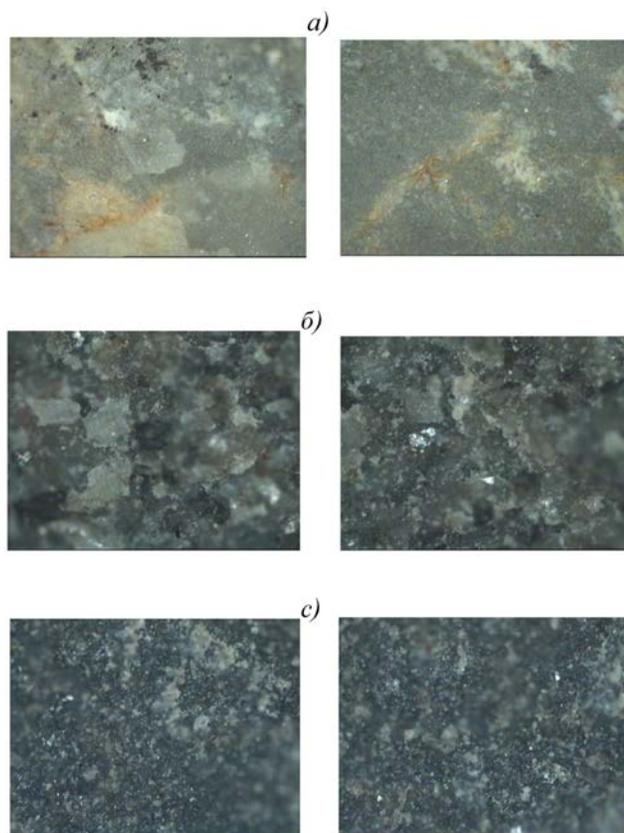


Рисунок 6.6 – Оптические изображения текстуры поверхности образцов: а) – кварцита, б) – песчаника; с) – алевролита

По существующим представлениям только при содержании в породе диоксида кремния более 60 % и крепости породы более 6 по шкале проф. М.М Протодяконова возможно возникновение вспышки МВС [79].

Тем не менее, данные таблицы 6.4 показывают наличие случаев возникновения вспышек метановоздушной смеси в считающихся неопасными условиях. Этот феномен еще предстоит объяснить.

Нами предположено, что в процессе динамического контакта частей горных пород содержание диоксида кремния в приповерхностных слоях увеличивается вследствие разрушения и удаления цементирующей основы - материала, связывающего вкрапления частиц кварца, обладающей меньшими предельными прочностными свойствами, по сравнению с частицами кварца. В результате происходит наклеп (упрочнение) приповерхностных слоев материала за счет увеличения содержания диоксида кремния в пятнах физического контакта.

Кроме того, выбиваемая с поверхности пятен контакта цементная пыль является флегматизатором горения метановоздушных смесей.

С целью проверки и уточнения выдвинутых предположений потребовалось изменить этапы и условия экспериментов по оценке фрикционной опасности горных пород.

Одним из важнейших этапов эксперимента теперь является этап создания пятна контакта между образцами пород, поскольку от протяженности поверхности трения зависит уровень нагрева пятен контакта между образцами.

Пятно контакта создавалось в результате трения образцов при вращении ротора (рисунок 6.5) без ввода метановоздушной смеси во взрывную камеру установки. Перед началом испытаний с места предполагаемой зоны пятна контакта и по завершении испытаний из этой же зоны соскабливались пробы в виде мелкодисперсной породной пыли для определения содержания свободного диоксида кремния. Как и предполагалось, при динамическом

контакте горных пород происходит удаление цементной основы-связки с обнажением на поверхности контакта более прочных включений – диоксида кремния. Как следует из анализа видеосъемок, механическое удаление цементной основы с поверхности пятна контакта сопровождается периодическим образованием пылевого облака (рисунок 6.7). Происходит упрочнение (наклеп) поверхности пятна контакта.

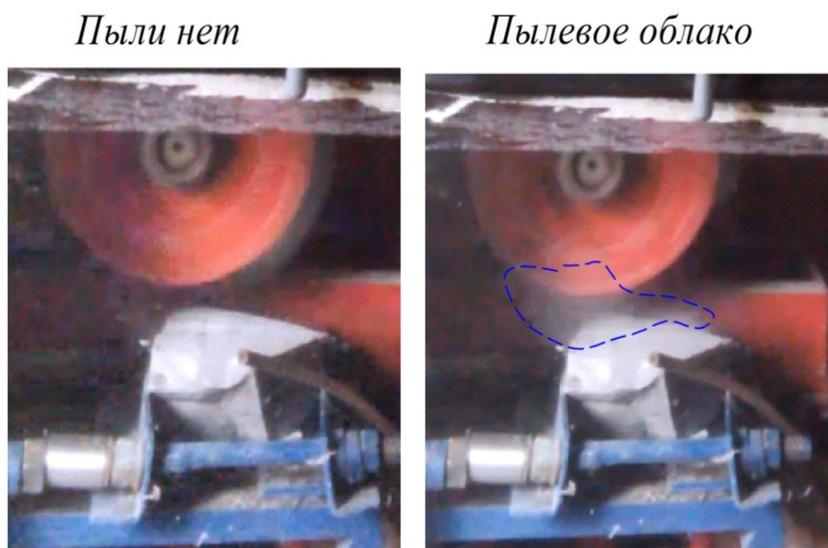


Рисунок 6.7 – Процесс формирования пятна контакта при динамическом взаимодействии образцов горных пород

Для оценки минимальных размеров пятен фрикционного контакта (протяженность пути трения) – предвестника возможного воспламенения МВС, – вращение ротора осуществлялось до первого видимого нагрева (свечения) пятна (рисунок 6.8).

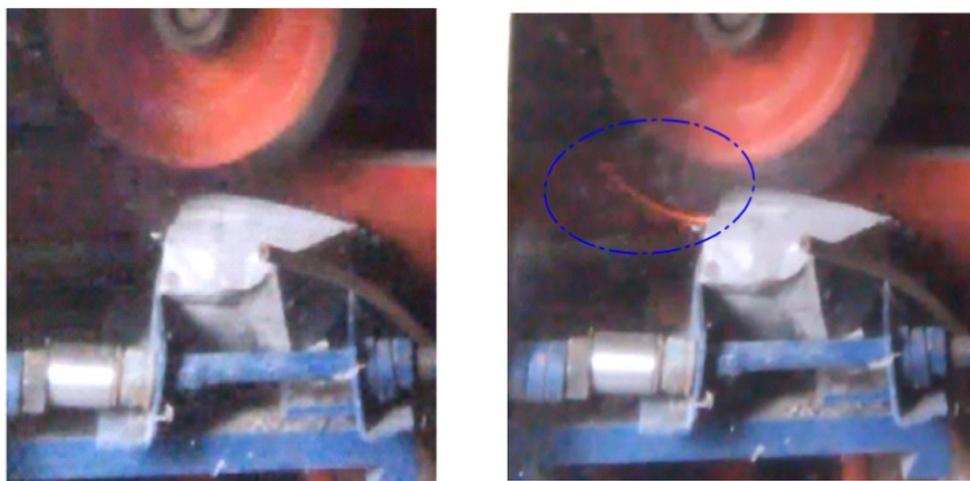


Рисунок 6.8 – Завершение процесса создания пятна контакта по факту свечения подвижного образца

В таблице 6.5 представлены результаты оценок содержания кремния в пятнах контакта до начала формирования пятна и после начала его свечения.

Таблица 6.5 – Содержание диоксида кремния в образцах горных пород до и после формирования пятен контакта

	Тип породы	Крепость	Содержание SiO ₂ , %		Прирост SiO ₂ , %
			До испытаний	После испытаний	
1	Песчаник серый, мелкозернистый	5,0	39,2	52,7	13,5
2	Алевролит крупнозернистый	4,5	28,9	39,5	10,6
3	Песчаник крупнозернистый	4,6	28,6	40,0	11,4
4	Алевролит	5,4	31,1	40,4	9,3
5	Песчаник	6,1	34,7	52,0	17,3

Тип породы	Крепость	Содержание SiO ₂ , %		Прирост SiO ₂ , %	
		До испытаний	После испытаний		
6	Аргиллит	6,0	31,5	40,9	9,4
7	Переслаивание песчаника и алевролита	4,52	40,0	63,9	23,9

Результаты испытаний свидетельствуют об увеличении содержания диоксида кремния в местах динамических фрикционных взаимодействий отдельностей горных пород, и это увеличение значимое – возможен приповерхностный прирост содержания кремния более чем на 20 %.

Таким образом, результаты экспериментальных исследований объясняют причину возникновения вспышек метановоздушной смеси при трении горных пород в результате их разрушения или обрушения с содержанием кварца менее 50 % и крепостью менее 5 по шкале проф. М.М. Протоdjяконова (таблиц 6.3–6.4).

В связи с этим методика оценки степени фрикционной опасности горных пород нуждается в изменении и дополнении относительно способа испытаний образцов пород на фрикционную опасность из-за вероятности вариаций процентного содержания кварца на поверхностях частей разрушаемого массива в реальных условиях при ведении горных работ.

Для апробации скорректированной методики оценки степени фрикционной опасности горных пород проведены контрольные испытания с детальным изучением динамического взаимодействия частей горных пород, включая взрыв МВС, на базе экспериментального и численного моделирования процессов фрикционного трения с учетом механических и теплофизических процессов, происходящих при формировании пятна контакта и его нагреве.

Как и прежде при проведении испытаний на фрикционную опасность горных пород взрывная камера заполнялась метаном до концентрации 6–7 %. В роторе закреплялся один образец. Исследуемые образцы горных пород – кварциты (песчаник с вкраплениями кварца) со следующими механическими и теплофизическими характеристиками: начальное (до опытов) содержание свободного диоксида кремния в образцах соответствовало величине $\xi = 40,2 \%$; $E = 4,3 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$ – модуль упругости материала образцов; $\gamma = 2,5 \cdot 10^2 \text{ кг/м}^3$ – удельный вес; $\alpha = 5 \cdot 10^{-6} \text{ 1/град}$ – коэффициент линейного температурного расширения; $\nu = 0,25$ – коэффициент Пуассона; $C = 2000 \text{ Дж/(кг } ^\circ\text{C)}$ – теплоемкость материала; $K = 20,0 \text{ Вт/(м } ^\circ\text{C)}$ – коэффициент теплопроводности; $\lambda(T) = 0,25$ – коэффициент трения до $T = 200 \text{ } ^\circ\text{C}$, и $\lambda(T) = 0,25 - 1,87 \cdot 10^{-4}(T-200)$ при $T > 200 \text{ } ^\circ\text{C}$.

Подвижный образец трапецеидальной формы (рисунок 6.5, позиция 2), с характерными размерами: основание $L_1 = 0,03 \text{ м}$; толщина $t_1 = 0,02 \text{ м}$; вылет относительно внешнего радиуса ротора $t_2 = 0,03 \text{ м}$.

Неподвижный образец (рисунок 6.5, позиция 3) – часть породного массива с максимальными размерами: по горизонтали $\approx 0,3 \text{ м}$; по вертикали $\approx 0,15 \text{ м}$. Угол встречи образцов $\alpha < 1^\circ$.

Параметры испытательного стенда:

– Цилиндрическая винтовая пружина (рисунок 6.5, позиция 4) из стали с модулем упругости при сдвиге, равном $G = 8,5 \cdot 10^9 \text{ кг/м}^2$. Пружина имеет число витков $n = 10$, с радиусом оси $R = 0,1 \text{ м}$ и диаметром проволоки $d = 0,02 \text{ мм}$. Осадка пружины перед началом эксперимента (рисунок 6.5, позиция 4), составляла $\lambda = 0,033 \text{ м}$.

– Диаметр ротора установки $D = 0,2 \text{ м}$ (рисунок 6.5, позиция 1). В процессе испытаний ротор вращался с числом оборотов $\omega = 540 \text{ мин}^{-1}$.

Сценарий испытанный и его реализация заключались в следующем.

На первом этапе испытаний осуществлялась подготовка пятна контакта. Перед началом испытаний с места предполагаемой зоны пятна контакта изымалась проба породной пыли для определения содержания свободного диоксида кремния.

Монтажный стол с неподвижным образцом поднимали до его устойчивого контакта с верхним подвижным образцом, закрепленным на роторе. Величина осадки пружины регулировалась упором ограничителя подъема монтажного стола. Далее включали вращающийся диск, установив число оборотов, равное 540 мин^{-1} .

Одновременно с включением ротора включали в работу телекамеру. Испытания проводили до видимого нагрева (свечения) образцов (первое испытание). После остановки ротора повторно измеряли геометрические параметры образца, закрепленного на роторе установки, и пятна контакта на неподвижном образце, а также определяли содержание свободного диоксида кремния в пятне контакта образцов.

На втором этапе экспериментов оценивались параметры фрикционного воспламенения метановоздушной смеси (МВС) с учетом того, что начальное пятно контакта на неподвижном образце сформировано. Метаном до концентрации 6-7 % заполнялась взрывная камера.

Параллельно с включением ротора начинала осуществляться видеосъемка. Испытания проводилось до визуально видимого воспламенения МВС (рисунок 6.9).

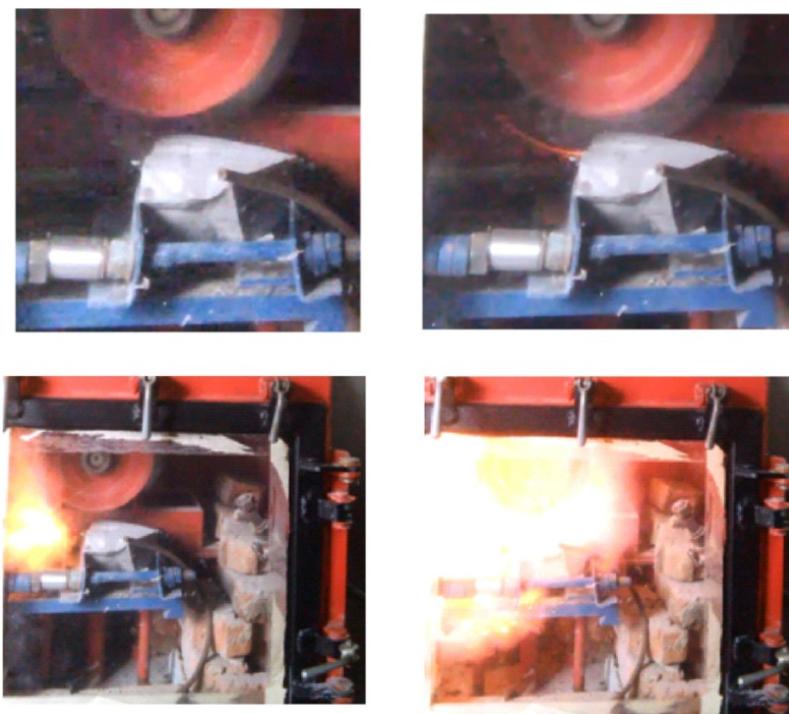


Рисунок 6.9 – Череда следующих друг за другом кадров видеосъемки в опыте перед воспламенением и при воспламенении МВС

После отключения вращения ротора и остывания образцов до комнатной температуры эксперимент повторялся в условиях, аналогичных предыдущим, с использованием тех же образцов. По описанной методике проведена серия из последовательных пяти испытаний.

В результате испытаний установлено:

– Первое испытание (первый этап, без присутствия метана): исходное (до опыта) содержание диоксида кремния $\xi = 40,2 \%$; содержание диоксида кремния в пятне контакта после опыта $\xi = 44,3 \%$. Площадь пятна контакта, сформированная на неподвижном образце, – $S \sim 6 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$; вылет подвижного образца относительно внешнего радиуса ротора уменьшился и составил $t_2 \approx 0,029 \text{ м}$. Число оборотов ротора в опыте – $n \sim 1296$, время испытаний – $t \sim 144 \text{ сек}$.

– Второе испытание (второй этап, присутствие метана, 6 %): исходное (до опыта) содержание диоксида кремния $\xi = 44,3$ %. Площадь пятна контакта, сформировавшегося на неподвижном образце, – $S \sim 4 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$ при первом испытании; число оборотов ротора в опыте до воспламенения МВС – $n \sim 8595$, время испытаний – $t \sim 955$ сек; содержание свободного диоксида кремния в пятне контакта – $\xi = 52,4$ %.

– Третье испытание (второй этап, присутствие метана, 6 %): площадь пятна контакта, сформировавшегося на неподвижном образце, – $S \sim 4,8 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$; число оборотов ротора в опыте – $n \sim 432$, время испытаний до воспламенения МВС – $t \sim 48$ сек.

– Четвертое испытание (второй этап, присутствие метана, 6 %): площадь пятна контакта, сформировавшегося на неподвижном образце $S \sim 6 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$. Протяженность пятна контакта на неподвижном и подвижном образцах – $L_1 = L_2 \approx 0,03$ мм (рисунок 6.5). Число оборотов ротора в опыте – $n \sim 36$, соответствует времени испытаний до воспламенения МВС – $t \sim 4$ сек; содержание свободного диоксида кремния в пятне контакта после воспламенения МВС – $\xi = 60,4$ %.

Базируясь на данных четвертого испытания, рассмотрим эволюцию параметров фрикционного взаимодействия образцов породы, моделируя процессы фрикционного трения. Блок-схема расчетов и диаграмма процесса трения при его моделировании показаны на рисунках 6.10–6.11 соответственно.

При расчетах по алгоритму рисунка 6.10 механические и теплофизические свойства испытываемых образцов (кварцитов) приняты аналогично вышеописанным. Параметры расчетной схемы показаны на рисунке 6.12.

В соответствии с размерами испытываемых образцов и данными четвертого испытания параметры расчетной схемы примем следующими: $L_1 = h_1 = h_2 = 0,03$ м; $L_2 = 0,09$ м; $L_3 = 0,03$ м.

Нижний блок закреплен по своему основанию. Верхний блок прижат к нижнему усилием Q (рисунок 6.5), создающим осадку пружины $\lambda = 0,033$ м. На протяжении одного оборота ротора испытательной машины верхний блок скользит по нижнему на расстояние L_3 со скоростью $V_{тр}$, затем отрывается, и происходит охлаждение образцов до следующего контакта верхнего блока с нижним.

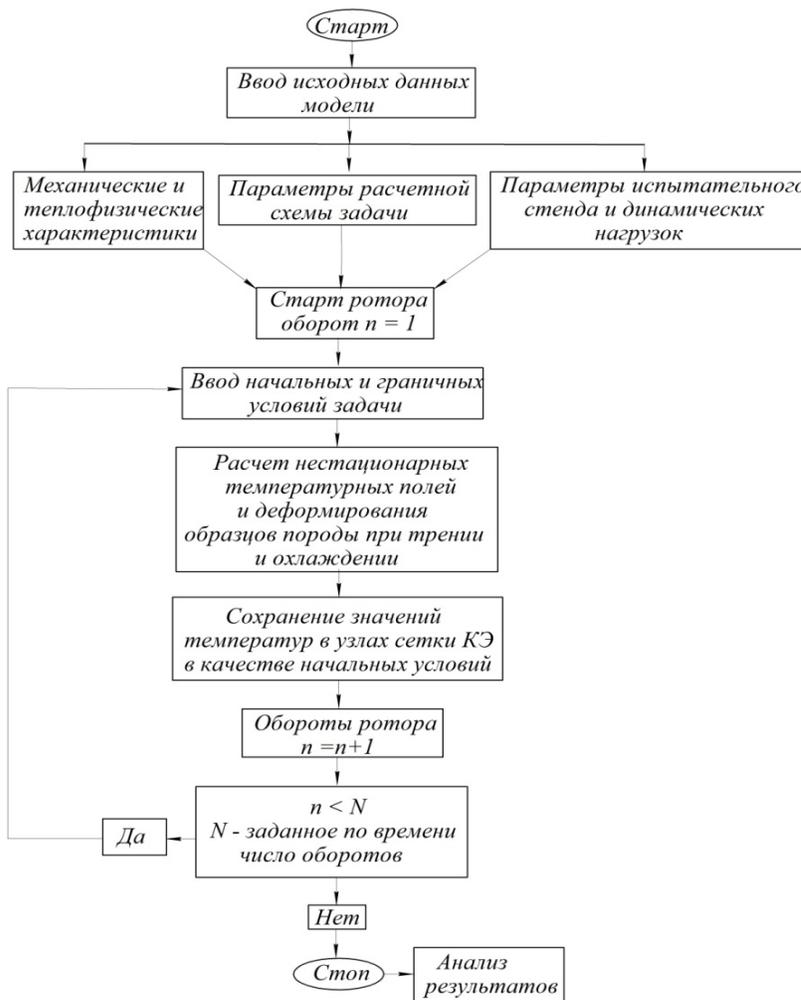


Рисунок 6.10 – Блок-схема моделирования деформирования образцов горных пород и расчета нестационарных температурных полей при динамическом фрикционном взаимодействии

Усилие поджатия Q образцов пружиной (рисунок 6.5) определится через величину осадки пружины λ [168]: $Q = \frac{\lambda \cdot G \cdot r^4}{4 \cdot R^3 \cdot F_p \cdot n} = \frac{3.3 \cdot 8.5 \cdot 10^5 \cdot 1^4}{4 \cdot 10^3 \cdot 10} = 70,1$ кг.

В результате поджатия образцов силой Q размер $h1$ верхнего образца уменьшится на величину hcm .

Согласно теории сопротивления материалов величина осадки hcm может быть оценена из зависимости:

$$hcm = \frac{Q \cdot h1}{E \cdot F} = 0,81 \cdot 10^{-8} \text{ м,}$$

где $F = 6 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$ – площадь контактной поверхности верхнего образца (рисунок 6.12).

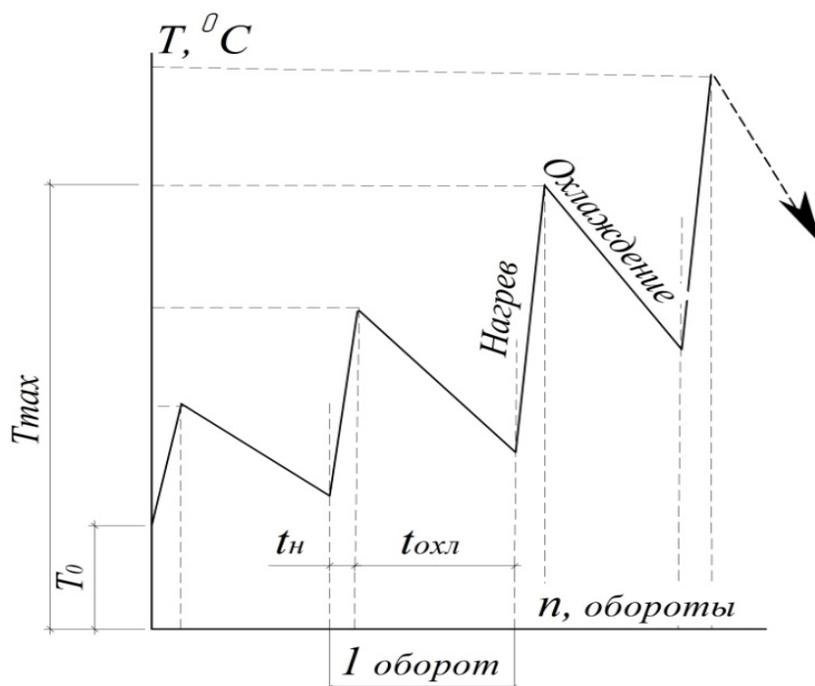


Рисунок 6.11 – Диаграмма-схема изменения фрикционных температур в пятне контакта образцов при вращении ротора: T_0 – начальная (комнатная) температура образцов; T_{\max} – максимальное значение температуры в пятне контакта; t_n – время взаимодействия образцов; $t_{охл}$ – время охлаждения образцов при вращении ротора

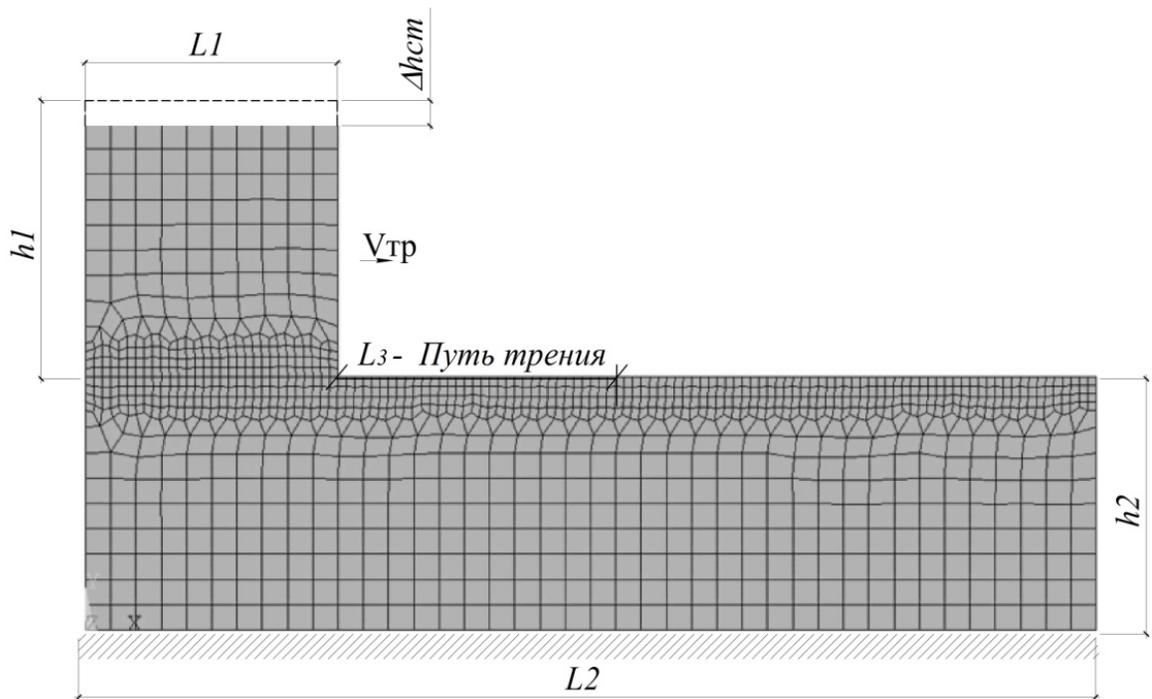


Рисунок 6.12 – Расчетная схема и граничные условия задачи

Будем полагать, что при вращении ротора взаимодействие верхнего и нижнего образцов носит периодический ударный характер. В этом случае величина осадки верхнего блока в динамике определится из выражения

$$h_{дин} = h_{ст} \cdot k_{д},$$

где $k_{д} = \left(1 + \sqrt{1 + \frac{V_{в}^2}{gh_{ст}}}\right)$ – коэффициент динамичности (см. главу 2); $V_{в}$ – вертикальная скорость встречи верхнего образца с нижним; g – ускорение свободного падения.

Скорость трения верхнего блока по нижнему соответствует величине

$$V_{тр} = \frac{\pi D \omega}{60} = \frac{3,14 \cdot 0,2 \cdot 540}{60} = 5,65 \text{ м/с.}$$

Вертикальная скорость встречи образцов (рисунок 6.5) определится из выражения

$$V_{в} = V_{тр} \cdot \sin \alpha.$$

В связи с малой величиной деформирования образцов при их поджатии ($h_{ст} \approx 0,81 \cdot 10^{-8} \text{ м}$) и угол встречи образцов при вращении ротора близок к нулю – $\alpha \sim 0,0$, и, следовательно, при $V_B \approx 0,0$, коэффициент динамичности соответствует величине $k_d \approx 2$.

Таким образом, на верхней грани подвижного образца в качестве граничных условий задаем вертикальные перемещения, соответствующие величине

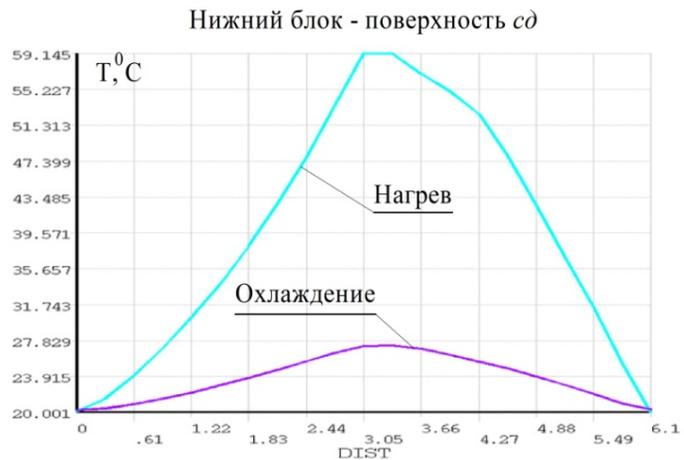
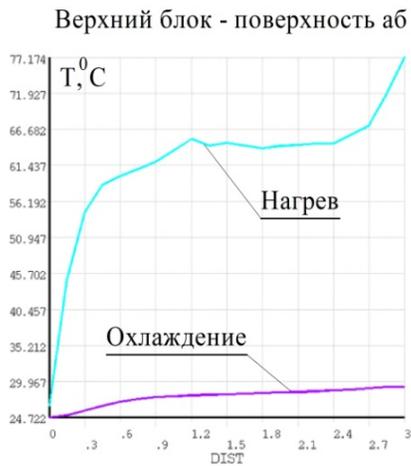
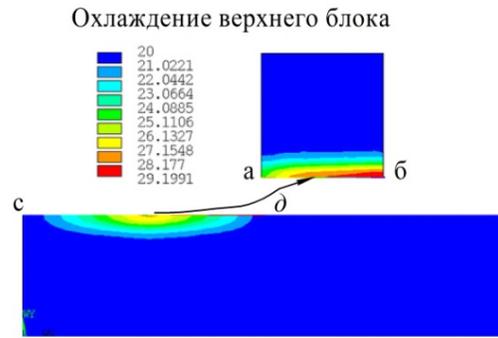
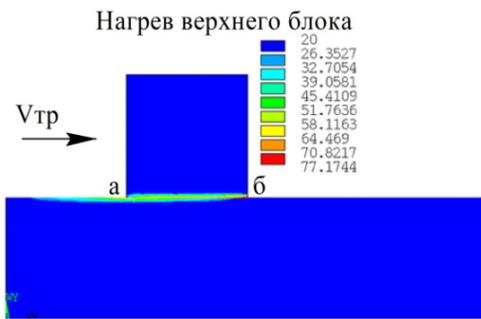
$$h_{дин} = h_{ст} \cdot k_d = 0,81 \cdot 10^{-8} \cdot 2 = 1,62 \cdot 10^{-8} \text{ м.}$$

Время взаимодействия (единичного контакта) образцов: $t_n = L_3/V_{тр} = 0,03/5,65 = 5,3 \cdot 10^{-3} \text{ с}$. Время охлаждения образцов при одном обороте ротора: $t_{охл} = 60/\omega = 60/540 = 0,11 \text{ с}$.

Решая далее связанную задачу термоупругости, в качестве начальных условий остается задать начальную температуру образцов-блоков, соответствующую температуре окружающей среды $T_0 = 20,0 \text{ }^\circ\text{С}$.

Результаты расчетов поля температур в пятне контакта по схеме (рисунок 6.11) в зависимости от числа оборотов ротора показаны на рисунке 6.13.

Оборот n = 1



Оборот n = 10

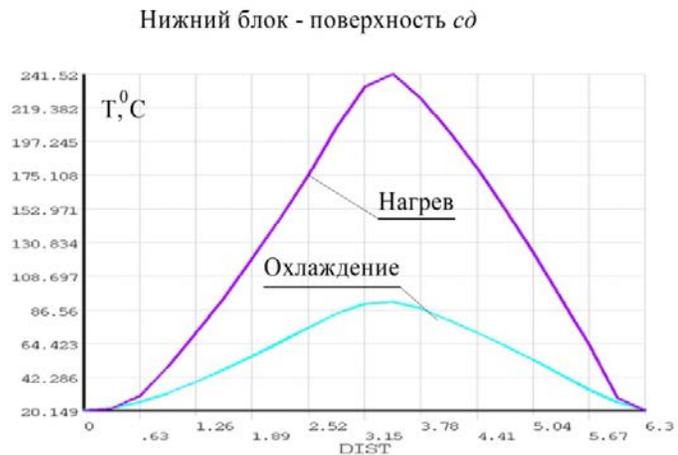
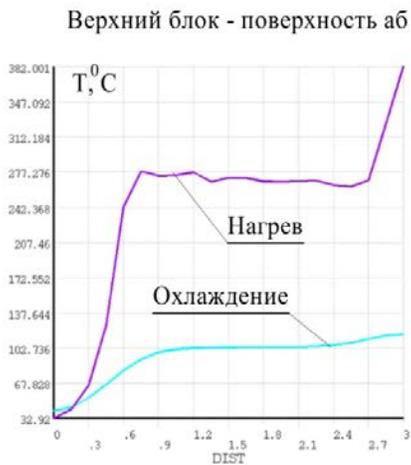
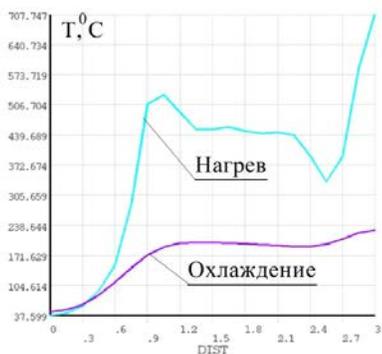


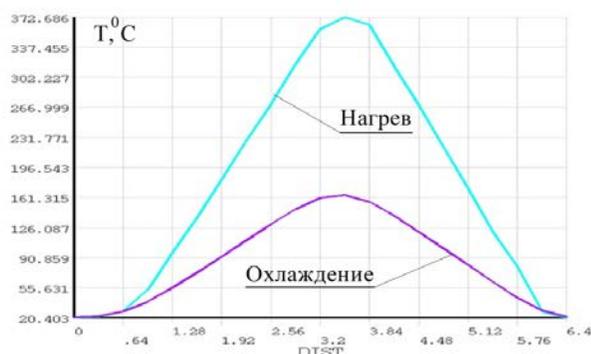
Рисунок 6.13 – Эволюция температурного поля вдоль линии соприкосновения образцов при их динамическом контакте в зависимости от числа оборотов ротора испытательной установки

Оборот $n = 20$

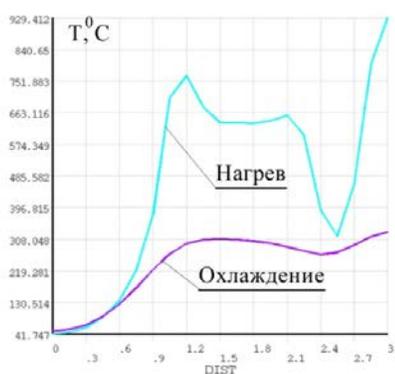
Верхний блок - поверхность аб



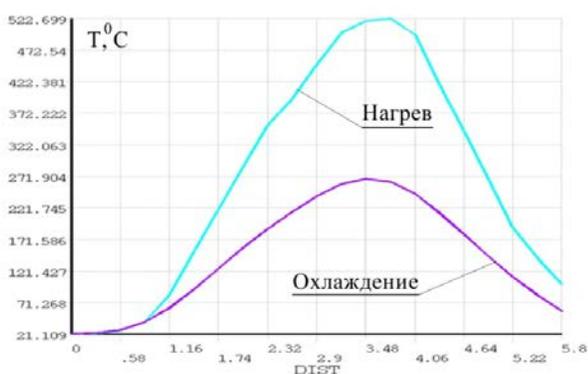
Нижний блок - поверхность cd

Оборот $n = 30$

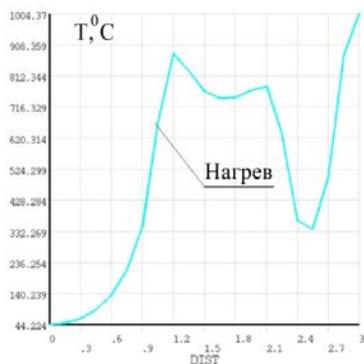
Верхний блок - поверхность аб



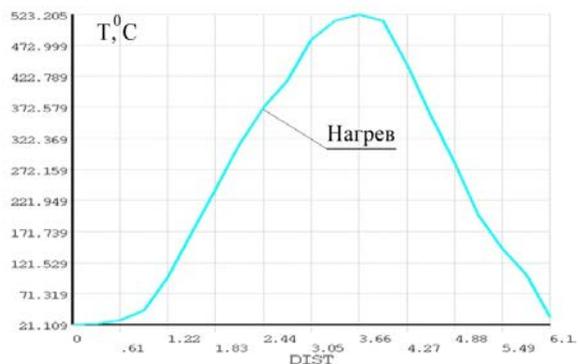
Нижний блок - поверхность cd

Оборот $n = 36$

Верхний блок - поверхность аб



Нижний блок - поверхность cd



Продолжение рисунка 6.13 – Эволюция температурного поля вдоль линии соприкосновения образцов при их динамическом контакте в зависимости от числа оборотов ротора испытательной установки

Из анализа уровня нагрева поверхностей контакта в результате фрикционного взаимодействия образцов следует:

1. В соответствии с данными эксперимента воспламенение МВС в камере испытательной установки происходит в ситуации, показанной на рисунке 6.13, при числе оборотов $n = 36$, 4 секунды вращения ротора, 36 динамических контактов образцов.

2. Воспламенение МВС инициируется нагревом пятна контакта верхнего образца.

3. Распределение уровня температуры вдоль поверхностей пятен контакта верхнего и нижнего образцов (рисунок 6.13) неравномерное, непрерывно усиливается по мере увеличения числа последовательных фрикционных взаимодействий.

4. Пятно контакта в окрестности угла β (рисунок 6.13) подвижного образца по ходу его движения, а также его центральная часть подвержены наибольшему нагреву. Наибольшему нагреву подвержена также центральная часть пятна контакта нижнего образца.

5. В результате охлаждения образцов, в период времени до их последующего контакта, неравномерность прогрева поверхностей пятен контакта сохраняется, и эта неравномерность значительна.

6. Неравномерный нагрев зон пятен контакта, несмотря на малую протяженность изменения температуры в глубину массива, приводит к искажению профиля контакта вследствие температурного деформирования массива образцов. При этом контактное давление между образцами становится также существенно неоднородным, вплоть до потери контакта в некоторых из областей самого пятна из-за изменения температурного поля и температурной объемной нагрузки во времени.

На рисунке 6.14 показаны эпюры контактного давления и эпюры области потери контакта между образцами в зависимости от числа оборотов ротора испытательной установки.

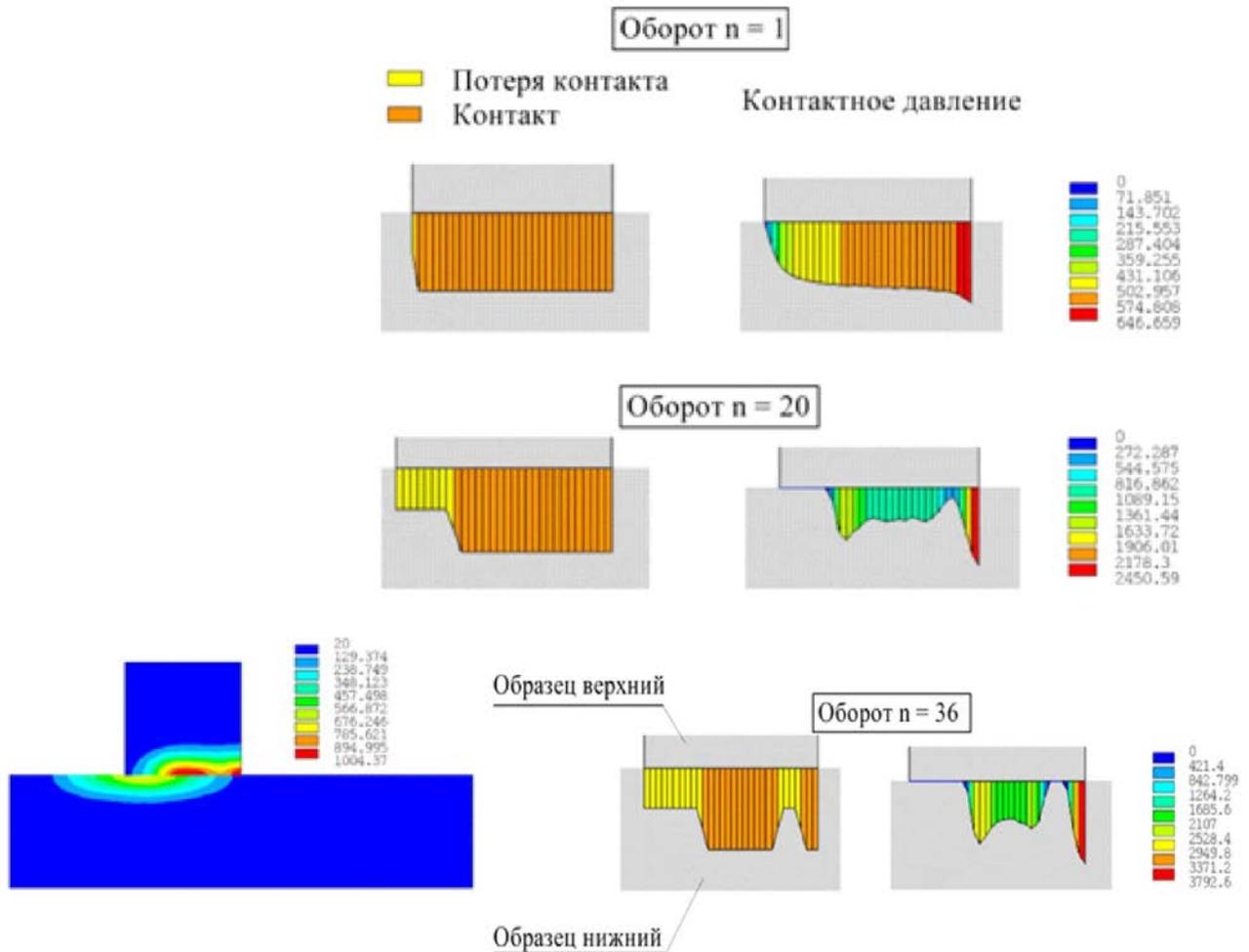


Рисунок 6.14 – Эволюция состояния физического пятна контакта в зависимости от числа оборотов ротора испытательной установки

Таким образом, среди показателей фрикционного воспламенения МВС одним из важнейших является число оборотов ротора испытательной установки, размеры и состояние пятна фрикционного контакта.

В этой связи рассмотрим влияние размеров пятен контакта на критическую температуру воспламенения во времени. В качестве критерия

воспламенения МВС примем модельное значение уровня температуры пятна контакта, при котором в эксперименте произошел взрыв МВС: $n = 36$ – число оборотов ротора испытательной установки (рисунок 6.13); $L_2 = 0,03$ м – протяженность пятна контакта (рисунок 6.5). Будем полагать, что уровень силового нагружения на образцы, теплофизические и механические характеристики образцов, а также физическое состояние пятен контактов соответствуют величинам, принятым при анализе вышеописанного эксперимента.

Среднее значение температуры воспламенения МВС оценивалось в соответствии с зависимостью:

$$T_{\text{ср}} = \frac{\int_0^L T(x) dx}{L},$$

где $L \approx 0,03$ м – длина пятна контакта на поверхности подвижного образца; $T(x)$ – изменение температуры вдоль поверхности подвижного образца при $0 \leq x \leq L$.

Интеграл берется методом прямоугольников по специально разработанной программе.

Сопоставление результатов расчетов с данными эксперимента (рисунок 6.15) приводит к величине

$$T_{\text{ср}} = 746 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Результаты моделирования процесса фрикционного воспламенения МВС с точностью до одного оборота ротора (скорость образца 5,65 м/с) для различных размеров физических пятен контактов L на нижнем образце, показаны на рисунке 6.15.

Анализ результатов расчетов показывает, что существует обратно пропорциональная взаимосвязь между числом оборотов ротора до взрыва МВС и длиной (площадью) пятна физического контакта:

$$n = \frac{A}{L}, \quad (6.1)$$

где A – некоторая постоянная, зависящая от теплофизических и механических характеристик материалов испытываемых образцов; L – длина пятна контакта ($L = L_2$, рисунок 6.5).

Постоянная A определяется по результатам контрольного эксперимента с использованием зависимости:

$$A = n \times L. \quad (6.2)$$

Заметим далее, что из анализа закона трения Амотона – Кулона $F = N \cdot k(T)$, где $N = Q^d/S$ – нормальное давление в плоскости трения взаимодействующих тел, Q^d – динамическая сила прижатия образцов друг к другу; $k(T)$ – коэффициент трения, зависящий от температуры, а источник тепла q вследствие трения представляется зависимостью (2.24): $q = k_f \cdot k(T) \cdot N \cdot V_{тр}$, где $V_{тр}$ – скорость трения, k_f – доля рассеянной при трении энергии, переводимой в тепло, $k(T)$ – коэффициент трения, следует, что критическая величина числа оборотов ротора до воспламенения МВС может быть установлена в результате нормирования постоянной A :

$$A = \frac{A^{ки}}{A_{тэ}}. \quad (6.3)$$

Коэффициент $A^{ки}$ рассчитывается по результатам контрольного испытания:

$$A^{ки} = n_{ки} \times L_{ки} \times Q_{ки}^d \times k_{ки}^{тр} \times V_{ки}^{тр}, \quad (6.4)$$

где $n_{ки}$ – число фрикционных касаний образцов при вращении ротора при проведении контрольного испытания; $L_{ки}$ – длина пятна контакта при контрольном испытании, $Q_{ки}^d$ – динамическая сила прижатия образцов при контрольном испытании; $k_{ки}^{тр}$ – коэффициент трения при контрольном испытании; $V_{ки}^{тр}$ – скорость трения образцов при контрольном испытании.

Под контрольным испытанием понимаются эксперименты с образцами до воспламенения МВС после подготовки пятна контакта.

Последующие испытания образцов на фрикционное трение назовем текущими. При этом в отличие от контрольных испытаний, могут иметь место изменения, связанные с размерами пятен контакта, усилиями поджатия образцов, скорости трения и т. п.

Для последующих текущих испытаний коэффициент $A_{ти}$ рассчитывается из зависимости:

$$A_{ти} = Q_{ти}^д \times k_{ти}^{тр} \times V_{ти}^{тр}. \quad (6.5)$$

Теперь формула (6.1) преобразуется к виду:

$$n_{ти} \approx \frac{A^{ки}}{L_{ти} \times A_{ти}}, \quad (6.6)$$

где подстрочный индекс «ти» означает текущие испытания; $n_{ти}$ – число фрикционных касаний образцов при вращении ротора до воспламенения МВС; $L_{ти}$ – длина пятна контакта перед текущими испытаниями.

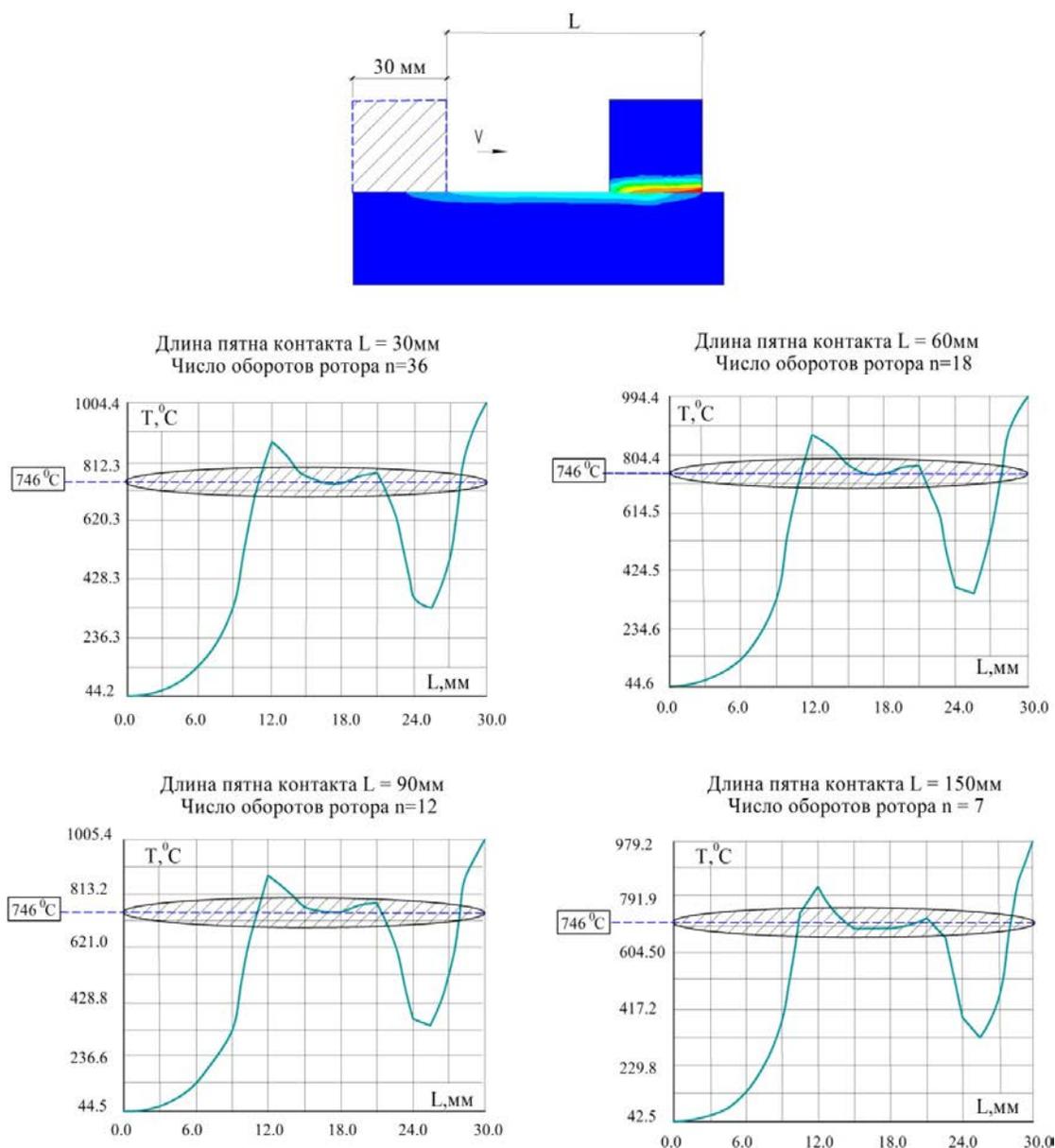


Рисунок 6.15 – Прогноз воспламенения МВС во взаимосвязи числа оборотов ротора (число фрикционных взаимодействий) с размерами пятен физического контакта между образцами

По числу фрикционных касаний $n_{\text{ти}}$ может быть оценено суммарное время $t_{\text{ти}}^F$, затраченное на фрикционное трение, необходимое для взрыва МВС:

$$t_{\text{ти}}^F \geq \frac{L_{\text{ти}} \times n_{\text{ти}}}{\pi D \omega} [\text{c}], \quad (6.7)$$

где $D\omega$ – произведение диаметра ротора испытательной установки на число его оборотов в минуту.

Кроме того, по числу фрикционных касаний $n_{\text{ти}}$ может быть оценено суммарное время оборотов ротора испытательной установки до взрыва МВС:

$$t_{\text{ти}}^r \geq \frac{60 \times n_{\text{ти}}}{\omega} \text{ [с]}. \quad (6.8)$$

В качестве проверки предложенной методики рассмотрим оценки критического числа оборотов ротора до воспламенения МВС, воспользовавшись результатами модельных испытаний, представленных на рисунке 6.15.

С учетом полученных выше данных эксперимента, включающих взрыв МВС и служащих в качестве параметров при контрольных испытаниях:

$$n_{\text{ки}} = 36 \text{ оборотов}; L_{\text{ки}} = 30 \text{ мм} (0,03 \text{ м}); Q_{\text{ки}}^{\text{д}} = Q \times k_{\text{д}} = 70,1 \times 2 = 140,2 \text{ кг};$$

$$t_{\text{ки}} = 4 \text{ с}; k_{\text{ки}}^{\text{тр}} = 0,25; V_{\text{ки}}^{\text{тр}} = 5,6 \frac{\text{м}}{\text{с}}; D = 0,2 \text{ м}; \omega = 540 \text{ мин}^{-1},$$

найдем коэффициент $A^{\text{ки}}$ по формуле (6.2.4):

$$A^{\text{ки}} = 36 \times 0,03 \times 140,2 \times 0,25 \times 5,6 = 2,12 \cdot 10^2.$$

Поскольку для случая модельных экспериментов (рисунок 6.15) от испытания к испытанию изменялась лишь длина пятна контакта, то при прочих равных условиях коэффициент $A_{\text{ти}}$ определится по формуле (6.5):

$$A_{\text{ти}} = 140,2 \times 0,25 \times 5,6 = 1,96 \cdot 10^2.$$

Далее по зависимостям (6.6) и (6.8) дадим оценку числа касаний и число оборотов ротора времени до воспламенения метановоздушной смеси.

Таким образом, для размера пятна физического контакта $L_{\text{ти}} = 0,06 \text{ м}$, получим:

$$n_{\text{ти}} \approx \frac{A^{\text{ки}}}{L_{\text{ти}} \times A_{\text{ти}}} = \frac{2,12 \cdot 10^2}{0,06 \cdot 1,96 \cdot 10^2} = 18,0 \text{ касаний}.$$

Для размера пятна физического контакта $L_{\text{ти}} = 0,09 \text{ м}$, получим:

$$n_{\text{ти}} \approx \frac{A^{\text{ки}}}{L_{\text{ти}} \times A_{\text{ти}}} = \frac{2,12 \cdot 10^2}{0,09 \cdot 1,96 \cdot 10^2} = 12,0 \text{ касаний.}$$

Для размера пятна физического контакта $L_{\text{ти}} = 0,15$ м, получим:

$$n_{\text{ти}} \approx \frac{A^{\text{ки}}}{L_{\text{ти}} \times A_{\text{ти}}} = \frac{2,12 \cdot 10^2}{0,15 \cdot 1,96 \cdot 10^2} = 7,2 \text{ касаний.}$$

Сопоставление результатов расчетов с результатами модельных экспериментов (рисунок 6.15) показывает их удовлетворительное совпадение.

Найдем времена, которые необходимо затратить на фрикционное трение, и времена вращения ротора испытательной установки до взрыва МВС для различных размеров пятен контакта.

Для размера пятна физического контакта $L_{\text{ти}} = 0,06$ м, получим:

$$t_{\text{ти}}^F \approx \frac{L_{\text{ти}} \times n_{\text{ти}}}{\pi D \omega} = \frac{0,06 \times 18,0}{3,14 \times 0,2 \times 540} = 3,2 \cdot 10^{-3} \text{ мин (0,2 с);}$$

$$t_{\text{ти}}^r \geq \frac{60 \times n_{\text{ти}}}{\omega} = \frac{60 \times 18}{540} = 2,0 \text{ с.}$$

Для размера пятна физического контакта $L_{\text{ти}} = 0,09$ м, получим:

$$t_{\text{ти}}^F \approx \frac{L_{\text{ти}} \times n_{\text{ти}}}{\pi D \omega} = \frac{0,09 \times 12,0}{3,14 \times 0,2 \times 540} = 3,18 \cdot 10^{-3} \text{ мин (0,19 с);}$$

$$t_{\text{ти}}^r \geq \frac{60 \times n_{\text{ти}}}{\omega} = \frac{60 \times 12}{540} = 1,33 \text{ с.}$$

Для размера пятна физического контакта $L_{\text{ти}} = 0,15$ м, получим:

$$t_{\text{ти}}^F \approx \frac{L_{\text{ти}} \times n_{\text{ти}}}{\pi D \omega} = \frac{0,15 \times 7,2}{3,14 \times 0,2 \times 540} = 3,18 \cdot 10^{-3} \text{ мин (0,19 с);}$$

$$t_{\text{ти}}^r \geq \frac{60 \times n_{\text{ти}}}{\omega} = \frac{60 \times 7,2}{540} = 0,8 \text{ с.}$$

Заметим, что времена $t_{\text{ти}}^F$, которые необходимо затратить на фрикционное трение до взрыва МВС для различных размеров пятен контакта, практически совпадают.

6.3. Исследование возможности и причин воспламенения метановоздушных смесей вследствие электрических разрядов как результат деформирования и разрушения горных пород

Одним из приоритетных направлений исследований в области обеспечения пожарной и промышленной безопасности на угольных шахтах – это изучение причин взрывов рудничного газа. Ряд причин возникновения взрывов уже известен и учитывается при разработке рекомендаций и правил безопасности ведения горных работ.

Однако все чаще можно наблюдать новые, ранее недостаточно изученные эффекты, которые приводят к авариям и катастрофам, на первый взгляд, без видимых причин, что связано с усложнением технологии ведения горных работ [2].

При установлении не связанных с фрикционным трением, но имеющих место при разрушении горных пород, причин взрывов метана и угольной пыли, необходимо обратить внимание на возможность реализации пробойных напряжений между разрушаемыми частями массива, которые инициируют воспламенение горючих газов.

Сегодня известны случаи возникновения электромагнитных предвестников землетрясений, что демонстрирует анализ долгосрочных непрерывных наблюдений, обнаруживающих отчетливое проявление электромагнитного излучения (ЭМИ), акустической эмиссии (АЭ) и электромагнитной эмиссий (ЭМЭ). Это согласуется с развиваемыми представлениями о процессах ползучести горных пород на заключительной фазе подготовки тектонического землетрясения [2, 104, 186–189]. Полученные сведения о возникновении ЭМИ не связаны с пробойными напряжениями в атмосфере, но не противоречат модели излучающего скин-слоя при трещинообразовании в горных породах [2].

Как мини-горный удар возможно квалифицировать обрушение кровли, как локальное тектоническое разрушение горных пород – горный удар, сопровождаемые электромагнитной эмиссией. Однако до сих пор остается неизученной и нуждается в дальнейшем исследовании и уточнении природа возникновения электромагнитной эмиссии. Можно полагать, что мощные электрические разряды между берегами образующихся экзогенных трещин или между кусками пород, в том числе в зонах управляемого разрушения горных пород, – это одна из вероятных причин воспламенения и взрыва метановоздушной смеси.

Поскольку искровые разряды представляют собой финальную часть события как результат накопления зарядов на поверхностях разделов (трещин) горных пород, рассмотрим природу накопления этих разрядов.

Различную природу имеет напряженность электрического поля в горных породах. В нетронутым массиве – это теллурические и локальные естественные электрические поля, обусловленные вариациями магнитного поля Земли и геофизическими явлениями, такими как трение отдельных массивов пород при их сдвигении, имеющие биологическую и иную природу электрические поля, возникающие в результате фильтрационных и диффузионных процессов жидкости и газа. Даже в случае неблагоприятной суперпозиции такие электрические поля не представляют особой опасности, что связано с растянутостью по времени процесса эволюции электрического поля. Это объясняется недлительным периодом спонтанной поляризации. Полагается, $10^{-8} \div 10^{-3}$ с – время завершения макроструктурной поляризации у различных пород. У двуокиси кремния, например, время жизни свободных электронов, составляет порядка 10 мс. В связи с этим внешние геофизические воздействия на структуру горных пород, которые плавно изменяются во времени, могут считаться статическими, а электрические поля из-за утечки зарядов уравновешенными.

При разрушении горных пород наблюдается другая ситуация, когда можно сопоставить время разрушения со временем деполяризации. Следовательно, на величину напряженности электрического поля влияют скорость нагружения горных пород и уровень нагрузки/разгрузки.

Возникновению аномальных всплесков электрических полей и лавинообразному освобождению энергии вкост простираня при обрушениях кровли способствует спонтанное выделение потенциальной энергии деформации в момент разрушения пород (разделение кусков пород на части) в малые промежутки времени при практически мгновенном снятии нагрузки.

Ряд научных исследований посвящен вопросам возникновения электрических полей в условиях быстропротекающих процессов разрушения [222].

Было установлено следующее:

- из-за перераспределения электронов или ионов между стенками бегущей трещины в процессе раскалывания возникают заряды на свежих сколах;
- на распределение зарядов вдоль поверхности разрушения не оказывает определяющего влияния наличие хаотических структурных дефектов в материале;
- от уровня деформации разделяющихся частей зависит накопление положительных и отрицательных зарядов на берегах движущейся трещины, но вопрос о механизме миграции зарядов остается открытым.

Названные электромагнитные явления обусловлены различными по своей природе физическими процессами, протекающими в зоне концентрации напряжений, которые могут быть объединены в три основные группы, представленные ниже. Возникновение электрических разрядов вследствие высоковольтной поляризации горных пород при их смещениях за счет пьезо-, сейсмо-, трибо- и электрохимических (фильтрационных) эффектов. Перенос

зарядов на берега трещин из приповерхностных объемов массива вследствие направленного перемещения заряженных дислокаций из-за асимметрии поля напряжений в районе вершины образующейся трещины приводит к эмиссии носителей заряда со стенок трещины в поле высокой напряженности, и, следовательно, к возможности образования электрического пробоя вблизи вершины трещины между ее берегами.

В ходе рассмотрения описанных теорий и гипотез, мы выдвинули предположение о том, что при обрушении горных пород в выработанных пространствах выемочных участков возможно возникновение температурного импульса вследствие реализации пьезоэлектрического эффекта, достаточного для воспламенения метановоздушной смеси.

Так как горные породы включают в себя обладающие пьезоэлектрическими свойствами минералы (кварц, турмалин, песчаник, кварцит и др.), можно полагать [2], что при определенных условиях возможно накопление зарядов на поверхностях раздела пород до уровня пробойных напряжений именно вследствие реализации пьезоэлектрического эффекта.

Как известно, во многих кристаллах при растяжении и сжатии в определенных направлениях возникает электрическая поляризация. В результате этого на их поверхностях проявляет себя так называемый прямой пьезоэлектрический эффект – появляются электрические заряды обоих знаков.

Возникающие в горных породах пьезоэлектрические эффекты можно объяснить моделью Мейсснера. Горные породы содержат в себе, например, вкрапления диоксида кремния SiO_2 различной концентрации, достигающей 60 % и выше. Кристаллическая решетка диоксида кремния состоит из четырех положительных ионов кремния и двух отрицательных ионов кислорода. При деформациях сжатия и растяжения горных пород на краях трещин или плоскостей, образующихся при разрушении, возникают положительные и отрицательные электрические заряды. При этом величина зарядов

пропорциональна величине деформации. В связи с тем, что между деформацией и приложенной силой, согласно закону Гука, существует прямая пропорциональность, то поляризация кристалла при пьезоэлектрическом эффекте должна быть пропорциональна приложенной силе.

С течением времени при снятии или прекращении нарастания нагрузки заряды исчезают.

Результаты опытов по исследованию пьезоэлектрического эффекта у различных материалов и точность количественных измерений пьезоэлектрических параметров монокристаллов или текстур в значительной степени зависят от выбора методики измерения. Выбор методики определяется предполагаемой величиной пьезоэлектрического эффекта, а также электромеханическими свойствами исследуемого материала.

В связи с тем, что в пьезоэлектрических материалах наблюдается прямой и обратный пьезоэффекты, все методы измерений можно разделить на две группы: использующие прямой и обратный пьезоэлектрические эффекты.

Использующие прямой пьезоэффект методы в зависимости от характера наложения механического усилия можно разделить на статические и динамические испытания образцов пород. В первом случае нагрузка или разгрузка образца производится многократно, периодически, во втором — однократно. Экспериментальные исследования показали, оба метода приемлемы для изучения пьезоэлектрического эффекта горных пород и минералов.

Экспериментальные исследования пьезоэлектрического эффекта горных пород производились нами двумя способами: статическим и динамическим.

При статическом нагружении использовался жесткий механический пресс LOIS Schopper для испытания горных пород на сжатие и растяжение усилием до 10 000 кг, скорость нагружения составляла 20 мм/мин. Измерение разности потенциалов на образце горной породы в результате нагружения

осуществлялось с помощью «цифрового осциллографа TektronixDPO 2024 по подключенным к нему проводникам, припаянным к пластинкам (фольге), закрепленным на верхней и нижней гранях образца» [2], по схеме, показанной на рисунке 6.16.



Рисунок 6.16 – Схематичное изображение измерения пьезоэлектрического эффекта образцов при нагружениях горных пород, близких к статическим

Испытания при статическом воздействии нагрузки на пьезоэлемент выполнялись по схеме, показанной на рисунке 6.17 [2].

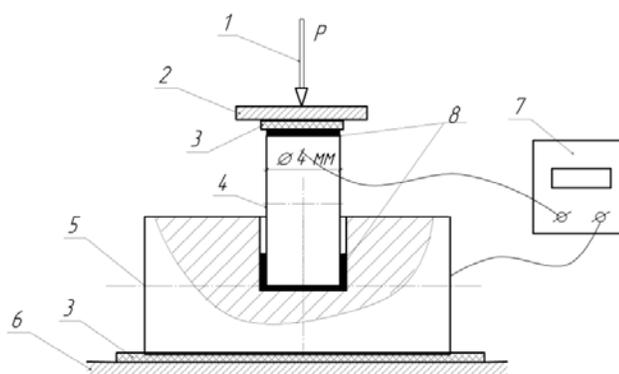


Рис. 6.17 – Схема измерения пьезоэлектричества при статическом воздействии нагрузки на пьезоэлемент: 1 – статическая нагрузка; 2 – подвижная площадка винтового пресса; 3 – диэлектрическая прокладка; 4 – пьезоэлемент; 5 – токопроводящая опора; 6 – стол винтового пресса; 7 – статический вольтметр; 8 – токопроводящий клей [2]

Медные или латунные электроды на верхних гранях образцов приклеивались токопроводящим клеем или закреплялись с помощью специально изготовленной струбины, в которой размещались образцы с изоляторами и электродами.

Заземление осциллографа, изоляция образца от металлических частей нагрузочного приспособления, чистка поверхности образцов от инородных тел, высушивание образца до полного удаления влаги являются важными условиями проведения эксперимента [2].

Разработанная схема измерений электрических импульсов была протестирована при помощи эталонного источника постоянного тока 300 В, расхождение составило менее 1 %.

Процесс измерения (снятия) электрических зарядов с поверхности образцов производился при статическом и динамическом (ударном) воздействиях.

Для отработки методики испытаний перед началом экспериментов с образцами горных пород, в качестве теста, проведены испытания пьезоэлемента (диаметр 4 мм, высота 12 мм) от пьезозажигалки с использованием специальной понижающей напряжения схемы для защиты осциллографа [2].

Исследуемый пьезоэлемент 4 совместно со стальной опорой 5 размещался между плитами пресса, затем вручную штурвалом пресса оказывалось давление на пьезоэлемент и статическим вольтметром типа С502 (максимальное напряжение по шкале – 600 В) осуществлялись замеры образующихся на гранях образцов электрических потенциалов.

Измерения показали [2], что даже незначительное и медленное повышение давления на верхнюю площадку элемента 4 до уровня $P = 15-20$ кН (рисунок 6.17) способствовало образованию потенциала пьезоэлектричества более 600 В.

Динамические испытания проводились по схеме, показанной на рисунке 6.18.

В ходе проведения экспериментов было установлено, что при воздействии на пьезоэлемент грузом $G = 150$ г, сбрасываемым с расстояния от поверхности элемента порядка $H = 0,2-0,25$ м, осциллографом регистрировалось импульсное напряжение (напряжение при импульсном токе) амплитудой более 8 кВ и длительностью от 10 до 50 мс (рисунок 6.19) [2].

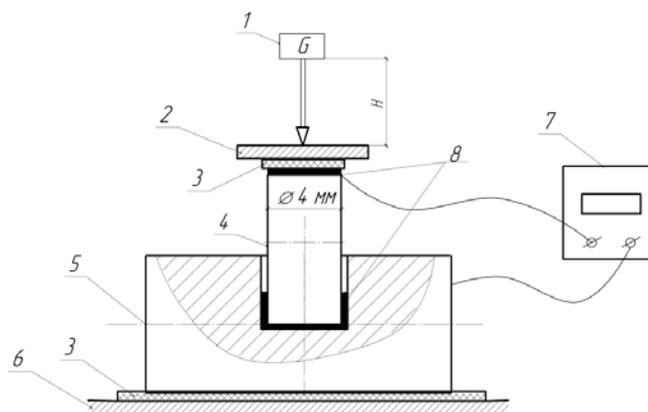


Рисунок 6.18 – Схема измерения пьезоэлектричества при динамическом воздействии нагрузки на пьезоэлемент: 1 – сбрасываемый груз; 2 – жесткая прокладка; 3 – диэлектрическая прокладка; 4 – пьезоэлемент; 5 – токопроводящая опора; 6 – станина; 7 – осциллограф; 8 – токопроводящий клей [2]

Таким образом, проведенные эксперименты с пьезоэлементом, взятым из газовой зажигалки, подтверждают возможность использования разработанной методики для исследования пьезоэлектричества на характерных для горных пород угольных шахт геологических текстурах, таких как песчаник, алевролит, кварцит и др. [2].

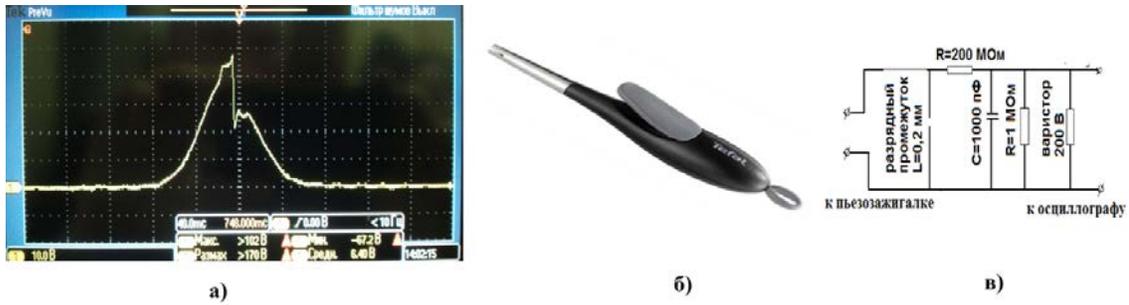


Рисунок 6.19 – Эксперимент с пьезозажигалкой: а) осциллограмма, б) пьезозажигалка, в) понижающая схема [2]

После тестирования измерительной схемы проведены опыты на образцах горных пород, перечень которых приведен в таблице 6.6.

Диаграммы деформирования и физико-механические характеристики пород получены при одноосном сжатии образцов в соответствии с методикой [2, 185, 190] и представлены в таблице 6.6 и на рисунке 6.20.

При определении пределов прочности при сжатии для каждого типа горной породы было подготовлено по пять образцов кубической формы размерами 20 x 20 x 20 мм, после чего грани образцов были тщательно отшлифованы, выдерживая параллельность граней.

Для каждого типа горной породы с целью определения модуля упругости были подготовлены по пять образцов призматической формы размерами 2 x 2 x 4 см. Деформации измерялись с помощью индикаторов цифрового типа ИЦ с ценой деления 0,001 мм.

Таблица 6.6 – Перечень и механические характеристики горных пород при статических испытаниях

Горная порода	Предел прочности при сжатии, МПа	Модуль упругости, МПа	Содержание диоксида кремния, %
Кварцит	82,3	2351	62,0
Песчаник	50,7	1690	33,0
Алевролит	44,0	733	33,0

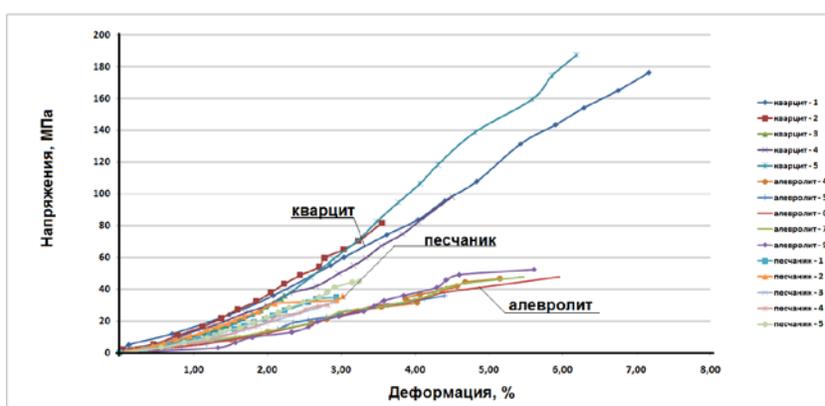


Рисунок 6.20 – Диаграммы деформирования горных пород

В таблице 6.7 представлены средние значения пределов прочности образцов песчаника по напряжениям и деформациям, а так же модули упругости, полученные при статических и динамических (ударных) нагружениях.

Таблица 6.7 – Физико-механические свойства песчаника при статическом и динамическом приложении нагрузок

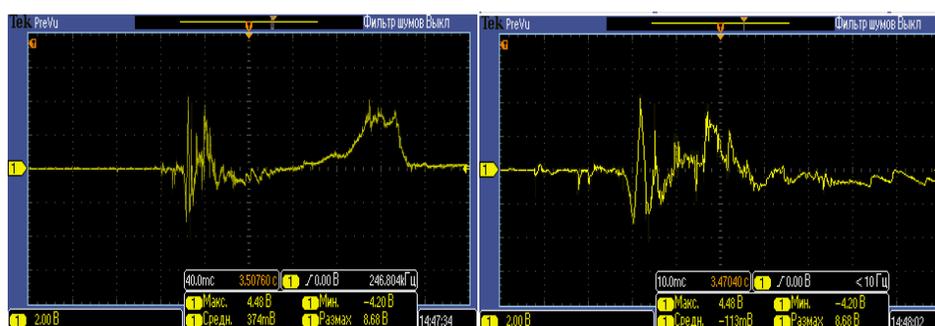
Динамический предел прочности по напряжениям, МПа	96,3
Динамический предел прочности по деформациям, %	1,7
Статический предел прочности по напряжениям, МПа	50,7
Статический предел прочности по деформациям, %	3,0
Модуль упругости динамический, МПа	5664,0
Модуль упругости статический, МПа	1690,0

Эксперименты по определению пьезоэлектрических свойств горных пород проводились при следующих условиях.

Испытания образцов песчаника и алевролита при медленной (статические испытания) скорости нагружения (20 мм/мин) [2] в процессе деформирования образцов до их разрушения показали величину напряжений на обкладках не превышающую 1 В. Однако при ударных нагружениях образцов на осциллограмме появлялись всплески напряжений (рисунках 6.21–6.22).



Рисунок 6.21 – Осциллограмма напряжений при испытании образца кварцита № 12



Кварцит образец 16,
Величина импульса 8,68 В
Длительность импульса 36 мс

Рисунок 6.22 – Осциллограмма напряжений при испытании
образца кварцита № 16

Двенадцать испытаний показали, что при длительности импульса в 36 мс максимальное значение напряжений на поверхности образца кварцита составляло около 8 В. Под импульсом понимается кратковременный всплеск уровня напряжений на осциллограмме в процессе деформирования образца горной породы [2].

Проведенные нами эксперименты свидетельствуют о возможности проявления пьезоэффекта в геологических структурах горных пород угольных шахт [2]. Однако полученных величин напряжений на обкладках образцов недостаточно для возникновения электрических пробоев.

Получаемая неоднозначность (разброс) данных от опыта к опыту величин электрических потенциалов при испытаниях различных образцов из аналогичных по составу пород приводит к предположению о направлении осей поляризации электрических диполей в испытываемых образцах, не совпадающих с нормалью, к поверхности граней, к которым прикладывается нагрузка [2]. Такое несоответствие связано с невозможностью установления направления поляризации диполей в отобранных пробах пород при изготовлении из них образцов (рисунок 6.23). В результате имеет место разброс в оценках потенциалов.

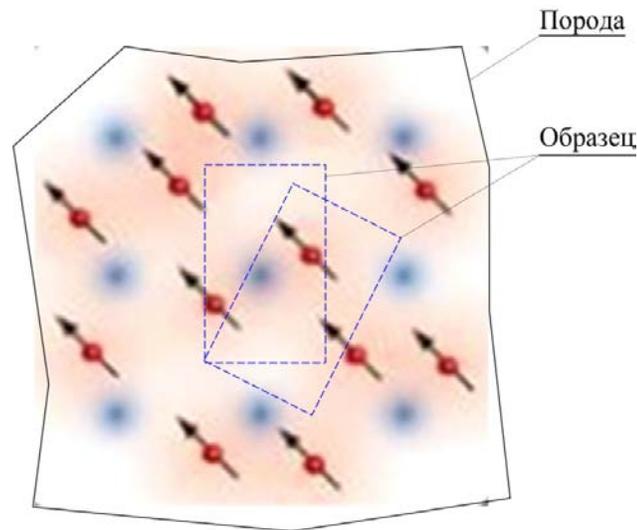


Рисунок 6.23 – Схема возможной ориентации электрических диполей и возможные контуры образцов при их нарезке из пробы пород

Сущность проблемы заключается в двух возможных ориентациях электрических диполей в доменах (макроскопических областях) пород – с упорядоченной ориентацией и с неупорядоченной ориентацией.

Если, например, зерна кварца в песчаниках в естественном состоянии, как правило, имеют хаотическое (беспорядочное) распределение электрических диполей от зерна к зерну, то в общем случае есть основания классифицировать такую смесь песчаника и кварца (кварциты) как породу с неориентированными диполями [2]. Поскольку диполи не ориентированы, оказывается близким к нулю суммарный пьезоэлектрический эффект (сложение зарядов от каждого из включений). В этом случае ожидать возникновения, сколько-нибудь существенного электрического разряда от пьезоэффекта при статическом деформировании или динамическом деформировании, а также при разрушении породы, видимо, не приходится.

Вместе с тем при достаточной длительности существования отложения (возможно, десятки тысяч лет) смесь песчаника и кварца находится в условиях постоянно действующего электрического поля земли. Несмотря на относительно

невысокий уровень интенсивности такого поля и учитывая продолжительность его воздействия на породу, электрические диполи могут ориентироваться вдоль силовых линий земли и становиться однонаправленными, а суммарный пьезоэффект – накопление зарядов на поверхностях вновь образующихся трещин при динамическом разрушении пород может оказаться достаточным для возникновения электрического разряда, в том числе способного вызвать воспламенение МВС [2].

По этой причине можно полагать, что особое значение для реализации максимального пьезоэффекта приобретает ориентация поверхности раздела (трещины) при разрушении горных пород по отношению к силовым линиям электрического поля земли. Максимальный эффект может быть достигнут при условии ориентации электрических диполей зерен минерала по нормали к вновь образующейся поверхности (трещине).

Таким образом, в наших испытаниях максимального пьезоэффекта, видимо, добиться не удавалось, поскольку оставалась неизвестной природная ориентация электрических диполей по отношению к поверхности нагружения образцов, вырезанных произвольным образом из породы (рисунок 6.23). Для устранения этого недостатка оказывается необходимым принудительно переориентировать электрические диполи по нормали к поверхности (границы) нагружения образца, т. е. получить в итоге образец для испытаний со строго ориентированными диполями. С этой целью нами использовался эффект Кюри, или температура Кюри, при которой происходит фазовый переход II рода, связанный со скачкообразным изменением электрических свойств симметрии вещества. Например, для кварца точке Кюри соответствует температура 575 °С.

Методика переориентации электрических диполей в испытываемых образцах состоит в следующем [2].

Как представлено на рисунке 6.24, образцы кварцита размещались в сборке, помещаемой в муфельную печь типа МП-2УМ. Температура в печи устанавливалась на уровне 600 °С и выдерживалась в течение тридцати минут.

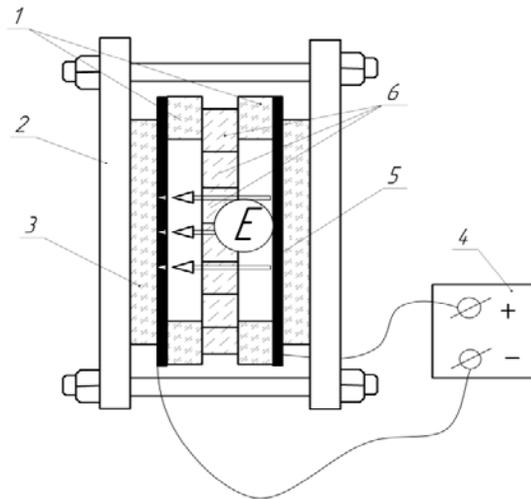


Рисунок 6.24 – Схема сборки для получения направленной поляризации диполей кварцита: 1 – керамические изолирующие огнеупорные пластины; 2 – опорная пластина (дюралюминий Д16); 3 – керамическая изолирующая огнеупорная пластина; 4 – источник высокого напряжения; 5 – контактные пластины из бронзовой фольги; 6 – образцы породы [2]

Затем на контактные пластины 5 подавалось напряжение 3 кВ от высоковольтного источника 4, которое не отключалось до полного охлаждения печи. Считается, что после охлаждения упорядоченное состояние доменов остается стабильным. Направление напряженности E электрического поля в процессе эксперимента, показано стрелками на рисунке 6.24. После охлаждения печи (10–12 часов) сборка разбиралась и образец подвергался статическому или динамическому нагружениям. Полученные при этом электрические импульсы фиксировались на осциллографе.

Результаты проведенных многочисленных экспериментов по выявлению наличия пьезоэффектов в горных породах показали стабильное наличие

пьезоэлектричества при деформировании и разрушении образцов из кварцита, песчаника, алевролита. На рисунке 6.25 представлена типичная картина всплесков напряжений при динамических воздействиях на испытываемый образец породы.

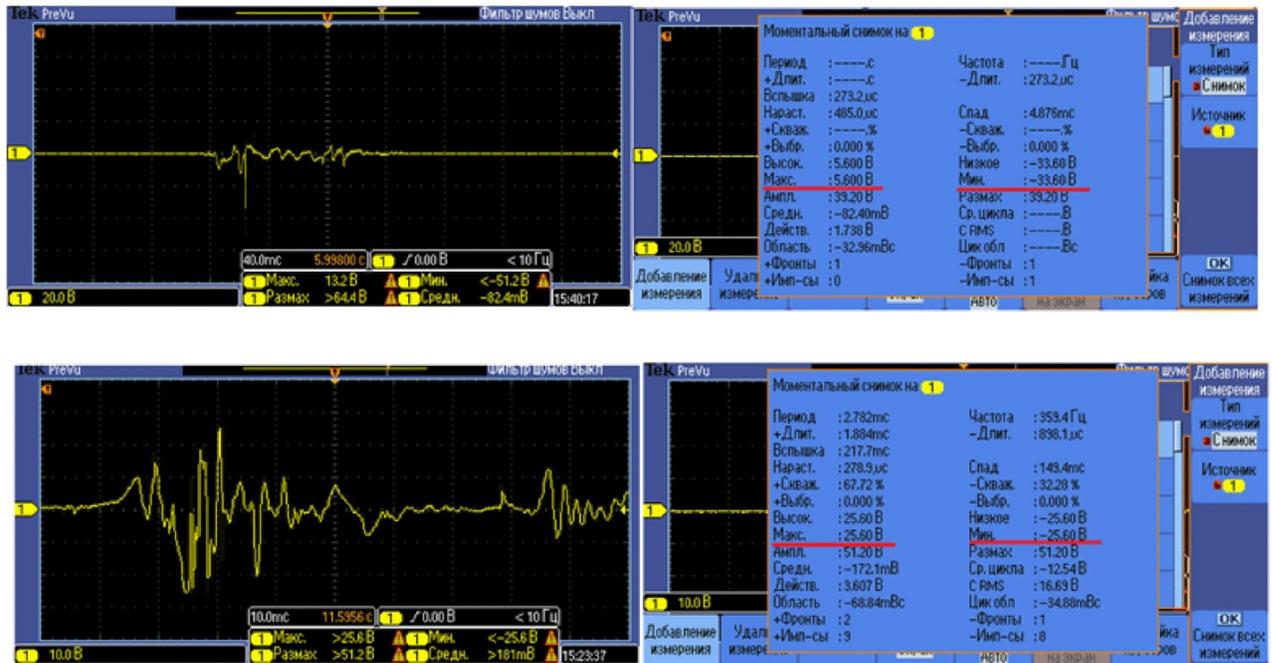


Рисунок 6.25 – Типовые осциллограммы напряжений для образцов песчаника при динамическом приложении нагрузки

В таблице 6.8 представлены результаты испытаний образцов кварцита.

Таблица 6.8 – Напряжения на контактных пластинах образцов при динамическом нагружении

Образец №	Нагрузка, Н	Напряжение, В	Площадь $S, 10^{-4} \text{ м}^2$	Высота $h, 10^{-2} \text{ м}$
23	78,7	23,61	14,7	4,24
28	87,05	23,61	12,25	4,159
40	202,6	25,6	4,72	0,647
44	199,83	20,4	3,89	0,807
45	240,45	33,6	4,13	0,7
46	191,45	20,4	3,83	0,893
47	198,05	25,6	4,7	0,68
49	229,73	25,6	4,63	0,684

На рисунке 6.26 представлены результаты экспериментов по оценке уровня разности потенциалов между обкладками образца кварцита (площадь обкладки $4,13 \text{ см}^2$, высота образца $0,7 \text{ см}$) в зависимости от величины напряжений в образце.

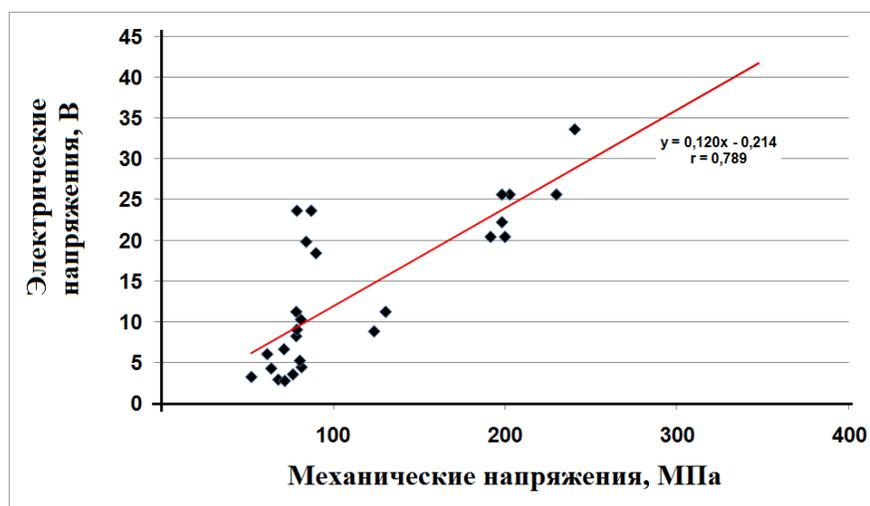


Рисунок 6.26 – График зависимости электрических напряжений от уровня механических напряжений в образце песчаника

В процессе испытаний образцов песчаника на стенде, имитирующем мгновенное разрушение горных пород под действием динамической нагрузки, одним из факторов, влияющих на уровень электрических напряжений, явилась естественная влажность образцов. Так, например, при испытаниях образцов песчаника, содержащих 0,8 % естественной влажности, получена величина максимального напряжения ~ 25 В. При уменьшении влажности до ~ 0 % электрическое напряжение неизменно возрастало и составляло более 58 В.

Полученные нами экспериментальные данные свидетельствуют, что одной из вероятных причин природы возникновения электромагнитных волн в горных породах в широком диапазоне частот [95, 104–106] являются пьезоэлектрические явления, проявляющиеся в результате разрушения (трещинообразования) массива вследствие накопления зарядов на поверхностях раздела и их разрядов.

Ключевые факторы в рассматриваемой нами проблеме о причинах и возможности накопления зарядов на вновь образующихся поверхностях при разрушении массива пород, которые способны при определенных условиях

вызвать воспламенение метановоздушных смесей от пьезоэлектрического эффекта, – это параметры пробойных напряжений и выяснение условий существования такого пробоя, а также установление критериальных величин оценки воспламенения метановоздушной смеси в условиях разрушения горных пород.

Представим в виде природного пьезоэлемента элемент горного массива с трещиной, на берегах которой накапливаются заряды вследствие действия или снятия механических напряжений. В этом случае берега трещин выступают в качестве электродов. Как известно, уровень пробойного напряжения для однородного электрического поля зависит от расстояния между берегами трещины (электродами), типа и давления взрывчатого газа в ее полости, имеет строго определенное значение, следует закону Пашена [191] (рисунок 6.27).

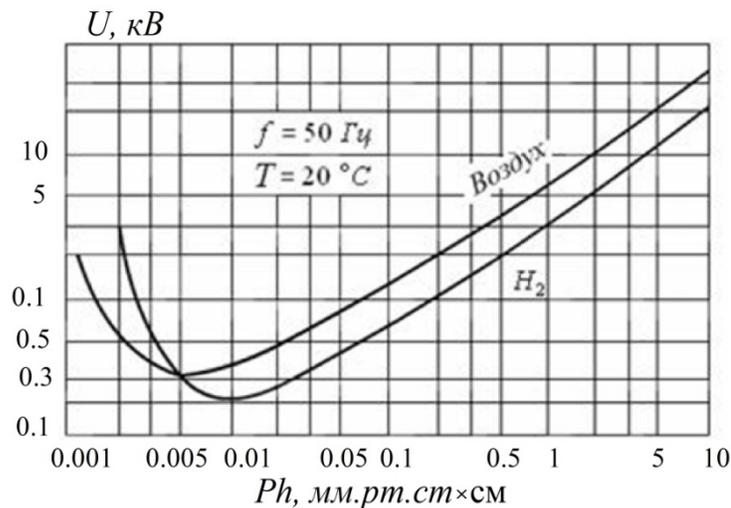


Рисунок 6.27 – Зависимость пробивного напряжения от произведения давления газа P на межэлектродное расстояние h для воздуха и водорода [191]

В дальнейших рассуждениях будем ориентироваться кривой Пашена для воздуха, поскольку основу стехиометрической смеси рудничного газа составляет смесь менее десяти процентов метана.

Провести количественную оценку параметров разряда природного пьезоэлемента крайне затруднительно, однако качественный анализ позволит выяснить механизм искрообразования при достижении разности потенциалов на краях трещины пробойного напряжения.

В соответствии с данными рисунка 6.27 для наиболее опасного случая устанавливаем, что минимальное значение пробивного напряжения составляет $U_{\text{п}} = 300\text{В}$. Опять-таки для наиболее неблагоприятного случая всегда можно подобрать значение давления газа в трещине в сочетании с ее раскрытием в процессе деформирования массива таким образом, чтобы произведение $P \cdot h \approx 0,005 \text{ мм.рт.ст.}\cdot\text{см}$ ($0,665 \text{ Па}\cdot\text{см}$) (рисунок 6.27) соответствовало своему мини-мальному значению для пробивного напряжения.

Заметим, что минимальное значение пробивного напряжения по закону Пашена примерно на порядок превышает значения разности потенциалов, полученные в эксперименте на образцах горных пород (таблица 6.7).

Для выяснения параметров пьезоактивности частей (кусков) горных пород, способных вызвать искровой разряд, достаточно знать лишь две величины, характеризующие пьезоэлектрический материал – диэлектрическую проницаемость, поскольку от неё зависит ёмкость пьезоэлемента, и пьезоэлектрический модуль.

Пропорциональная связь между величиной заряда на гранях пьезоактивного образца и приложенной к грани нагрузки устанавливается экспериментально [191]:

$$q = d \cdot F, \quad (6.9)$$

где q , Кл – заряд на гранях образца; d , Кл/Н – пьезомодуль, константа материала; F , Н – приложенная к граням сила.

Разделив левую и правую части уравнения (6.9) на площадь контакта (на площадь трещины, площадь грани) образца, приходим:

$$q/S = d \cdot F/S \text{ или } Q = d \cdot \sigma, \quad (6.10)$$

где Q , Кл/м² – плотность заряда; σ , Н/м² – напряжения сжатия-растяжения, действующие на грань образца или в пределах контура трещины до момента ее образования.

Принимая во внимание определяющее соотношение связи напряжений с деформациями (закон Гука) $\sigma = E \cdot \varepsilon$ получим:

$$q = d \cdot E \cdot \varepsilon \cdot S \text{ или } Q = d \cdot E \cdot \varepsilon, \quad (6.11)$$

где E , Н/м² – модуль упругости материала массива.

Выходное электрическое напряжение U между разделяющимися поверхностями массива (между берегами трещины; между гранями образца) определится как напряжение между обкладками конденсатора по известной зависимости:

$$U = q/C \text{ или } U = Q \cdot S/C, \quad (6.12)$$

где C , Кл/В или Ф (фарад) – электрическая емкость пьезомассива.

Собственная (межэлектродная) емкость массива C определится из выражения:

$$C = \frac{\varepsilon \cdot \varepsilon_0 \cdot S}{h}, \quad (6.13)$$

где ε – относительная диэлектрическая проницаемость пьезомассива; $\varepsilon_0 = 8,85 \cdot 10^{-12}$, Ф/м – электрическая постоянная; S , м² – площадь нагруженного контакта взаимодействующих частей породы или грани образца; h , м – характерный размер: расстояние между берегами трещины, зазор между частями породы после их контактного разъединения или между обкладками образца (межэлектродное расстояние).

Из приведенных зависимостей следует, что величина заряда на поверхностях раздела частей массива (6.9) зависит лишь от пьезоэлектрической характеристики материала – пьезомодуля и от силы взаимодействия частей пород.

Однако разность потенциалов (напряжение), как и величина пробивного напряжения, зависят как от геометрических, так и силовых параметров, поскольку в выражение (6.12) входит емкость (6.13), а величина пробивного напряжения зависит от сочетания параметров $P \cdot h$ (рисунок 6.27).

Дадим экспертную оценку величинам пьезомодулей для материалов образцов горных пород, использовавшихся нами в экспериментах.

Относительная диэлектрическая проницаемость минералов находится в пределах от 3 до 150 и выше. Для Кварцита $5 \leq \varepsilon \leq 50$. Полагая для кварцита $\varepsilon = 10$, найдем его диэлектрическую проницаемость:

$$\varepsilon = \varepsilon \cdot \varepsilon_0 = 10 \cdot 8,85 \cdot 10^{-12} = 88,5 \cdot 10^{-12} = 88,5 \text{ пФ.}$$

В этом случае, в соответствии с зависимостью (6.13), получим:

$$C = \frac{88,5 \cdot S}{h} \text{ пФ.}$$

Например, для образца № 45 (таблица 6.8), найдем:

$$C = \frac{88,5 \cdot S}{h} = \frac{88,5 \cdot 4,13 \cdot 10^{-4}}{0,7 \cdot 10^{-2}} = 5,22 \text{ пФ.}$$

Используя данные эксперимента (таблица 6.8) из соотношений (6.9) и (6.12), получаем:

$$d = \frac{U \cdot C}{F} = \frac{33,6 \cdot 5,22 \cdot 10^{-12}}{240,45} = 0,73 \cdot 10^{-12} \text{ Кл/Н.}$$

Для образца № 28 (таблица 6.8) последовательно имеем:

$$C = \frac{88,5 \cdot S}{h} = \frac{88,5 \cdot 12,25 \cdot 10^{-4}}{4,159 \cdot 10^{-2}} = 2,6 \text{ пФ.}$$

$$d = \frac{U \cdot C}{F} = \frac{23,61 \cdot 2,6 \cdot 10^{-12}}{87,05} = 0,71 \cdot 10^{-12} \text{ Кл/Н.}$$

Заметим, что по данным литературных источников, величина пьезомодуля для кварца находится на уровне $(0,9 \div 2,3) \cdot 10^{-12}$ Кл/Н.

Теперь рассчитаем уровень напряжений на обкладках образца № 45 в момент его разрушения.

Учитывая, что предел прочности кварцита при ударном нагружении соответствует величине $\sigma_B = 96,3 \text{ МПа}$ (таблица 6.7), а разрушающая сила, действующая на грань образца величине $F = \sigma_B \cdot S = 9630 \cdot 4,13 \cdot 10^{-4} = 39771,9 \text{ Н}$, по зависимости (6.12) найдем:

$$U = \frac{d \cdot F}{C} = \frac{0,73 \cdot 10^{-12} \cdot 39771,9}{5,22 \cdot 10^{-12}} = 5562 \text{ В} = 5,6 \text{ КВ.}$$

При этом ориентировочная величина зазора межэлектродного расстояния (расстояние между берегами трещины) при разрушении породы, достаточного для получения искрового разряда, может быть оценена с использованием данных рисунка 6.27. То есть для $U = 5,6 \text{ КВ}$ произведение $Ph \approx 1,0 \text{ мм.рт.ст} \times \text{см}$.

Если в момент разрушения давление между электродами соответствует одной атмосфере (735,6 мм.рт.ст.), то величина зазора для реализации пробивного напряжения окажется равной $h = 13,6 \cdot 10^{-4} \text{ см} = 13,6 \text{ микрон}$.

Из-за сложности количественного анализа представляемый здесь качественный анализ в виде ответов лишь на некоторые из поставленных вопросов позволит осветить физическую сущность пьезоэлектрических процессов, происходящих в горных породах. Вместе с тем ответы на некоторые из вопросов могут показаться неожиданными. Так, в действительности давление смеси во вновь образующейся полости (трещине) нарастает от нуля (неразрушенный массив) до уровня, пока не выполняются условия существования пробивного напряжения. Предположим, например, что пробивное напряжение реализуется, когда образующаяся полость в результате разрушения массива, расширяясь, достигнет в динамике 3 мм (3333,3 микрон). Полагая далее, что динамический характер напряжений, вызвавший разрушение массива приводит к величине разности потенциалов между

берегами полости $U = 5,6$ КВ, тогда уровень необходимого давления в полости для существования пробивного напряжения, соответствующий величине $P_h \approx 1,0 = P \times 0,3 = 1$ мм.рт.ст.×см, составит $P = 3,33$ мм.рт.ст. ($4,5 \cdot 10^{-3}$ атм).

Теперь оценим условия воспламенения метановоздушной смеси в результате реализации пьезоэффекта горных пород. Известно, что не всякая искра воспламенит газовую смесь, хотя температура плазмы в канале разряда между берегов полости, судя по спектру, мало чем отличается от грозовой молнии. Температура плазмы молнии составляет примерно 10000°К .

Известно, что повышение температуры среды (газа) от ее начальной температуры может быть вычислено по зависимости:

$$\Delta t = \frac{W}{mC_{\Gamma}}, \quad (6.14)$$

где W , Дж – энергия, потраченная на искровой разряд (энергия пьезоэлектрического поля горной породы); m , г/см³ – масса газа; C_{Γ} – теплоемкость взрывчатого газа.

В нашем случае энергия, потраченная на искровой разряд для образца породы № 45, вычислится по формуле:

$$W = \frac{cU^2}{2} = \frac{5,22 \cdot 10^{-12} \cdot 5600^2}{2} = 81,85 \cdot 10^{-6} \text{ Дж.}$$

Поскольку температура плазмы известна ($\Delta t = 10000^\circ\text{К}$), по зависимости (6.14) вычислим массу канала плазмы, полагая, что теплоемкость газа близка к теплоемкости воздуха и соответствует величине $1 \text{ Дж}/(\text{г} \cdot ^\circ\text{К})$:

$$m = \frac{W}{\Delta t C_{\Gamma}} = \frac{81,85 \cdot 10^{-6}}{10^4 \cdot 1} = 81,85 \cdot 10^{-10} \text{ г.}$$

Так как известно, что масса m взрывчатого газа, близкая к массе воздуха, приблизительно равна одному миллиграмму (10^{-3} г) в одном сантиметре кубическом, рассчитанная нами масса газа масса $m = 81,85 \cdot 10^{-10}$ г будет содержаться в объеме $V_{\Gamma} = \frac{81,85 \cdot 10^{-10}}{10^{-3}} = 81,85 \cdot 10^{-7} \text{ см}^3 = 0,0082 \text{ мм}^3$.

Площадь сечения канала плазмы при его длине 3 мм составит $0,0027 \text{ мм}^2$, и диаметр искры составит $D = 0,057 \text{ мм} = 57 \text{ микрон}$.

В заключение оценим время существования пробоя.

Что происходит в момент пробоя? Напряжение упадёт практически до нуля, исчезнет электрическое поле и соответствующая сила, противодействующая горному давлению. Напряжение, конечно, меняется за время существования разряда от 5,6 КВ почти до нуля. Поэтому для дальнейшего анализа примем среднее значение напряжения 2800 вольт. Но какое же сопротивление у разрядного промежутка? Оценим его грубо в 1 Ом, так, как из литературных источников известно, что увеличение сопротивления токовода до 1 Ома уменьшает яркость искры. Теперь появилась возможность оценить продолжительность существования разряда. Определим это время как удвоенную постоянную времени τ RC-цепочки (сопротивление-емкость), когда напряжение на берегах полости уменьшится на порядок:

$$t = 2\tau = 2RC = 2 \cdot 1 \cdot 5,22 \cdot 10^{-12} = 0,01 \text{ наносекунды.}$$

Таким образом, проведенная качественная оценка условий воспламенения взрывчатых газов в полостях (трещинах) массива вследствие реализации пьезоэлектрического эффекта при разрушении горных пород указывает на возможность существования электрических разрядов при разрушении горных пород.

При изменении геометрических и силовых параметров дефектов (давление в массиве и полости дефекта, площадь и раскрытие дефекта, теплоемкость породы и др.), а также структуры и физико-механических свойств горных пород параметры воспламенения горючих газов будут различными.

Выводы по главе 6

1. Шахтные наблюдения и зарисовки местоположения взрывов пылеметановоздушных смесей в горных выработках для значительного числа обследованных угольных шахт (более 40 случаев) России в результате экспертизы показывают, что при ведении горных работ в предкритический и критический периоды разрушения углепородного массива возможно развитие аварийных ситуаций, связанных с природными и технологическими факторами без каких-либо внешних воздействий или внутренних причин.

2. Установлено, что одной из причин возгораний и взрывов пылеметановоздушных смесей является технологический фактор – разрушение углепородного массива, вызывающего возникновение трибологических эффектов в виде мощных тепловых импульсов, исходящих от перегретых контактных поверхностей горных пород или ударных искр в результате динамического фрикционного взаимодействия отдельностей (глыб, кусков).

3. В рамках лабораторных экспериментов в сочетании с теоретическим анализом установлены причины и параметры воспламенения метановоздушной среды при трении породы о породу, включающие следующие признаки:

– Возникновение взрывчатой и взрывоопасной ситуации при ведении горных работ связано с одновременным наложением комплекса событий – с уровнем разогрева пятен контакта, зависящего не только от скорости взаимного фрикционного смещения разрушенных отдельностей (кусков, глыб), от скорости и угла их динамической встречи, от начального усилия прижатия образцов, а так же из-за изменений структуры материала в приповерхностных областях пятен контактов, являющихся следствием разрушения и фрикционного взаимодействия кусков пород.

– Установлено, что в процессе динамического контакта частей горных пород содержание диоксида кремния в приповерхностных контактирующих

слоях увеличивается вследствие разрушения и удаления цементирующей основы – материала, связывающего вкрапления частиц кварца. В результате фрикционного трения происходит наклеп (упрочнение) приповерхностных слоев материала за счет увеличения содержания диоксида кремния в пятнах физического контакта.

– В результате многочисленных фрикционных испытаний образцов горных пород на базе разработанной лабораторной установки показано, что в местах контакта (в пятнах физического контакта) возможно значительное увеличение содержания кремния, до 25–30 % и выше от начального, а также увеличение коэффициента крепости материала в приповерхностных слоях пятен контактов, что объясняет причину вспышек и возгорания пылеметановоздушных смесей с достаточно низким содержанием кремния (возгорание горючих газовых смесей возможно лишь при уровне содержания кремния выше 60 %).

– Методика оценки степени фрикционной опасности горных пород нуждается в изменении и дополнении относительно способа испытаний образцов пород на фрикционную опасность из-за вероятности вариаций процентного содержания кварца на поверхностях частей разрушаемого массива в реальных условиях при ведении горных работ и при лабораторных испытаниях на фрикционную безопасность.

5. Времена, которые необходимо затратить на фрикционное трение при вращении ротора испытательной установки до взрыва МВС для различных размеров пятен контакта, практически совпадают.

– Воспламенение МВС находится во взаимосвязи числа оборотов ротора (число фрикционных взаимодействий) с размерами пятен физического контакта между образцами, установленными на роторе установки и на ее станине, от усилия начального поджатия образцов, от начальной температуры образцов, от

угла встречи образцов вначале контакта, а также от фактуры и начального содержания кремния в приповерхностных частях образцов.

– Экспериментально-теоретический анализ изменения температуры в пятнах контакта при периодическом фрикционном взаимодействии образцов в результате вращения ротора испытательной установки показал, что величина температуры воспламенения метановоздушной смеси, близкой к стехиометрическому составу, находится на уровне 750 ± 25 °С при времени инициирования возгорания менее четырех секунд.

6. Шахтные наблюдения, экспертиза причин возникновения взрывов пылеметановоздушных смесей, их местоположение в горных выработках на угольных шахтах России позволили установить, что в результате самопроизвольных обрушений горных пород происходят возгорания рудничных газов вследствие возникновения электрических разрядов между берегами трещин при образовании крупных кусков (глыб).

7. Проведенные лабораторные исследования и анализ причин возгораний пылеметановоздушных смесей позволили выявить и установить физику накопления зарядов на вновь образующихся поверхностях горных пород при их разрушении:

– Возникновение и накопление зарядов в массиве пород является следствием прямого и обратного пьезоэлектрических эффектов, возникающих при растяжении-сжатии массива пород, в том числе при образовании и развитии трещиноподобных дефектов.

– Показано, что искровой разряд, реализующийся в виде плазменного промежутка между расходящимися поверхностями частей массива, время его действия, температура прогрева газа до его взрыва имеют прямую зависимость от уровня давления в массиве, от давления газа в дефекте, от площади и величины его раскрытия, а также от теплофизических свойств материала массива, от структуры и физико-механических свойств горных пород.

– Накопление электрических зарядов на поверхностях пьезоактивных горных пород при их разрушении и силовые контакты разрушенных частей пород, зафиксированные в опытах, подтверждают возможность возникновения аварийных ситуаций, сопровождающихся взрывами МВС в результате возникновения искровых разрядов в массиве горных пород.

8. Экспериментально-теоретическими расчетами установлено, что при реализации пьезоэлектрического эффекта горных пород при уровне температуры в плазменном столбе между расходящимися поверхностями частей массива порядка 10000°K для возгорания метановоздушной смеси необходимо затратить энергию на возникновение искрового разряда порядка 10^{-5} Дж. При этом площадь сечения канала плазмы длиной 3 мм составляет порядка $0,003 \text{ мм}^2$, при диаметре толщины искры около 60 микрон. Оценочное время существования электрического пробоя (искры) составляет не менее 0,01 наносекунды.

9. При разрушении массива горных пород можно указать, по крайней мере, два фактора, вызывающих вспышки, возгорания и взрывы пылеметановоздушных смесей в горных выработках.

К этим факторам относятся:

– возникновение вследствие реализации прямого и обратного пьезоэлектрических эффектов электрического поля высокого напряжения при разрушении горных пород и создание условий для протекания электрических разрядов;

– Возникновение тепловых импульсов до уровня воспламенения МВС вследствие фрикционного трения обрушаемых породных блоков о породу.

ГЛАВА 7. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДАВЛЕНИЮ И ЛОКАЛИЗАЦИИ ФРИКЦИОННОГО И ЭЛЕКТРОДИНАМИЧЕСКОГО ВОСПЛАМЕНЕНИЯ ПЫЛЕМЕТАНОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД В ВЫРАБОТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

7.1. Методология предупреждения и активного подавления взрывного горения рудничных газов на угольных шахтах

Решение проблем обеспечения безопасности при ведении горных работ на угольных шахтах основано на реализации следующих основных принципов:

- а) устранение источника возникновения взрывного горения взрывоопасных концентраций углеводородов и пыли в смеси с воздухом;
- б) устранение источников, вызывающих возгорание горючих материалов или взрывоопасной среды.

Если первые два принципа осуществить затруднительно или невозможно, например, при обрушениях пород, посадки кровли в очистном забое и др., задействуется третий принцип:

- в) разработка мероприятий по подавлению взрывного горения, в том числе когда процесс развития аварии переходит в неуправляемое состояние [80].

До настоящего времени и в будущем первым двум подходам уделяется и будет уделяться пристальное внимание. Приемы их реализации регламентированы «Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности» [4, 5], разработанными соответствующими руководствами и нормативами [6, 8, 9].

Реализация третьего принципа – мера вынужденная. Вместе с тем рассмотрение проблем локализации и подавления взрывного горения рудничных газов, процессов быстропротекающих, приводит к необходимости

решения задач повышенной сложности. Поэтому, несмотря на уже предложенные методы и средства борьбы с локализацией взрывов пылеметановоздушных смесей, проблема остается весьма актуальной, требует дальнейшего изучения, развития и внедрения.

Разработка методов и средств взрывозащиты горных выработок восходит, в первую очередь, к необходимости изучения и анализа физических аспектов процесса горения и распространения пламени.

В этой связи заметим, что принятая классификация вида горения (медленное – дефлаграционное или вялое и быстрое или детонационное) весьма условна. Класс горения может изменяться плавно в ту или иную сторону, зависит от состава газа, изменения давления при горении, геометрии выработок, распределения эпюр скоростей в выработках и других факторов.

При разработке систем взрывозащиты важными факторами являются изменения скорости роста давления в горячей смеси и скорости распространения горения. Так, например, установлено, что давление во фронте ударной волны в выработках в процессе горения может увеличиться более чем в 8–10 раз, по сравнению с первоначальным [192].

«Самые небольшие препятствия (5 % от сечения выработки) повышают давление, ускоряют пламя. Если выработка (труба) имеет ответвление под углом 90° , взрывное давление может увеличиться до 10 раз» [192]. «Прогрессивное увеличение скорости пламени происходит до тех пор, пока в волне сжатия не создаются условия для возникновения детонации» [193, 194].

В таблице 7.1 представлена экспериментальная оценка скорости пламени смеси газов с воздухом в трубах [195].

Таблица 7.1 – Экспериментальная оценка скорости пламени на различных расстояниях от точки зажигания в трубах $d = 300$ мм

Газовая смесь	Скорость пламени, м/с			
	Расстояние от точки зажигания, м			
	0,3	1,5	3	11
Зажигание у открытого торца				
Пропан-воздух	5	70	100	100
Этилен-воздух	30	70	150	детонац.
Водород-воздух	-	детонац.	детонац.	детонац.
Зажигание у закрытого торца				
Пропан-воздух	33	116	128	149
Этилен-воздух	-	-	-	детонац.
Водород-воздух	-	детонац.	детонац.	детонац.

Длина преддетонационного расстояния (расстояние от точки зажигания) определяется отрезком пути, на котором развивается турбулентация газа в волне сжатия. «Скорость распространения детонационной волны (фронт ударной волны + зона реакции) достигает 1,5–3,5 км/сек. Скорость детонации газовой смеси слабо зависит от диаметра трубы (выработки), начального давления и зависит от теплового эффекта реакции» [192].

Таким образом, скорость распространения пламени – величина непостоянная, определяется составом смеси и подвергается сильному влиянию внешних факторов. В связи с этим установить различие между горючими и взрывчатыми смесями трудно, эти термины равнозначны [192].

В шахтах России и стран СНГ до сих пор в качестве основных средств изоляции наиболее вероятных очагов взрывов пылеметановоздушных смесей в горных выработках используются, ставшие уже традиционными, мероприятия по предупреждению взрывов, включающие:

- а) заслоны из инертной пыли;
- б) водяные заслоны;

в) сланцевание выработок;

г) орошение водой.

В качестве иллюстрации рассмотрим, например, основные параметры пассивного заслона из инертной пыли – сланцевого заслона [196], необходимые для локализации взрывного горения и движущейся ВУВ:

– вес флегматизатора (инертной пыли) в заслоне, необходимый для локализации взрывного горения в основных выработках, – $Q = 400 S$, кг, где S – площадь выработки, m^2 ;

– вес флегматизатора (инертной пыли) в заслоне, необходимый для локализации взрывного горения для вспомогательных выработок, – $Q = 200 S$, кг.

При этом полагается, что сланцевый заслон выполняет свои функции при распространении фронта пламени в диапазоне скоростей от 140 м/с до 284 м/с.

Для других значений весовых параметров флегматизатора или других значений скоростей пламени, выходящие из указанных выше значений, сланцевые заслоны могут оказаться неэффективными.

Тем не менее не стоит относиться пренебрежительно к устройствам взрывозащиты, если они не выполняют свои функции, поскольку реальные характеристики взрывного горения могут оказаться вне диапазона рабочих характеристик, установленных для устройств взрывозащиты.

Несмотря на имеющиеся разработки устройств взрывозащиты горных выработок, проблемы изоляции наиболее вероятных очагов взрывов на шахтах вследствие взрывов пылегазовоздушных смесей все еще остаются актуальными, вследствие чего остается необходимо попрежнему обращаться к использованию разработанной М.Д. Франк-Каменецким, Н.Н. Семеновым и Я.Б. Зельдовичем [80, 141] и другими учеными тепловой теории распространения пламени.

В соответствии с этой теорией при конструировании средств взрывозащиты, как правило, рассматривают три возможных механизма гашения пламени – тепловой (теплопотери), кинематический (потеря энергии на разгон массы флегматизатора) и аэродинамический (потеря энергии на преодоление турбулентного трения).

«Огнепреградители классифицируются по устройству и по условиям локализации пламени» [80, 192]. На рисунке 7.1 показана схема вариантов огнепреградителей, использующихся в промышленности. Классификация огнепреградителей указывает на их основные функциональные свойства, комбинация которых приводит к различным вариантам устройств огнезащиты.

Варианты огнепреградителей, уже разработанные и использующиеся в промышленности, по разным причинам не пригодны для их применения в шахтных условиях. Так, например, при использовании сетчатых, пластинчатых, щелевых и т. п. огнепреградителей необходимо иметь в виду реальные условия, в которых они эксплуатируются. Следует обратить внимание на состав транзитных газовых смесей и на присутствие в них других примесей. В газоотводящих скважинах, воздуховодах, выработках это могут быть капли воды, мелкие частицы угольной и породной пыли. Примеси, как правило, забивают проходные сечения устройства, ухудшая его аэродинамику. Главная опасность заключается в том, что «при горении газа эти частицы разогреваются до высоких температур, и, имея определенную массу, могут проникать вместе с потоком через огнепреградитель, воспламеняя газовую смесь в защищаемом объеме» [80].

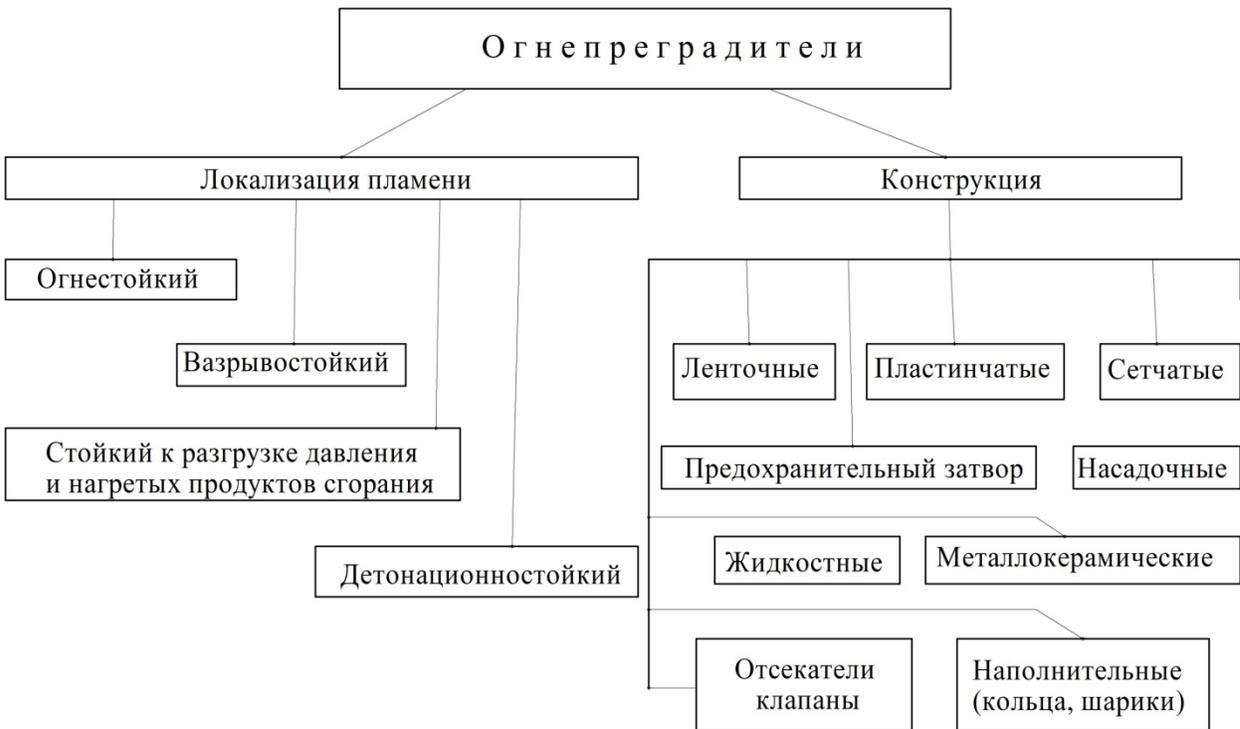


Рисунок 7.1 – Классификация огнепреградителей

Существенный недостаток сетчатых огнепреградителей заключается в том, что «сетки имеют низкую механическую прочность, могут быть порваны ударной волной, и всегда существует возможность их прогорания» [80]. «Сетчатый огнепреградитель может оказаться в условиях работы насадочного огнепреградителя, причем в течение длительного времени. В таких условиях работы его надежность резко снижается из-за возможности прогара или при опрокидывании газового потока из-за возможности засасывания пламени через огнепреградительное устройство в защищаемую зону» [80, 197].

Перечисленные выше недостатки и опыт применения сетчатых огнепреградителей непосредственно в шахтных выработках показал их неэффективность [113].

Для защиты эксгаустеров рудничного газа вызывает затруднения эксплуатация огнепреградителей в виде пакета пластин с промежутками 0,5÷0,7 м из-за их засорения пылью, они также не нашли широкого применения

[192, 198]. Ленточные, пластинчатые, сетчатые огнепреградители имеют аналогичные недостатки. Кроме того, теплоемкость пылевых частиц, большая по сравнению с теплоемкостью транзитных газов, указывает на необходимость создания таких конструкций огнепреградителей, которые исключали бы пролет частиц, задерживали бы их и охлаждали по крайней мере до температур ниже 250 °С. Именно это обстоятельство вынуждает отказаться от сетчатых и щелевых огнепреградителей в пользу «насадок из металлокерамики, гранул тугоплавкого металла, песка, мелких колец Рашига» [80].

Сегодня для работы на магистральных газопроводах применяются сухие и орошаемые (мокрые) огнепреградители в виде насадок или колонн, которые наполнены кольцами Рашига (трубки размером 10 ÷ 35 мм с диаметром, равным цилиндрической части по длине) [80, 192]. Полагается, что применение огнепреграждающих колонн с кольцами Рашига для магистральных трубопроводов приносит относительно небольшое гидравлическое сопротивление. Однако имеется существенное отличие газоотводящих сетей в угольных шахтах от промышленных газопроводов, заключающееся в способе транзита взрывчатой газовой смеси. Транзит на газопроводах осуществляется посредством нагнетания газа, а на газоотводящих сетях – путем отбора смеси газов вентилятором из шахты по газоотводящей скважине. Данное отличие приводит к тому, что потери депрессии при нагнетательном способе оказываются в пределах 0,01 МПа. В то же время такие потери при всасывающем проветривании эквивалентны депрессии в 1000 даПа, что может соответствовать максимально развиваемой депрессии вентилятора под нагрузкой. Это одна из главных причин малой эффективности применения огнепреградителей, использующихся на действующих газопроводах на угольных шахтах и выпускающихся нашей промышленностью.

Проведенные нами опыты на моделях и анализ аэродинамических сопротивлений огнепреградителей с элементами в виде колец Рашига,

огнеупорных шариков, песка, других наполнителей показывают проблематичность их использования без существенных переработок в целях защиты поверхностных газоотводящих сетей и выработок угольных шахт от проникновения огня и ударных волн.

С целью выхода из создавшегося тупика необходима разработка огнепреградителя- и взрывозащиты нового типа. Данный тип должен включать лучшие качества известных устройств при его безусловной надежности, прочности и эффективности [80].

В соответствии с Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Инструкция по взрывозащите горных выработок угольных шахт, опасных по газу и (или) угольной пыли» устанавливается порядок принятия защитных мер в отношении взрыва метана и (или) угольной пыли и других горючих газов, содержащихся в рудничной атмосфере, путем применения средств взрывозащиты горных выработок, входящих в состав системы контроля и управления средствами взрывозащиты – система ВЗГВ.

В этой связи наряду с мероприятиями по взрывопреупреждению, устранению возможности проявления одной из главных опасностей в горных выработках – возникновение горения или взрыва пылеметановоздушных смесей – востребовано комплексное решение проблемы безопасности.

Примерами могут служить известные автоматические средства взрывоподавления, такие как [199]:

- автоматический заслон системы «Тремония», BVS (Германия);
- автоматическая система локализации взрывов по сети горных выработок АВП-1, СЛВА (СЛВШ) и для проходческих комбайнов (АВПК) (Украина);
- автоматическая система локализации взрывов «Солар» шахты «Барбара» (Польша, Горное бюро США);

– система Заслон АВП-1, обеспечивающая локализацию вспышек и взрывов различной мощности в начальной стадии развития в загазированных горных выработках, проводимых буровзрывным способом.

Перечисленные системы отличаются не схемой, а конструктивным решением датчиков фиксации взрыва, реагирующих только на взрыв, автономными средствами его питания, а также использованием эффективного и безопасного огнегасящего продукта. В отличие от пассивных заслонов, автоматические устройства снабжаются источником энергии, независимым от внешних условий и служащим для принудительного диспергирования и подачи в зону воспламенения взрывоподавляющего вещества по сигналу датчика, который реагирует на какое-либо физическое явление, сопровождающее вспышку (взрыв).

Важной особенностью является то, что гашение пламени взрыва автоматическими заслонами, как правило, осуществляется меньшим (по сравнению с пассивными заслонами) количеством гасящего материала.

Российская автономная система взрывозащиты АСВП-ЛВ, разработанная «Межведомственной комиссией по взрывному делу» при Академии горных наук [111], изготавливается серийно, широко используется для взрывозащиты горных выработок угольных шахт. Система АСВП-ЛВ крепится стационарно к кровле выработки, не мешает хозяйственной деятельности, работает в ждущем режиме и приводится в действие ударной воздушной волной (УВВ), распространяющейся по горной выработке в результате взрыва пылеметановоздушных смесей. При воздействии УВВ, движущейся со скоростями до 800 м/с интенсивностью не ниже на $0,2 \text{ кг/см}^2$, на датчик системы – выносную штангу длиной 6 метров – происходит выброс в пространство горной выработки пламегасящего порошка (исходная масса порошка 25 кг) энергией сжатого воздуха, находящегося под высоким давлением ($\sim 120 \text{ кг/см}^2$) в рабочей камере системы. Система АСВП-ЛВ

срабатывает от воздействия ударной воздушной волны с быстродействием 15–20 мс. Выброс порошка осуществляется по ходу движения УВВ, флегматизируя пространство выработки.

Принудительное срабатывание, по утверждению создателей этой установки, позволяет создавать долгоживущие (до 10 с) аэрозольные пламегасящие облака (заслоны) достаточной плотности и длины (30 м и более). Распространяющийся по подземным горным выработкам с любой возможной скоростью фронт пламени в результате ликвидируется, и дальнейшие взрывы метана и угольной пыли прекращаются. При этом предполагается, что при содержании огнегасящего порошка более 10 г на 1 м³ пространства горной выработки стехиометрическая метанопылевоздушная смесь уже не взрывается. Исходя из этого критерия, как утверждают разработчики, в системе АСВП-ЛВ для полной флегматизации пылеметановоздушной смеси предусмотрен восьмикратный запас необходимого количества порошка.

Если рассматривать техническое задание (ТЗ) на разработку новых аналогичных систем взрывоподавления, то необходимо требовать расширения их технических возможностей. Например, система взрывоподавления-локализации взрывов должна срабатывать и при дефлаграционном горении, когда скорости УВВ невелики, а давление во фронте менее чем 0,2 кг/см². С другой стороны, система должна срабатывать и при сильных детонационных взрывах, когда скорости УВВ и огня становятся равными и даже превышают уровень в 2000 м/с. Необходимо также предусмотреть и другие эргономические параметры системы локализации взрывного горения, например, такие, как мобильность, возможность крепления к бортам и почве выработок, адаптация к защите газоотводящих сетей и трубопроводов, возможности тушения аварийных газовых и нефтяных скважин; в то же время система не должна быть помехой хозяйственной деятельности и т. п.

Нами разработано Устройство Динамической Автономной Взрывозащиты (УДАВ), далее – Устройство, с искробезопасной системой запуска для подавления взрывного горения пылеметановоздушных смесей в горных выработках, учитывающее перечисленные выше требования.

Кроме того, устройство может быть использовано для защиты от ударных волн и огня взрывоопасных участков нефтяной, газовой, пищевой (на элеваторах) промышленности и других опасных объектах при возгораниях пыли и углеводородов в автономном и автоматическом режимах работы, т. е. без присутствия человека.

Область применения Устройства – взрывоопасные зоны объекта, в которых возможно образование взрывоопасных смесей газов и взвесей группы I и II температурного класса Т6 по ГОСТ Р 1330.19-99 (МЭК 60079-20-96), в соответствии с ГОСТ Р 51330.13-99 (МЭК 60079-14-96), гл. 7.3 ПУЭ, ПБ 09-540-03, регламентирующим применение электрооборудование во взрывоопасных зонах.

Быстродействие Устройства составляет не более чем 34 мс, время действия до 14 мс, суммарная инерционность срабатывания не превышает 50 мс. При срабатывании Устройства защищаемое пространство флегматизируется огнетушащим порошком массой от 25 до 60 кг, выбрасываемым из контейнера в виде облака, плотностью, превышающей в ядре 2 кг/м^3 .

В качестве вытесняющего газа используются инертные газы, такие как гелий, аргон или углекислый газ, являющиеся дополнительным флегматизатором пылеметановоздушных смесей в защищаемом пространстве.

При выходе из корпуса контейнера газопорошковая смесь представляет собой результат сложного двухфазного истечения высоко турбулентной газопорошковой смеси с начальным углом раствора от 10 до 20° . Далее, за счет

сопротивления окружающего воздуха факел распыления резко увеличивает свои размеры в поперечном сечении с диаметром облака до 6 метров.

Разработанное Устройство относится к классу автономных систем взрывоподавления – не требует внешних источников питания для слежения за взрывоопасной обстановкой и запуска в работу. Запуск Устройства в работу осуществляется при помощи разработанного нами датчика ударных волн (ДУВ).

Датчик ударных волн служит для обнаружения движущейся ударной волны, а также для генерирования и формирования электроимпульса на запуск Устройства в случае воздействия на чувствительный элемент ДУВ ударной волны интенсивностью не менее 700 ± 300 даПа ($0,007 \pm 0,003$ МПа).

Инерционность срабатывания датчика ДУВ менее 1,2 мс. Эксперименты показывают, что одним ДУВ могут быть запущены в работу до десяти систем УДАВ.

Заметим, что одной из характеристик для любых систем взрывозащиты – «быстродействие системы» недостаточно для оценки возможности перехвата и локализации взрывного горения. Требуется знание «времени действия системы» – времени, в течение которого происходит полное вытеснение огнетушащего порошка из контейнера и формирование факела распыла смеси. Для системы УДАВ суммарное время быстродействия и действия составляет порядка $35 \div 50$ мс. Особенностью системы УДАВ является возможность выноса ДУВ на расстояние до 150 м от Устройства. Таким образом, оказывается возможным перехват движущейся ударной волны со скоростью до $V \leq 150/0,05 = 3000$ м/с, т. е. срабатывание Устройства произойдет до того, как ударная волна пройдет расстояние от датчика ударных волн до среза сопла контейнера с порошком.

На рисунке 7.2 показаны кадры скоростной видеосъемки работы УДАВ при выстреле огнегасящего порошка в атмосферу неограниченного пространства с обтеканием препятствия.

В основу физических принципов огне- и взрывоподавления, реализованных в системе Мортира – УДАВ, положено три возможных механизма гашения пламени и ударных волн – кинематический механизм (потеря энергии воздушной ударной волны при ее прохождении через облако распыленного в атмосфере выработок огнетушащего порошка), за счет флегматизации защищаемого пространства огнетушащим порошком и газом, за счет создания встречной ударной волны, образующейся при выстреле.

В соответствии с «Инструкцией по взрывозащите горных выработок угольных шахт, опасных по газу и (или) угольной пыли» в состав системы ВЗГВ могут входить заслоны с возможностью контроля и управления и без возможности контроля и управления.

Разработанное Устройство (Мортира-УДАВ) удовлетворяет данным требованиям.

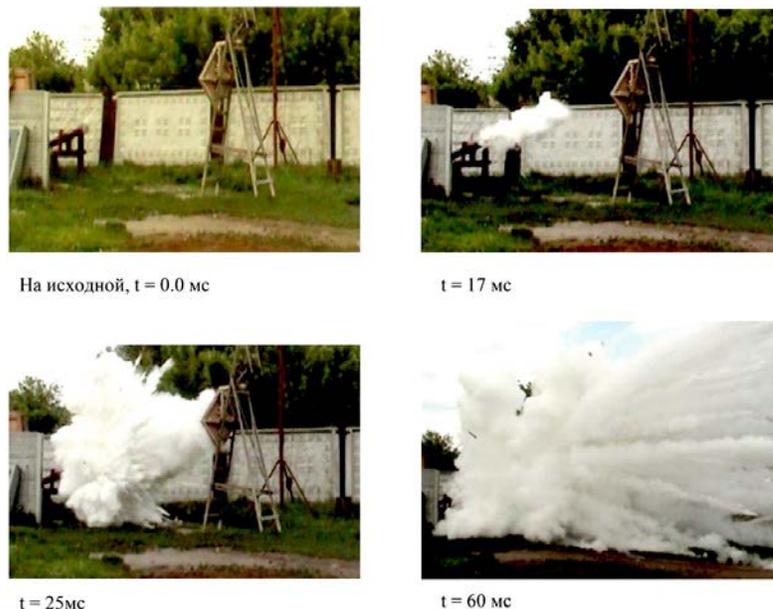


Рисунок 7.2 – Формирование факела распыления заряда порошка во времени

Таким образом, методология подавления взрывного горения пылеметановоздушных смесей на угольных шахтах, а также разрабатываемые новые подходы, обуславливающие создание изделий новой техники для противодействия взрывному горению в горных выработках, позволят обеспечить безопасность ведения горных работ, существенно понизить порог невозвратных потерь, создать условия для уверенности горнорабочих в безопасности их жизнедеятельности.

7.2. Рекомендации по подавлению и локализации взрывного горения рудничных газов устройствами динамического автономного взрывоподавления

Среди научной общественности и разработчиков систем взрывоподавления сложилось мнение о величине содержания огнегасящего порошка, достаточного для полной флегматизации стехиометрических метанопылевоздушных смесей – не менее 10 г на 1 м³ пространства, когда метанопылевоздушная смесь уже не взрывается. В этой связи обратим особое внимание на характеристики огнетушащих порошков и их весовой доли, необходимой для подавления возгораний и взрывов МВС, понимая, что эффективность огнетушащего порошка зависит как от особенностей конструкции устройства пожаро- и взрывозащиты, так и от марки и модификаций используемого порошка.

Огнетушащие порошки – это сложные гетерогенные системы, обладают специфическими свойствами и особенностями, от которых зависит их огнетушащая способность. «Порошки представляют собой мелкоизмельченные минеральные соли с различными добавками, препятствующими слеживанию и комкованию. В качестве основы для огнетушащих порошков используют фосфорноаммонийные соли (моно-, диаммонийфосфаты, аммофос), карбонат и

бикарбонат натрия и калия, хлориды натрия и калия и др. В качестве добавок – кремнийорганические соединения, аэросил, белая сажа, стеараты металлов, нефелин, тальк и др.» [111]. Сегодня для систем пожаротушения отечественной промышленностью выпускаются огнетушащие порошки различной модификации марок: «Вексон-АВС», «Триумф-АВС», «Исто-1» и др.

М.И. Нецепляев, Е.П. Плоскоголов и П.М. Петрухин, будучи сотрудниками МакНИИ, установили [200, 201], что фосфорнокислый аммоний – это наиболее эффективный из всех исследованных флегматизаторов вспышек и взрывов метана и угольной пыли. Достаточно $0,234 \text{ кг/м}^3$ данной соли для гашения вспышек пылеметановоздушной смеси [200, 202].

В работах [200, 221] приводятся данные экспериментов в трубе диаметром 2 м и длиной 15 м, где порошком марки ПСБ в количестве 5 кг было прекращено горение метано воздушной смеси стехиометрического состава. При использовании порошка на основе бикарбоната натрия для прекращения горения потребовалось 10 кг порошка [200]. Но данные о значениях массовой концентрации порошка по длине той части трубы, где было обеспечено гашение пламени (удельный расход порошка на весь объем трубы не большой и составляет $0,11$ и $0,22 \text{ кг/м}^3$), в работе не приводятся.

Известны данные опытов объемного тушения метановоздушной смеси стехиометрического состава в камерах, объемом $4,5$ и 25 м^3 . Успешное объемное тушение происходило при удельном расходе порошка $0,5 \text{ кг/м}^3$ [200].

Противоречивые данные о параметрах локализации горения рудничных газов устройствами порошкового взрывоподавления приводят к необходимости проведения крупномасштабных экспериментов для оценки условий и эффективности устройств взрывозащиты.

Дадим экспериментальную (экспертную) оценку эффективности пожаро- и взрывозащиты огнетушащего порошка, основываясь на Нормах пожарной безопасности, устанавливающих правила проведения испытаний с целью

оценки огнетушащей способности устройств при тушении пожара по защищаемой площади и по защищаемому объему.

При испытаниях по защите площади использован модуль порошкового пожаротушения «Паук» импульсного действия (время действия – до одной секунды), разработанный нами ранее для защиты пожароопасных объектов угольных шахт в качестве устройства быстрого возведения газопорошковых перемычек в горных выработках. Навеска огнетушащего порошка марки «Вексон АВС-70» в корпусе МПП составляла шесть килограмм.

Фрагменты испытаний по тушению сложного очага пожара 233В – два противня, диаметром 3,05 м, суммарная площадь зеркала жидкости – 14,6 м², заполненные 433 литрами воды и 233 литрами бензина марки А-80 каждый, показаны на рисунке 7.3 с высоты 6 метров.

С целью детализации процесса тушения очага пожара на рисунке 7.4 показана конфигурация факела распыла огнетушащего порошка и его взаимодействие с зеркалом (поверхностью) жидкости.

При анализе взаимодействия огнетушащего порошка с очагом горения будем учитывать два обстоятельства. Во-первых, рассматриваемый нами огнегасящий порошок, как и большинство других порошков (за исключением специальных), химически инертен, т. е. при высоких температурах порошки, даже переходя в другие агрегатные состояния, практически не оказывают влияния на процесс горения. Во-вторых, при снижении концентрации кислорода до 15 ÷ 18 % большинство веществ теряет способность к горению из-за недостатка окислителя.



Рисунок 7.3 – Видеокадры испытаний по тушению сложного очага пожара

Таким образом, огнетушащая способность порошка по защищаемой площади является следствием возможности изоляции поверхности вещества – генератора газообразования, от окружающего воздуха.

Отметим, что в данном случае количество огнетушащего порошка, необходимого для локализации очага горения на единицу площади можно рассчитать из зависимости: $Q \geq G/S$, где G – навеска порошка в корпусе огнетушителя, кг; S – площадь защищаемой поверхности, m^2 .

Подставляя в зависимость $Q \geq G/S$ данные по навеске порошка и площади защищаемой поверхности, использовавшиеся в эксперименте, получим количество огнетушащего вещества, необходимого для локализации очага горения:

$$Q > G/S = 6/7,3 = 0,82 \text{ кг/м}^2.$$

При оценке огнетушащей способности порошка уместнее говорить не о количестве (массе) порошка по отношению к защищаемой площади, а о плотности порошкового облака, которое огонь не «пробивает».

В данном случае величина объема облака может быть найдена из

соотношения $V = S \cdot h$, где S – площадь поверхности жидкости в противне, h – высота (толщина) облака (рисунки 7.3–7.4). Тогда плотность облака огнетушащего порошка, достаточная для подавления огня может быть вычислена из выражения $\rho = Q/h$. Экспертные оценки показывают, что толщина облака в эксперименте по тушению очага пожара находится на уровне $h = (0,3 \div 0,4)$ м при высоте борта противня 0,2 м. В этом случае плотность облака огнетушащего порошка, достаточная для подавления огня, составляет величину

$$\rho = Q/h = 0,82/(0,3 \div 0,4) = (2,05 \div 2,3) \text{ кг/м}^3.$$

В качестве сопоставления укажем, что насыпная плотность огнетушащего порошка «Вексон АВС-70» составляет $\sim 800 \text{ кг/м}^3$.

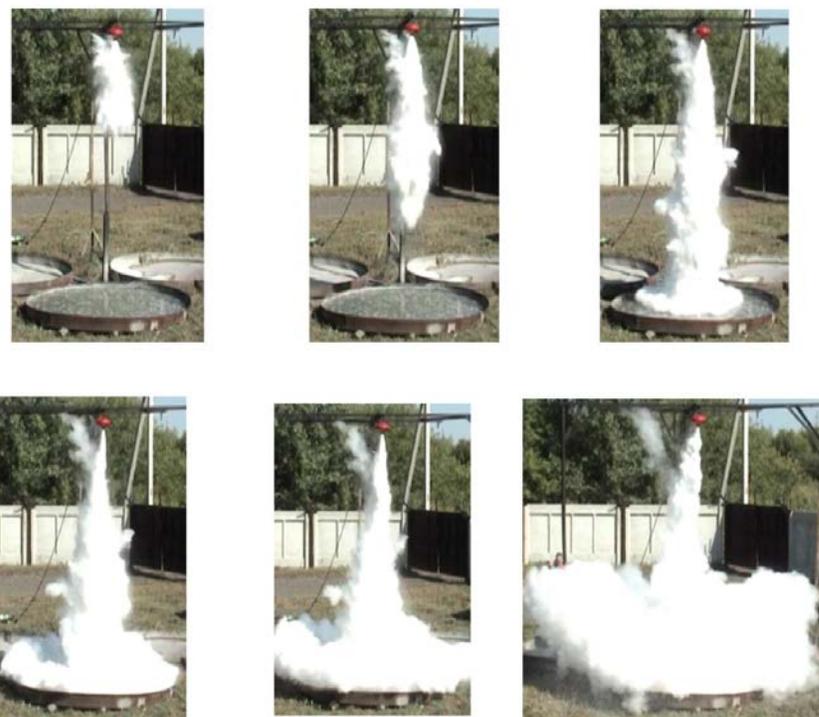


Рисунок 7.4 – Видеокадры испытаний по взаимодействию факела распыления огнетушащего порошка с поверхностью жидкости

Заметим, что уменьшение навески порошка в корпусе модуля

порошкового пожаротушения до пяти килограмм приводит к неопределенному результату – локализация очага пожара носит непредсказуемый характер. При уменьшении навески порошка до четырех килограмм локализовать очаг пожара, площадью $7,3 \text{ м}^2$, не удастся.

При объемном тушении прекращение горения осуществляется вследствие обволакивающего эффекта защищаемого объема, из которого облаком огнетушащего порошка частично вытесняется кислород.

Экспериментальную (экспертную) оценку эффективности пожаро- и взрывозащиты огнетушащего порошка по защищаемому объему дадим с использованием системы М-Удав. В системе М-Удав применяется специально разработанный в ООО «Каланча» для систем автоматического порошкового пожаротушения огнетушащий порошок марки «Вексон АВС-70».

Принцип взрывозащиты, реализованный в системе Мортира – Удав, базируется на технологии комбинированного газопорошкового пожаротушения. Поскольку в экспериментах, в качестве вытесняющего порошок газа использовался углекислый газ, то смесь углекислого газа и порошка приводит к совместной одновременной комбинации газового и порошкового объемного тушения огня. При этом достигается эффект синергизма (взаимного усиления) действия газопорошковой смеси в защищаемом объеме. Вместо углекислого газа, который физиологически слабо ядовит, могут быть использованы и другие практически безвредные инертные газы, такие как азот, аргон или гелий. При вытеснении порошка сжатым воздухом эффективность локализации горения значительно падает вследствие того, что между частичками порошка присутствует воздух, в состав которого входит кислород (до 21 %).

При испытаниях по взрывозащите объема использована металлоконструкция, имитирующая некоторый объем, содержащий

стехиометрической взрывоопасной концентрацией пропановоздушной смеси (4 ÷ 5 % пропана) (рисунок 7.5).

Длина трубы $L = 9$ м, поперечное сечение трубы $S = 1,59$ м², объем $V = 18,1$ м³. Суммарный объем пропановоздушной смеси, закаченный в объем конструкции, составлял 47,55 м³. Количество огнетушащего порошка в контейнере Мортира-Удав соответствовало величине $G = 25$ кг.

Зажигание пропановоздушной смеси осуществлялось принудительно у правого закрытого торца конструкции (рисунок 7.5) с использованием электровоспламенителя ЭВФ. Слежение за возгоранием осуществлялось при помощи пирометрического (оптического) датчика обнаружения возгорания смеси углеводородов с воздухом.

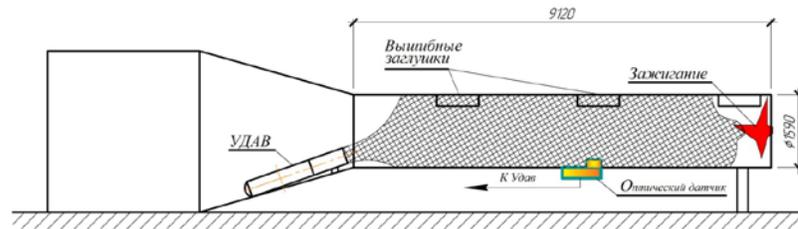


Рисунок 7.5 – Схема зажигания взрывчатых газов и работа системы М-Удав по взрывоподавлению возгорания пропановоздушной смеси

На рисунке 7.6 показаны кадры типового развития взрывного горения и его локализация при проведении восьми испытаний.

При этом кадр *а*) соответствует исходному (перед зажиганием) состоянию конструкции. На кадре *б*) показан взрыв пропановоздушной смеси без инициирования системы М-Удав. Кадры *в*), *г*), *д*), *е*) представляют собой развитие событий при локализации взрывного горения системой М-Удав.

Анализ результатов испытаний показывает, что имеет место полная и устойчивая локализация взрывного горения. Прорыв огня по трубе со стороны торца на расстояние до трех метров (рисунок 7.6 *д*) является следствием, с

одной стороны, разности скорости распространения пламени по трубе и времени действия Удав и, с другой стороны, недостаточной плотности огнетушащего порошка во фронте факела распыления.

Отметим, что при задействовании спаренных установок М-Удав, при их одновременной работе (три испытания) прорыва огня не наблюдалось (рисунок 7.6 е).

Поскольку суммарный защищаемый объем зависит от локализации взрывного горения в объеме трубы, необходимое количество огнетушащего порошка на метр кубический (плотность облака), необходимое для локализации взрыва пропановоздушной смеси, определится из выражения:

$$\rho > G/V,$$

где G – навеска порошка в контейнере УДАВ; $V = S \cdot L_T$ – объем трубы, S – площадь сечения трубы; L_T – длина трубы с учетом ее полной флегматизации.

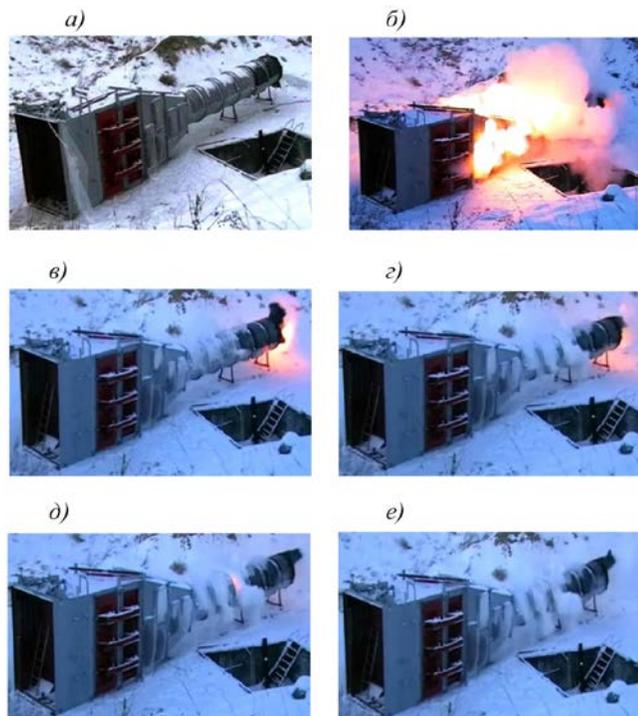


Рисунок 7.6 – Кадры развития и локализации взрывного горения пропановоздушной смеси системой М-УДАВ

В связи с тем, что в эксперименте фронт пламени до его полного подавления продвинулся на расстояние до трех метров от места воспламенения (от торца трубы при ее длине девять метров), примем (в запас) длину трубы с учетом полной флегматизации пропановоздушной смеси, равную $L_T = 6$ м.

Тогда плотность облака огнетушащего порошка, необходимая для локализации взрыва пропановоздушной смеси, определится из выражения:

$$\rho > G/(S \cdot L_T) = 25/(1,99 \cdot 6) = 2,1 \text{ кг/м}^3.$$

Заметим, что энергетические характеристики пропана выше, чем характеристики метана. В этой связи проведенные испытания и выводы могут быть распространены на случай локализации взрывного горения метановоздушной смеси, в том числе стехиометрического состава.

В качестве сопоставления укажем, что из исследований МакНИИ следует, что взрыв метановоздушной среды предотвращается при флегматизации смеси газов водой ($0,7 \div 1,2$) кг/м³ [132].

Если считать, что фронт пламени прошел расстояние L_p , равное трем метрам от точки зажигания до встречи с фронтом флегматизатора (фронтом порошкового облака), развивая при этом скорость $V_{пл} = (100 \div 120)$ м/сек (таблица 7.1.1, зажигание у закрытого торца), можно дать оценку суммарному времени быстрого действия и времени действия t_{Σ} устройства М-Удав:

$$t_{\Sigma} \leq \frac{L_p}{V_{пл}} = \frac{3}{100 \div 120} = (0,025 \div 0,03) \text{ с} = (25 \div 30) \text{ мс}.$$

Теперь можно оценить среднюю скорость фронта $V_{фз}$ порошкового заряда:

$$V_{фз} \geq \frac{L - L_p}{t_{\Sigma}} = \frac{9,12 - 3}{0,025 \div 0,03} = (204 \div 245) \frac{\text{м}}{\text{с}},$$

где $L = 9,12$ м – длина трубы.

7.3. Комплекс мероприятий и мер по предупреждению, подавлению и локализации фрикционного и электродинамического воспламенения пылеметановоздушных смесей при разрушении горных пород в выработках угольных шахт

Как следует из предыдущих исследований, а также из практики отработки угольных пластов, взрывы и выгорания газа возможны при обрушениях и вывалах отдельностей пород вследствие и в момент разрушения горного массива. Так, например, при выемке угля с полным обрушением кровли в условиях разрыхления пород скопления газов в выработанных пространствах носят местный характер и приурочены к верхним штрекам и куполам. Локализация областей, в которых имеет место начало накопления повреждений со временем, с последующими спонтанными первичным и последующими обрушениями массива пород как кровли у очистных забоев, так и у вспомогательных выработок, может быть установлена по разработанной нами методике, изложенной выше (глава 3).

Для случая, когда экспертиза структуры и физико-механических свойств массива кровли указывает на наличие высокой степени фрикционной опасности вмещающих пород по группе II и выше, или когда испытания на фрикционную безопасность в лабораторных условиях указывают на возможность фрикционного воспламенения рудничных газов, оказывается необходимым планирование превентивных мер по предупреждению взрывов как перед вводом в эксплуатацию забоев, так и в период ведения горных работ.

Целью превентивных мер в соответствии с реализацией принципа б) - устранение источников, вызывающих возгорание горючих материалов или взрывоопасной среды (пункт 7.1) является минимизация или исключение

возможности реализации ударного фрикционного взаимодействия между разрушающимися и падающими частями массива.

Одним из радикальных средств борьбы с этим явлением может служить изменение способов управления кровлей, а именно переход к полной или частичной закладке выработанного пространства, а также восходящий порядок отработки пластов в свите.

Технология организации закладки, а также моделирование и методы управления сдвижением горного массива путем изменения технологических параметров при выемке угля, достаточно полно изложены в работах [124, 203].

Вместе с тем подвигание забоя и увеличение фронта работ приводит к тому, что кровля, лежащая на податливых опорах – угольном пласте и закладках, вызывает повышенную концентрацию напряжений как над вновь образующимся пространством, так и над краевыми частями угля и массива пород. Вследствие того, что область повышенных напряжений перемещается вслед за забоем, в этой же зоне происходит накопление повреждений, перемещающихся также вслед за забоем (рисунок 5.26). Еще в большей степени накопление повреждений происходит в массиве пород у контура закладки по мере удаления очистного забоя, а также в середине пролета между грудью забоя и закладкой. Поскольку накопление повреждений представляет собой возникновение во времени множества зарождающихся микродефектов и развитие уже существующих трещин, не исключается возможность реализации пьезоэлектрического эффекта в массиве горных пород. В этой связи управление кровлей, например, путем устройства закладок, не всегда является панацеей от вероятности вспышек и взрывов рудничных газов.

Решение проблемы локализации или подавления взрывного горения пылеметановоздушных смесей непосредственно в выработках шахт, инициируемых работой горношахтного оборудования или вызванных человеческим фактором, может быть получено с использованием устройств

динамической автономной взрывозащиты, которые устанавливаются непосредственно в шахтных выработках на угрожаемых направлениях.

В связи с введением Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Инструкция по локализации и предупреждению взрывов пылегазовоздушных смесей в угольных шахтах» на шахтах с целью предотвращения распространения взрывов пылегазовоздушных смесей по сети шахтных выработок необходимо использовать АСЛВ» [5]. Согласно п. 38 указанного документа заслоны направлены на локализацию взрывов пылегазовоздушных смесей: в проводимых по углю или по углю и породе подготовительных выработках; очистных выработках; конвейерных выработках; крыльях шахтного поля по каждому пласту; складах взрывчатых материалов и раздаточных камерах; газодренажных выработках; на пожарных участках [5, 111].

Перед рассмотрением требований, которые должны быть предъявлены к АСЛВ при их установке в горных выработках, сделаем несколько замечаний.

Во-первых, по мере распространения взрыва фронт пламени и фронт ударной воздушной волны могут существенно увеличить свою скорость (таблица 7.1).

Во-вторых, очевидно, что локализация взрывного горения с наибольшей эффективностью произойдет при условии, если до момента подхода пламени к устройству АСЛВ последнее сработает, например, от датчика ударных волн, и огнетушащее вещество успеет перейти во взвешенное состояние, организовав заслон из инертной пыли по всему сечению выработки. При этом если в качестве инициатора срабатывания АСЛВ рассматривать фронт ударной волны, необходимо иметь в виду время отставания фронта пламени от фронта ударной волны, а также их скоростные характеристики (таблицы 7.2–7.7).

Таблица 7.2 – Основные характеристики протекания слабого взрыва в начальной стадии его развития

Параметр	Расстояние, пройденное ударно-воздушной волной и фронтом пламени при слабом взрыве в начальной стадии его развития, м								
	80	70	60	50	40	30	20	10	5
Время отставания фронта пламени, мс	160-608	140-532	120-456	100-380	80-304	60-228	40-152	20-76	10-38

Таблица 7.3 – Основные характеристики протекания слабого взрыва

Параметр	Расстояние, пройденное ударно-воздушной волной и фронтом пламени при слабом взрыве, м								
	400	350	300	250	200	150	100	90	80
Время отставания фронта пламени, мс	547-800	478-700	410-600	342-500	274-400	205-300	137-200	123-180	110-160

Таблица 7.4 – Основные характеристики протекания сильного взрыва в начальной стадии его развития

Параметр	Расстояние, пройденное ударно-воздушной волной и фронтом пламени при сильном взрыве в начальной стадии их развития, м								
	80	70	60	50	40	30	20	10	5
Время отставания фронта пламени, мс	41-110	36-95	30-82	25-69	20-55	15-41	10-27	5-14	2-7

Таким образом, одной из важнейших характеристик АСЛВ является согласование времени его действия со скоростями фронта пламени и фронта ударной волны, движущихся по выработке.

Представленные в таблицах 7.2–7.7 результаты получены на основании данных приложения [204] Инструкции [4]. При этом время отставания $T_{отст}$ фронта пламени от фронта ударной волны в зависимости от характера развития взрывного горения определено по зависимости:

$$T_{\text{отст}} = L \left(\frac{1}{V_{\text{пл}}} - \frac{1}{V_{\text{в}}} \right) \cdot 1000 [\text{мс}],$$

где L – расстояние, пройденное ударной волной и фронтом пламени, м; $V_{\text{пл}}$ – скорость распространения фронта пламени, м/с; $V_{\text{в}}$ – скорость распространения ударно-воздушной волны, м/с [111].

Естественно предположить, что «при большом отставании фронта пламени от фронта ударной волны последняя приведет автоматическую систему локализации взрывов в действие слишком рано, и находящееся во взвешенном состоянии огнетушащее вещество может не сохранить необходимую плотность облака. При слишком малом отставании АСЛВ не успеет сработать до подхода пламени. В том и другом случаях защитное действие автоматического заслона ослабевает» [111].

Как следует из результатов оценок времени отставания фронта пламени от фронта ударной волны для различных условий взрывного горения (таблицы 7.2–7.7), время отставания фронта пламени от фронта ударной волны даже для случая протекания слабого взрыва не превышает одной секунды при прохождении ударной воздушной волны и фронта пламени до 400 метров.

С другой стороны, огнетушащие порошки, использованные нами при оценках работоспособности М-Удав, такие как «Вексон-АВС», «Триумф-АВС», «Исто-1», «Феникс АВС-70» и др., при выстреле в неограниченное пространство имели время витания распыленного порошка в воздухе более двух минут.

Как показывает время отставания фронта пламени от фронта ударной воздушной волны при взрывах различной силы, меньше всего по времени фронт пламени отстает при детонационном взрыве [111]. Фронт пламени – движущаяся по выработке узкая зона химической реакции. Скорость распространения фронта пламени может изменяться в широких пределах, начиная от скорости нормального горения в неподвижной среде, составляющей

0,05 м/с (при 6 % метана), до скорости распространения детонационной волны, составляющей 2500 м/с.

Учитывая, что нельзя предвидеть силу взрыва в шахте, в ходе установки автоматической системы локализации взрывов необходимо учитывать взрыв наибольшей силы (детонационный) [111]. При этом извещатель (датчик УВВ) необходимо устанавливать на расстоянии от исполнительного устройства АСЛВ с учетом суммарного времени действия и быстродействия конкретного из применяющихся типов АСЛВ.

Таблица 7.5 – Основные характеристики протекания сильного взрыва

Параметр	Расстояние, пройденное ударно-воздушной волной и фронтом пламени при сильном взрыве, м								
	400	350	300	250	200	150	100	90	80
Время отставания фронта пламени, мс	134-206	117-180	100-154	84-128	67-103	50-77	34-51	30-46	27-41

Таблица 7.6 – Основные характеристики протекания детонационного взрыва в начальной стадии его развития

Параметр	Расстояние, пройденное ударно-воздушной волной и фронтом пламени при детонационном взрыве в начальной стадии его развития, м								
	80	70	60	50	40	30	20	10	5
Время отставания фронта пламени, мс	>27	>24	>20	>16,7	>13,4	>10	>6,7	>3,4	>1,7

Таблица 7.7 – Основные характеристики протекания детонационного взрыва

Параметр	Расстояние, пройденное ударно-воздушной волной и фронтом пламени при детонационном взрыве, м								
	400	350	300	250	200	150	100	90	80
Время отставания фронта пламени, мс	>134	>117	>100	>84	>67	>50	>34	>30	>27

С учетом данных Инструкции [5], приложение 2, по формуле 7.1 была рассчитана требуемая инерционность срабатывания АСЛВ (таблица 7.8):

$$T_{\text{инер}} = \frac{L}{V_{\text{пл.}}} \cdot 1000, \quad (7.1)$$

где L – расстояние от извещателя до места установки АСЛВ, м; $V_{\text{пл.}}$ – скорость распространения фронта пламени, м/с [111].

Заметим, что суммарное время действия и быстрогодействия АСЛВ, применяющихся на территории Российской Федерации, не должно превышать $50 \div 100$ мс.

Наличие эффективных устройств АСЛВ оказывается условием необходимым, но недостаточным для получения решений бесконечного числа задач по защите горных выработок, возникающих при ведении горных работ на шахтах, каждая из которых индивидуальна как в плане технологий ведения горных работ, так и в плане литосферной обстановки.

Для решения проблем взрывозащиты выработок каждой из шахт требуется тщательный анализ документации на ведение горных работ, экспериментальный и/или математический модельный анализ физико-механического состояния горного массива, и на этой основе оценка шахт регионов с точки зрения опасности возникновения возгораний рудничных газов, оценка угрожаемых направлений развития взрывов в регионе. К выявленным фактам взрывоопасности выработок оказывается необходимой привязка средств локализации взрывов пылегазовоздушных смесей по месту их установки в выработках с учетом скоростей распространения УВВ и фронта пламени в сочетании с техническими возможностями автоматической локализации взрывов – инерционностью (времени) срабатывания и параметров флегматизирующего облака на различных стадиях взрыва пылегазовоздушных смесей в горных выработках [111].

Таблица 7.8 – Требуемая инерционность срабатывания АСЛВ в зависимости от расстояния до извещателя

Расстояние о АСЛВ до извещателя, м	Требуемая инерционность срабатывания АСЛВ, мс
10	4
20	8
30	12
40	16
50	20
60	24
70	28
80	32
90	36
100	40
110	44
120	48
130	52
140	56
150	60

Вопросы и указания по размещению автоматической системы локализации взрывов при ведении очистных и проходческих работ, указанные в «Инструкции по локализации и предупреждению взрывов пылегазовоздушных смесей в угольных шахтах», могут применяться только к системам отработки длинными столбами по простиранию (ДСО) с проведением двух оконтуривающих выемочный участок штреков и последующей отработкой лавы механизированным комплексом [111].

Во многих других случаях реализация рекомендаций по размещению АСЛВ (рисунок 7.11), указанных в вышеназванной Инструкции, вызывает затруднения из-за разветвленной сети аэродинамически связанных друг с другом выработок, например, при камерно-столбовой системе отработки (КСО) [111].

По этой причине в осуществляющих добычу полезных ископаемых КСО угольных компаниях появляются затруднения, связанные с реализацией требований нормативных документов по вопросу расстановки АСЛВ по сети горных выработок [111].

В связи с этим стала необходимой разработка направленных на предупреждение и локализацию взрывов пылегазовоздушных смесей с использованием АСЛВ при отработке запасов системой КСО научных и практических рекомендаций [111].

Из рисунка 7.7 следует, что отработку выемочного участка предполагается осуществлять «путем проходки спаренных выемочных камер высотой не более вынимаемой мощности пласта» [111]. При расстановке АСЛВ необходимо учитывать ширину целика между штреками, а также условия сбивки выемочных камер между собой для оценки размеров межкамерных целиков (целики–столбы).

В общем случае «при подготовке рекомендаций по расстановке автоматических средств локализации взрывов подлежат рассмотрению следующие материалы:

- технический проект разработки месторождения в лицензионных границах;
- краткая геологическая характеристика пласта;
- краткая горнотехническая характеристика подготовки и отработки блока;

- рекомендации по предупреждению и гашению взрывов угольной пыли «Борьба с угольной и породной пылью в шахтах»;
- пылевая взрывоопасность горного производства;
- руководство по эксплуатации автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов [111].

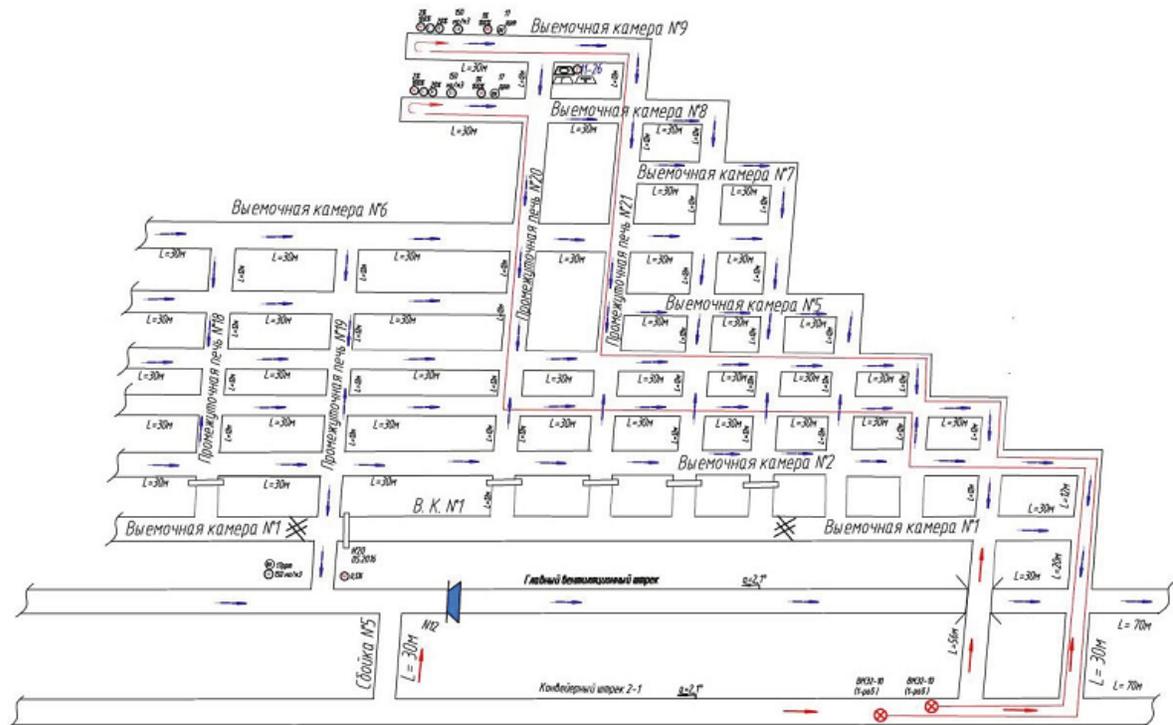


Рисунок 7.7 – Сеть горных выработок на примере пласта 2 000 «УК
«Межегейуголь» при применении КСО

Таким образом, «анализ документации на ведение горных работ в условиях конкретной шахты, математические расчеты и анализ технических характеристик АСЛВ с учетом возможной скорости распространения ударно-воздушной волны и фронта пламени, времени отставания фронта пламени от ударно-воздушной волны и ее избыточного давления на различных стадиях взрыва пылегазовоздушных смесей в горных выработках являются основой

разработки научных рекомендаций по размещению АСЛВ в горных выработках при отработке запасов системой КСО» [111].

Перечисленные технологические факторы и нормативные документы обуславливают основные требования к расположению АСЛВ.

Научные рекомендации по размещению автоматических систем локализации взрывов в горных выработках при отработке запасов камерно-столбовой системой разработки предполагают указанные ниже мероприятия.

При ведении подготовительных работ:

1. «Подготовительные забои выработок, проводимых по углю или углю и породе, длина тупиковой части которых не превышает 30 м, необходимо ограждать автоматическими средствами локализации взрывов путем их размещения во всех сопряженных с указанными забоями действующих выработках на расстоянии от сопряжений 30...50 м» [111]. Извещатели (датчики ударных волн) АСЛВ следует устанавливать от места нахождения АСЛВ на расстоянии в соответствии с требуемой инерционностью срабатывания АСЛВ (таблица 7.8). Они должны быть «направлены в сторону сопряжения с действующими выработками. Каждый извещатель должен быть подключен ко всем установленным АСЛВ» [111] (рисунок 7.8).

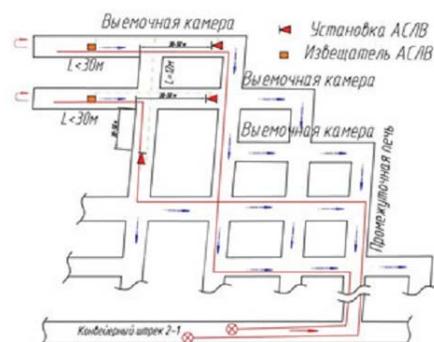


Рисунок 7.8 – Схема установки АСЛВ в подготовительной выработке длиной не более 30 м

2. «Автоматические средства локализации взрывов в подготовительных выработках, проводимых по углю или по углю и породе, длиной более 30 м рекомендуется устанавливать в их устьях» [111] (рисунок 7.9).

«Извещатели АСЛВ следует устанавливать от места размещения АСЛВ на расстоянии в соответствии с требуемой инерционностью срабатывания АСЛВ и направлять в сторону сопряжения с подготовительной выработкой» [111] (рисунки 7.9–7.10).

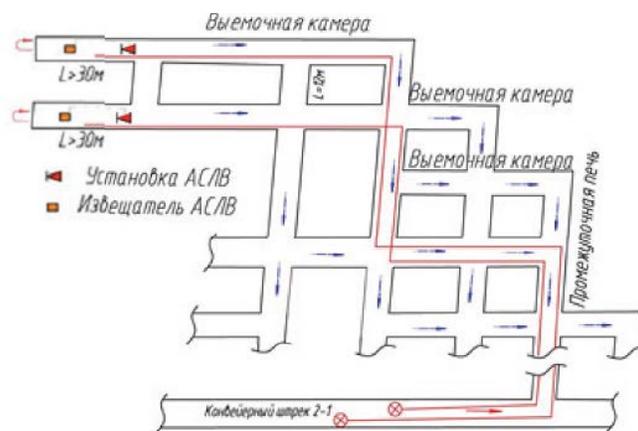


Рисунок 7.9 – Схема установки АСЛВ в подготовительной выработке длиной более 30 м

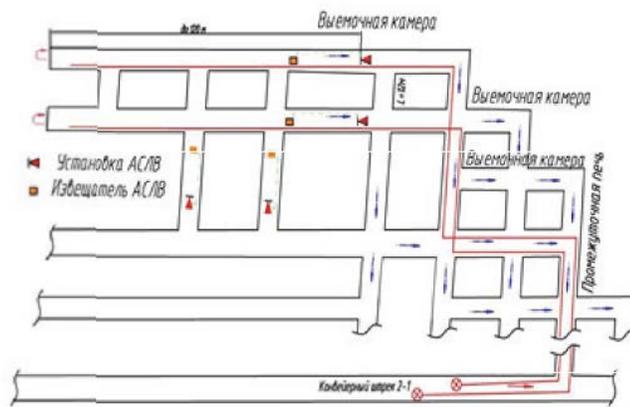


Рисунок 7.10 – Схема установки АСЛВ в подготовительной выработке длиной не более 120 м

При отработке целиков угля (очистные работы):

1. «Устанавливать автоматические средства локализации взрывов рекомендуется в устье всех выработок протяженностью не менее 30 м (на прямолинейных участках), имеющих аэродинамическую связь с очистной выработкой» [111]. «Извещатель АСЛВ необходимо устанавливать от места размещения АСЛВ на расстоянии в соответствии с требуемой инерционностью срабатывания АСЛВ» [111] (рисунок 7.11) и «направлять в сторону сопряжения с очистной выработкой» [111].

2. Устанавливать автоматические средства локализации взрывов рекомендуется в устьях всех примыкающих к блокам КСО выработок протяженностью не менее 20 м (на прямолинейных участках), извещатель АСЛВ размещать в 15–20 м от места установки АСЛВ. Устанавливать не менее двух АСЛВ. Извещатель одного АСЛВ должен быть направлен в сторону сопряжения с блоком КСО, другого – в сторону сопряжения с бремсбергом, уклоном, квершлагом, штреком (рисунок 7.12).

3. При протяженности выработки, примыкающей к блокам КСО, менее 20 м устанавливать автоматические средства локализации взрывов следует в сопряженных с ней выработках на расстоянии от сопряжения 30–80 м (на прямолинейных участках).

Извещатель АСЛВ размещать от места установки АСЛВ на расстояние в соответствии с требуемой инерционностью срабатывания АСЛВ (таблица 7.8). Устанавливать не менее двух АСЛВ. Извещатель одного АСЛВ должен быть направлен в сторону сопряжения с примыкающей к участку КСО выработкой, другого – в сторону устья бремсберга, уклона, квершлага, штрека (рисунок 7.13).

Таким образом, на основе экспертизы планирования горных работ, в том числе при отработке запасов угля системой КСО, учитывая возможные скорости распространения взрывного горения метано- и пылевоздушных смесей в сети горных выработок, а также в совокупности с техническими характеристиками устройств взрывозащиты предложены методология, рекомендации и технические решения по размещению автоматических систем локализации взрывов в горных выработках.

7.4. Оценка фрикционной опасности горных пород как следствие воспламенения метановоздушных смесей. Методические указания

Оценка фрикционной опасности горных пород проводится в соответствии с требованиями «Правил безопасности в угольных шахтах» [4] (пп. 172, 173) как составная часть проектов ведения горных работ – при составлении паспортов выемочных участков, при подготовке выемочных полей, при вводе в эксплуатацию очистных забоев и подготовительных выработок.

Целью экспертизы фрикционной опасности горных пород является выбор способов и средств предотвращения воспламенения метановоздушной смеси в результате разрушения массива как при ведении горных работ, так и в режиме длительной эксплуатации горных выработок.

Оценка степени опасности фрикционного воспламенения метановоздушной смеси проводится в лабораторных условиях на созданном нами стенде по схеме контактного ротационного взаимодействия образцов горных пород (рисунок 7.18).

Изложенные ниже методические указания о порядке проведения испытаний на фрикционную опасность горных пород базируются на результатах наших исследований, основная часть которых представлена в

настоящей работе, при безусловном выполнении положений нормативной документации [205-221].

Подготовка к испытаниям и проведение испытаний следуют схеме, показанной на рисунке 7.14.

Подготовка к испытаниям:

1. Отбор проб для определения коэффициента крепости горных пород проводят по ГОСТ 21153.0-75. Пробы упаковываются в водонепроницаемую пленку с этикеткой, в которой указывается название предприятия, дата отбора пробы, место отбора (пласт, выработка), для хранения и транспортировки [114]. Линейные размеры образцов горных пород должны быть не менее 150 x 150 x 150 мм.

«Отобранную пробу горных пород раскалывают молотком на твердом основании до получения кусков размером (20–40) мм. Из измельченного материала пробы отбирают двадцать навесок, вес каждой из которых составляет (40–60) г» [219].

2. Отбор проб для определения содержания свободного диоксида кремния проводят по ГОСТ 21153.0-75. Пробы упаковываются в водонепроницаемую пленку с этикеткой, в которой указывается название предприятия, дата отбора пробы, место отбора (пласт, выработка), для хранения и транспортировки [219]. Линейные размеры образцов горных пород должны быть не менее 150 x 150 x 150 мм.

3. Отбор проб для оценки возникновения воспламенения метановоздушных смесей при фрикционном трении проводят по ГОСТ 21153.0-75. Пробы упаковываются в водонепроницаемую пленку с этикеткой, в которой указывается название предприятия, дата отбора пробы, место отбора (пласт, выработка), для хранения и транспортировки [219]. Линейные размеры образцов горных пород должны быть не менее 200 x 200 x 200 мм.

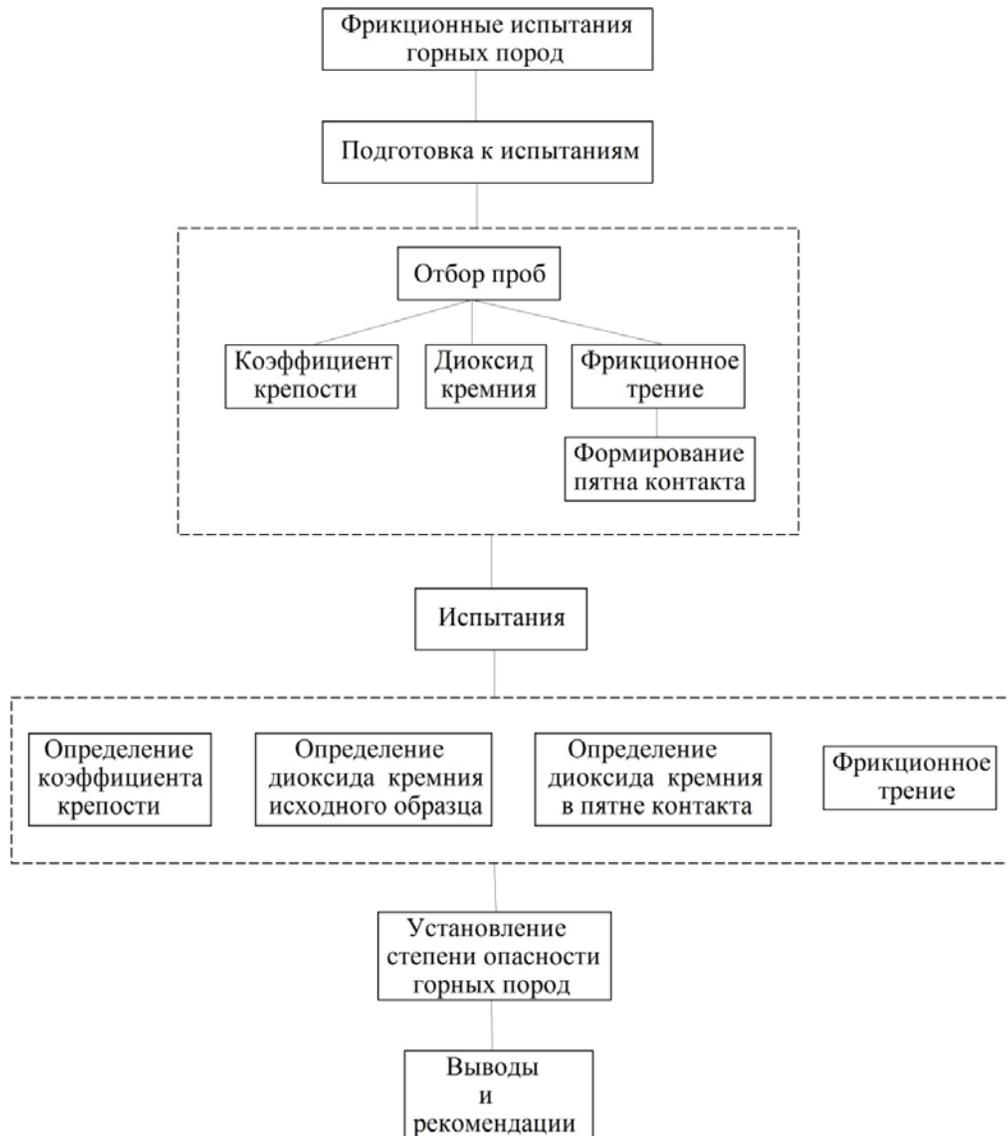


Рисунок 7.14 – Схема испытаний на определение фрикционной опасности горных пород

4. Формирование пятна контакта для испытаний при трении порода о породу проводят на ротационной установке (рисунок 7.15) в следующей последовательности:

- на ротор станда (позиция 3) крепят образец породы прямоугольной формы размером $0,07 \times 0,07 \times 0,02 \pm 0,005$ м, с вылетом относительно диска ротора не менее 0,02 м;

– на передвижной стол соосно с образцом, закрепленном на роторе, крепят образец породы (позиция 4) размером не менее 0,15 x 0,15 x 0,15 м;

– при помощи передвижного устройства (позиция 6) осуществляют поджатие образцов друг к другу усилием $P = k \times f \times F$ кг, где k – коэффициент нагруженности образца (при $k = 2,0$ контактные напряжения составляют 20 % от величины предела прочности породы на сжатие); f – коэффициент крепости горной породы; F – площадь контактной поверхности образца, закрепленного на роторе ($\sim 0,07 \times 0,02 = 1,4 \cdot 10^{-3} \text{ м}^2$);

– не заполняя взрывную камеру метаном, включают вращение ротора. При этом начинается формирование пятна контакта на образцах. Периодически выключая ротор, оценивают размеры пятна контакта. Формирование пятна контакта завершается, когда протяженность пятна (хорда лунки) на нижнем образце составит не менее 0,05 м.

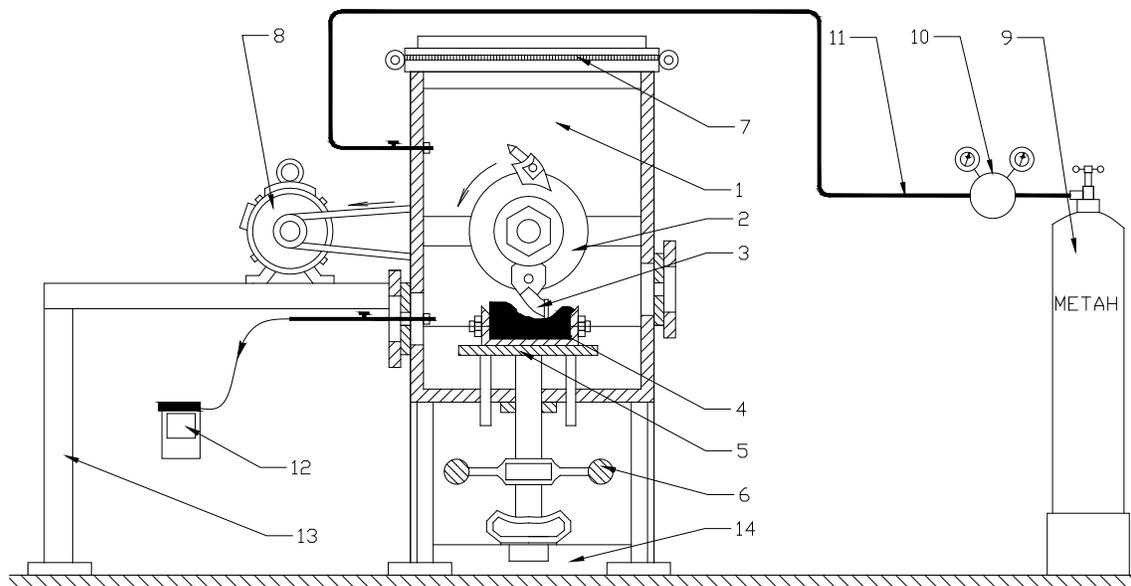


Рисунок 7.15 – Стенд для проведения ротационных испытаний:
 1 – камера; 2 – диск; 3 – образец (горная порода, резец, металл и т.п.); 4 – ответный образец горной породы; 5 – передвижной стол; 6 – прижимное устройство; 7 – разгрузочный узел; 8 – электродвигатель; 9 – баллон; 10 – редуктор; 11 – метанопровод; 12 – газоанализатор; 13 – рама; 14 – основание

Проведение испытаний

5. Определение коэффициента крепости.

На специализированном стенде в соответствии с методикой [223] по указанной ниже зависимости определяется коэффициент крепости горных пород:

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

где «n – число сбрасываний гири с высоты 600 мм для дробления навески породы; h – высота столбика мелкой фракции в объемомере после испытания пяти навесок, мм» [223].

6. Определение содержания свободного диоксида кремния.

Содержание диоксида кремния определяют дважды, до и после формирования пятна контакта (в пятне контакта) по МУ 2391-81. Образцы породы готовят путем «соскреба» материала с поверхности контакта образцов.

7. Определение возможности воспламенения метановоздушной смеси.

– После выполнения работ по пункту 4, не снимая образцы пород со стенда, при помощи передвижного устройства (рисунок 7.15, позиция б), осуществляют поджатие образцов друг к другу усилием $P = 4,0 \times f/F$ кг.

– Взрывную камеру заполняют метаном, массовая доля которого составляет (6–9) %. Контроль концентрации метана проводят с помощью газоанализатора.

– Включают диск ротора.

Число соударений N образцов определяют по формуле:

$$N = n \cdot \sum t ,$$

где n – число оборотов вращающегося диска в течении одной минуты; $\sum t$ – суммарное время испытаний, минут.

Укажем признаки установления опасности пород по фрикционному воспламенению метановоздушной смеси.

В соответствии с п. 4.3.11 ОСТ 12.28.333-91 порода считается неопасной в том случае, когда при 16 000 трущихся соприкосновений во взрывоопасной смеси не произошло воспламенений и не было зарегистрировано наличие фрикционных искр [223].

В случае, когда при 16 000 трущихся соприкосновений во взрывоопасной смеси не произошло воспламенений, но визуально наблюдаются устойчивые фрикционные искры, следует провести дополнительное тепловое дистанционное сканирование с помощью тепловизора или инфракрасного термометра. При обнаружении фрикционных искр порода считается искроопасной.

При воспламенении метановоздушной смеси порода считается взрывоопасной [223].

8. Оценка степени опасности горных пород.

Степень опасности горных пород определяют исходя из результатов, полученных при испытаниях горных пород, по методике, изложенной выше в подпунктах 1 ÷ 7, пункта 7.5 работы. Результаты испытаний и выводы относительно степени фрикционной опасности горных пород заносят в специальную таблицу 7.9.

Таблица 7.9 – Классификация степени опасности горных пород

Группа опасности	Степень опасности	Описание горной породы или угольного пласта	Признаки опасности
1	Не опасная	Породы крепостью менее 3 с содержанием свободного диоксида кремния в пятне контакта менее 30 %	Отсутствие фрикционной искры
2	Искроопасная I-ой степени	Породы крепостью $3 \leq f < 4$ с содержанием свободного диоксида кремния в пятне контакта от 30 до 40 %	Образуются фрикционные искры с температурой менее 300°C
3	Искроопасная II-ой степени	Породы крепостью $4 \leq f < 5$ с содержанием свободного диоксида кремния в пятне контакта от 40 до 50 %	Образуются фрикционные искры с температурой более 300°C
4	Взрывоопасная	Породы крепостью более 5 с содержанием свободного диоксида кремния в пятне контакта более 50 % или пириты с содержанием серы более 35 %	Воспламенение метановоздушных смесей

Выводы по главе 7

1. В соответствии с методологией превентивного и активного подавления взрывного горения пылеметановоздушных смесей на угольных шахтах рассмотрены варианты решения задач увеличения безопасности ведения горных работ, базирующиеся на приемах устранения источников главных опасностей – вспышек и взрывов рудничных газов при разрушении горных пород.

2. Разработаны рекомендации по подавлению и локализации взрывного горения рудничных газов в горных выработках и в транзитных коммуникациях (газопроводах) устройствами динамического автономного взрывоподавления, осуществляющие функции слежения за взрывоопасной обстановкой, и подавления распространения ударных волн и пламени без присутствия человека.

3. Рассмотрены варианты систем взрывозащиты, используемые для устранения источников, инициирующих возгорание горючих материалов или

взрывоопасной среды, а также разработаны мероприятия по подавлению взрывного горения.

4. Экспериментально показано, что для полной флегматизации горящих углеводородов огнегасящим порошком количество огнетушащего вещества, необходимого для локализации очага горения по площади, составляет величину не менее $0,82 \text{ кг/м}^2$.

5. Экспериментально показано, что для полной флегматизации горящих углеводородов огнегасящим порошком количество огнетушащего вещества, необходимого для локализации горения взрывчатого газа в объеме, составляет величину не менее $2,1 \text{ кг/м}^3$.

6. Разработан комплекс мероприятий и мер по предупреждению, подавлению и локализации фрикционного и электродинамического воспламенения пылеметановоздушных смесей при разрушении горных пород в выработках угольных шахт, в том числе при сложных условиях подготовки и отработки запасов угля.

7. Разработаны методические указания и методика экспертизы о порядке проведения испытаний на фрикционную опасность горных пород в лабораторных условиях с целью последующего выбора метода управления состоянием горного массива, способов и средств предотвращения воспламенения рудничных газов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалифицированной работой, в которой на основе выполненных автором исследований в области трибологических и электродинамических процессов и особенностей их проявлений при разрушении массива горных пород решена крупная научно-техническая проблема, имеющая важное социально-экономическое значение, – повышение промышленной безопасности предприятий угольной отрасли путем разработки методологических основ контроля и прогноза фрикционных и электроразрядных воспламенений рудничных газов, а также разработки способов предупреждения и локализации взрывного горения метановоздушных смесей в горных выработках.

Основные научные и практические результаты диссертации заключаются в следующем:

1. Из шахтных наблюдений и зарисовок местоположений взрывов пылеметановоздушных смесей в горных выработках значительного числа обследованных угольных шахт (более 40 случаев) России установлено, что практически в каждой пятой аварии источники воспламенения метановоздушных смесей проявляются в результате разрушений горного массива в короткие периоды существования переходных процессов механических превращений пород от монолитного до дискретного состояний.

Необходимость в доработке существующих руководящих материалов, разработке новых нормативов для установления параметров возможного инициирования воспламенения рудничных газов при ведении горных работ вызвана: несовершенством теоретических представлений о процессе воспламенения метановоздушной смеси в результате трения разрушаемых частей горных пород; отсутствием методологии оценки влияния горного давления на трещинообразование и накопление повреждений в массиве пород

как источников искрения при обрушениях и потерях устойчивости гетерогенных систем; сужением области надзора соответствующих служб за установлением степени фрикционной и электрической опасности горных пород, а также несовершенством и противоречиями между требованиями отдельных руководящих документов при проведении экспертиз с целью установления причин техногенных аварий.

2. С целью районирования вероятных местоположений взрывов рудничных газов в горных выработках, происходящих вследствие разрушений горных пород, а также для оценки критических условий возгораний пыли – и метановоздушных смесей, исследования их особенностей разработаны следующие математические модели:

– в одномерной и двумерной постановках задачи нестационарной теплопроводности разработаны аналитические и численные модели оценки изменения температуры в зоне динамического фрикционного контакта частей горных пород, движущихся относительно друг друга с некоторой наперед заданной скоростью;

– разработана методика расчета эволюции напряженно-деформированного состояния массива при кратковременных нагружениях, а также с учетом ползучести и накопления повреждений во времени в рамках решений в двумерных и трехмерных постановках связанных задач нестационарной теплопроводности и упругости. Модель массива горных пород представлена в виде нелинейной вязкоупругой среды наследственного типа, учитывающей вид напряженного состояния;

– с учетом специфики изменения физико-механических свойств угля и вмещающих пород под нагрузкой разработана конечно-элементная процедура восстановления диаграмм деформирования в каждом из элементарных объемов массива, вид которых зависит от реализации в массиве сочетаний главных напряжений;

– основываясь на феноменологических представлениях разрушения материала, разработана процедура кинетики накопления повреждений в массиве горных пород. При этом полагается, что в углепородном массиве повреждения представляют собой множество дефектов, образующихся во времени, проявляющиеся в виде разрыхления массива через микро-/макротрещинообразование. Кинетическое уравнение поврежденности представлено зависимостью скорости роста повреждений материала от некоторого эквивалентного напряжения в трактовке Л.М. Качанова.

– в рамках теории малых упругопластических деформаций получено аналитическое решение задачи о плоском деформировании массива пород у круговой выработки для произвольного вида диаграмм деформирования.

3. Для различных физико-механических и теплофизических параметров горных пород исследована эволюция температурных полей в пятнах контакта образцов при их фрикционном динамическом взаимодействии, и установлено, что:

– увеличение модуля упругости материала приводит к увеличению значений температур в зоне контакта пары;

– увеличение плотности материала приводит к уменьшению значений температур;

– при увеличении коэффициента теплопроводности фрикционная температура уменьшается;

– увеличение коэффициента трения приводит к увеличению температуры;

– увеличение теплоемкости материала уменьшает температуру в зоне контакта;

– для воспламенения метановоздушной смеси взрывоопасной концентрации нагретыми поверхностями пород объем прогретой смеси должен составлять не менее $9 \cdot 10^{-10} \text{ м}^3$. При этом для стандартных атмосферных условий уточнена минимальная энергия воспламенения смеси, соответствующая

величине 0,287 мДж при минимальной длительности температурного воздействия, равной 0,11 мс. Величина температуры нагретой поверхности, необходимой для воспламенения метановоздушной смеси, близкой к стехиометрическому составу, находится на уровне своего среднего значения 746 °С и выше;

– при контактном давлении между образцами на уровне, близком к пределу прочности пород, температура пятна динамического контакта осколков возрастает до температуры плавления (до 1300 °С) за время от 0,01 мс до 0,1 мс при относительной скорости трения от 1 до 10 м/с, при толщине слоя фазовых превращений в пятне контакта 100–200 мкм;

– для средних значений теплофизических и механических характеристик кварцитов и давлении между образцами не менее 18 % от величины предела прочности породы при пути трения образцов, равном 0,03 м, средняя скорость взаимного смещения образцов, необходимая для воспламенения МВС, составляет не менее 7,2 м/с, при пути трения 0,06 м скорость смещения образцов составляет не менее 6,2 м/с, при пути трения 0,09 м скорость взаимного смещения составляет не менее 4,7 м/с.

4. В рамках лабораторных экспериментов в сочетании с теоретическим анализом установлены причины и параметры воспламенения метановоздушной среды при трении породы о породу, включающие следующие признаки:

– при разрушении массива и в процессе динамического контакта частей горных пород в приповерхностных контактирующихся слоях в результате структурно-текстурных преобразований возможно увеличение содержание диоксида кремния до 25–30 % и выше от начального, сопровождающееся увеличением коэффициента крепости материала на поверхностях пятен контактов, что объясняет причину вспышек и возгораний пылеметановоздушных смесей с изначально достаточно низким содержанием

кремния в объеме породы (по М.М. Протодяконову возгорание горючих газовых смесей возможно лишь при уровне содержания кремния выше 60 %).

5. Проведенные лабораторные исследования и анализ причин возгораний пылеметановоздушных смесей позволили выявить и установить физику процесса накопления зарядов на вновь образующихся поверхностях горных пород при их разрушении:

– возникновение и накопление зарядов в массиве пород является следствием прямого и обратного пьезоэлектрических эффектов, возникающих при растяжении-сжатии массива пород, в том числе при образовании и развитии трещиноподобных дефектов;

– показано, что возникновение искрового разряда, реализующегося вследствие пьезоэлектрического эффекта в виде плазменного промежутка между расходящимися поверхностями частей массива, время его действия, температура прогрева газа до его взрыва имеют прямую зависимость от уровня гравитационного давления в массиве (от глубины разработки), от давления газа в дефекте, от площади и величины его раскрытия, от ориентации дефекта по отношению к магнитным силовым линиям земного шара, от теплофизических свойств материала массива, а также от структуры и физико-механических свойств горных пород;

– экспериментально-теоретическими расчетами установлено, что при реализации пьезоэлектрического эффекта горных пород при уровне температуры в плазменном столбе искры между расходящимися поверхностями частей массива порядка $10\,000\text{ °K}$ для возгорания метановоздушной смеси необходимо затратить энергию на возникновение искрового разряда порядка $8,2 \cdot 10^{-2}$ мДж. При этом площадь сечения канала плазмы длиной 3 мм составляет порядка $0,003\text{ мм}^2$, при диаметре толщины искры около 57 микрон. Оценочное время существования электрического пробоя (искры) составляет не менее 0,01 наносекунды.

6. Разработаны рекомендации по подавлению и локализации взрывного горения рудничных газов в горных выработках и в транзитных коммуникациях (газопроводах, газоотводящих сетях) устройствами динамического автономного взрывоподавления, осуществляющими функции слежения за взрывоопасной обстановкой и подавлением ударных волн и пламени.

Экспериментально установлено, что для полной флегматизации горящих углеводородов огнегасящим порошком количество огнетушащего вещества, необходимого для локализации очага горения по площади, составляет величину не менее $0,82 \text{ кг/м}^2$; для полной флегматизации горения взрывчатого газа в объеме количество огнетушащего вещества составляет величину не менее $2,1 \text{ кг/м}^3$.

7. Разработанная методология контроля фрикционных свойств материалов горных пород по параметрам пожарной и фрикционной опасности легла в основу разработки «Методики оценки степени фрикционной опасности кварцесодержащих горных пород», а также предложений по предотвращению фрикционного искрения при разрушении горных пород, по пыле- и взрывозащите угольных шахт в следующие нормативные документы:

– Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах», утверждены Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, приказ № 550 от 19 ноября 2013 года;

– Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по борьбе с пылью в угольных шахтах», утверждена Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, приказ № 462 от 14 октября 2014 года;

– «Методические рекомендации по проведению экспертных работ при расследовании технических причин аварий в угольных шахтах», утверждены

Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, приказ № 743 от 20 декабря 2012 года.

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

МГП – массив горных пород.

ФМХ – физико-механические характеристики.

МКЭ – метод конечных элементов.

ГИУ – метод граничных интегральных уравнений.

КРМ – конечно-разностный метод.

НДС – напряженно-деформированное состояние.

ИВС – информационно-вычислительные системы.

МВС – метановоздушная смесь.

УВВ – ударная воздушная волна.

ФПК – физическое пятно контакта поверхностей.

СЛАУ – система линейных алгебраических уравнений.

Трибология – наука о трении и процессах, сопровождающих трение.

Трибоэлектричество — явление возникновения электрических зарядов при трении.

Трибоэлектрический заряд. Создание электростатических зарядов в результате контакта или разделения материалов называется также **трибоэлектрической зарядкой**.

Гетерогенная система — неоднородная система, состоящая из однородных частей (фаз), разделённых поверхностью раздела.

Диаграмма деформирования (кривая деформирования) – графическое представление зависимости интенсивности напряжений от интенсивности деформаций, получаемая из испытаний на растяжение (сжатие) образцов материала на испытательной машине.

Индукционный период – время от начала прогрева взрывчатой смеси до момента возникновения движения фронта пламени.

Количество теплоты – количество тепловой энергии, передаваемое за произвольное время через произвольную поверхность.

Плотность теплового потока – это количество тепловой энергии, передаваемой в единицу времени через единичную площадь поверхности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Приоритеты развития угольной отрасли; модернизация и экология / Новости / Энергоэффективная Россия. URL: http://www.energy2020.ru/news/news3611.php.sphrase_id=4333 (дата обращения: 03.11.17).
2. Ботвенко, Д.В. Исследования возможности и причин искрообразования при деформировании и разрушении горных пород / Д.В. Ботвенко, В.Б. Попов, А.М. Ермолаев, В.Г. Казанцев // Безопасность труда в промышленности. – 2016. – № 10. – С. 62–64.
3. Казанцев, В.Г. Обоснование пространственно-планировочных и технологических решений на базе эффективного управления геомеханическими процессами на угольных шахтах: дис. ... д-ра техн. наук / Казанцев В.Г. – Кемерово, 2003. – 316 с.
4. Правила безопасности в угольных шахтах: федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. – Сер. 05. – Вып. 40. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2017. – 198 с.
5. Инструкция по борьбе с пылью в угольных шахтах: федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. – Сер. 05. – Вып. 44. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2015. – 68 с.
6. Аккерман, Ф.М. Нормативы по безопасности забойных машин, комплексов и агрегатов / Ф.М. Аккерман, М.Б. Аксенов. – 1990. – 101 с.
7. Ботвенко, Д.В. Разработка методики оценки и классификации фрикционной опасности горных пород: дис. ... канд. техн. наук / Ботвенко Д.В. – Кемерово, 2004. – 167 с.
8. Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений: федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности: приказ Федеральной

службы по экологическому, технологическому и атомному надзору N 339 от 15 авг. 2016 г. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

9. Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах: руководство по безопасности. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

10. Шкуратник, В.Л. О теоретической модели эффектов памяти в горных породах / В.Л. Шкуратник, А.В. Лавров // ФТПРПИ. – 1995. – № 1. – С. 25–13.

11. Лыков, К.Г. Разработка методов определения напряженного состояния массива горных пород на основе их эмиссионных эффектов памяти: дис. ... канд. техн. наук / Лыков К.Г. – М.: МГИ, 1989. – 136 с.

12. Kuwahara, Y. An experimental and theoretical study of inelastic deformation of brittle rocks under cyclic uniaxial loading / Y. Kuwahara, K. Yamamoto, T. Hirasawa, Tohoku Geoph. J (Sci. Rep. Tohoku Univ., Ser. 5). – 1990. – V. 33. – № 1. – С. 17–22.

13. Протосеня, А.Г. К определению уравнений состояния при деформировании горных пород в запредельной области / А.Г. Протосеня, А.Н. Ставрогин, А.К. Черников, Б.Г. Тарасов // ФТПРПИ. – 1981. – № 3. – С. 33–11.

14. Петухов, И.М. О решении дискретизированных задач горной геомеханики с учетом разупрочнения и разгрузки. / И.М. Петухов, А.М. Линьков, Э.Н. Работа // ФТПРПИ. – 1981. – № 3. – С. 26–33.

15. Вылегжанин, В.Н. Структурные модели горного массива в механизме геомеханических процессов / В.Н. Вылегжанин, П.В. Егоров, В.И. Мурашев. – Новосибирск: Наука, 1990. – 160 с.

16. Штумпф, Г.Г. Механические свойства горных пород Кузнецкого угольного бассейна и закономерности их изменений // ФТПРПИ. – 1994. – № 4. – С. 43–50.

17. Одинцов, В.Н. Компьютерное моделирование развития трещин отрыва в близи обнажения глубокой выработки / В.Н. Одинцов, В.А. Трофимов // Тезисы докладов X Международной конференции по механике горных пород. – М.: Изд. ИГД. им. А.А. Скочинского, 1993. – С. 9–12.

18. Шаровар, И.И. Математическое моделирование систем трещин для реализации моделирования криогенного упрочнения угольного массива / И.И. Шаровар, М.В. Любимов // Региональная подготовка угольных месторождений к эффективной и безопасной отработке. – М.: изд. МГИ, 1991. – С. 57–61.

19. Ильюшин, А.А. О соотношениях и методах современной теории пластичности / А.А. Ильюшин, В.С. Ленский // Успехи механики деформируемого тела. – 1974. – Вып. МГУ. – С. 6–11.

20. Ботвенко, Д.В. Исследование процессов, обуславливающих устойчивость и периодичность обрушения пород кровли в очистных забоях на пластах пологого падения при современной технологии угледобычи / Д.В. Ботвенко // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2012. – № 2. – С. 84–89.

21. Мурашев, В.И. Применение программного комплекса для определения зон влияния очистных забоев на окружающий горный массив / В.И. Мурашев, Д.В. Ботвенко, А.А. Шуляков // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2011. – № 2-2. – С. 61–65.

22. Мурашев, В.И. Аналитико-экспериментальный метод определения геомеханического состояния очистных забоев угольных шахт на стадии проектирования / В.И. Мурашев, Д.В.Ботвенко, С.И. Голоскоков // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2010. – № 1. – С. 75–80.

23. Борисов, А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1964. – 183 с.

24. Борисов, А.А. Механика горных пород и массивов. / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 164 с.
25. Михеев, О.В. Управление состоянием массива пород / О.В. Михеев, Г.И. Козовой, В.Г. Лурий, А.М. Рыжков, А.В. Федаш. – М.: изд. МГГУ, 1994. – 354 с.
26. Мурашев, В.И. Исследование геомеханических процессов в угольных шахтах применительно к проблеме безопасности ведения горных работ: дис. ... д-ра техн. наук / В.И. Мурашев. – Кемерово, 1979. – 398 с.
27. Сегерлинд, Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979. – 214 с.
28. Зенкевич, О. Метод конечных элементов / О. Зенкевич. – М.: Мир, 1975. – 246 с.
29. Амусин, Б.З. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики / Б.З. Амусин, А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1975. – 194 с.
30. Комиссаров, С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок / С.Н. Комиссаров. – М.: Недра, 1983. – 238 с.
31. Brebbia, C.A. Boundary element techniques in engineering / C.A. Brebbia, C. Walker [Русский перевод: Бреббия К., Уокер С. Применение метода граничных элементов в технике]. – М.: Мир, 1982. – 482 с.
32. Александров, А.Я. Решение основных задач теории упругости путем численной реализации метода интегральных уравнений / А.Я. Александров // Успехи механики деформируемых сред: сб. науч. трудов. – М.: Наука, 1975. – С. 3–24.
33. Мусхелишвили, Н.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости / Н.И. Мусхелишвили. – М.: Наука, 1966. – 471 с.
34. Игнатъев, В.А. Смешанная форма метода конечных элементов в задачах строительной механики / В.А. Игнатъев, А.В. Игнатъев, А.В. Жиделев. – Волгоград: ВолгГАСУ, 2006. – 172 с.

35. Herrmann, L.R. Elasticity equations for incompressible and nearly incompressible materials by a variational theorem / L.R. Herrmann // *AIAA J.* – 1965. – Vol. 3. – №. 10. – Pp. 1896–1900.

36. Чигарев, А.В. ANSYS для инженеров: справочное пособие / А.В. Чигарев, А.С. Кравчук, А.Ф. Смалюк. – М.: Машиностроение-1, 2004. – 512 с.

37. Морозов Е.М. ANSYS в руках инженеров: Механика разрушения. / Е.М. Морозов, А.Ю. Муйземнек, А.С. Шадский. – 2-е изд, испр. – М.: Ленанд, 2010. – 456 с.

38. Napick, J.A.L. Modeling of fracturing near deep level gold mine excavation using a displacement discontinuity approach / J.A.L. Napick // *Mechanics of jointed and faulted rock*, Ed. U.P. Rossmannith, Rotterdam: Balkema, 1990. – 27 с.

39. Самарцев, Г.И. К оценке устойчивого состояния приконтурного массива незакрепленной горной выработки / Г.И. Самарцев, Р.П. Окатов // *Горный журнал.* – 1994. – № 1. – С. 49–50.

40. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений / Н.С. Булычев. – М.: Недра, 1982. – 270 с.

41. Трунин, И.И. Критерии прочности в условиях ползучести при сложном напряженном состоянии / И.И. Трунин // *Прикладная механика.* – 1965. – Т. 1. – Вып. 7. – С. 28–32.

42. Тимофеев, О.В. Проблема обеспечения устойчивости горных выработок в условиях глубоких горизонтов / О.В. Тимофеев, В.Л. Трушко, П.Ф. Матвеев // *Горный журнал.* – 1994. – № 1. – С. 39–41.

43. Тимофеев, О.В. Способы обеспечения устойчивости горных выработок / О.В. Тимофеев // *Записки ЛГИ.* – Т. 67. – Вып. 1. – Л.: 1975. – С. 161–165.

44. Нотт, Дж. Ф. Основы механики разрушения / Дж. Ф. Нотт [Перев. с англ.]. – М.: 1978. – 256 с.

45. Irwin, G.R. Fracture mechanics / G.R. Irwin // Structural Mechanics, Pergamum Press. – England, London, 1960. – P. 560–574.

46. Черепанов, Г.П. Механика хрупкого разрушения / Г.П. Черепанов. – М.: Наука, 1974. – 640 с.

47. Кошелев, В.Ф. О возникновении акселерации разрушения и критической скорости при очистных работах около целика / В.Ф. Кошелев, А.М. Линьков // ФТПРПИ. – 1995. – № 4. – С. 25–41.

48. Иванов, К.И. Некоторые результаты натурных исследований состояния угольных целиков / К.И. Иванов, К.П. Батанели // Уголь. – 1963. – № 3. – С. 15–21.

49. Wagner, H. Determination of the complete load-deformation characteristics of coal pillars / H. Wagner // Advances in rock mechanics. Proc. 3-d Congress Int. Soc. Rock Mech. – V. II B. – 1974.

50. Ставрогин, А.Н. Прочность и деформация горных пород в допредельной и запредельной областях / А.Н. Ставрогин, Б.Т. Тарасов, О.А. Ширкес, Е.Д. Певзнер // ФТПРПИ. – 1981. – № 6. – С. 3–11.

51. Макаров, П.В. Возможности применения эволюционного подхода при моделировании поведения геосреды / П.В. Макаров, И.Ю. Смолин, Е.П. Евтушенко, А.А. Трубицын, Н.В. Трубицына, С.П. Ворошилов, С.И. Голоскоков, Д.В. Ботвенко // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – Т. 12. – № 12. – С. 259–276.

52. Павлова, Л.Д. Моделирование циклического характера обрушения горных пород при проведении выработки с последовательным накоплением повреждений / Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Известия Томского политехнического университета. – Т. 307. – № 2. – 2004. – С. 76–79.

53. Литвинский, Г.Г. Кинетические уравнения реономной микромеханики деформирования и разрушения материалов / Г.Г. Литвинский // Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамич. явления в

горных породах: сб. науч. Трудов. – Симферополь: Таврический нац. ун-т им. акад. В.И. Вернадского, 1999. – С. 51–52.

54. Оловянный, А.Г. Механика горных пород. Моделирование разрушений / А.Г.Оловянный. – Санкт-Петербург: ООО «КОСТА», 2012. – 280 с.

55. Чирков, С.Е. Методика расчета параметров прочности и предельных состояний угольных пластов в призабойной зоне / С.Е. Чирков, Г.Л. Фисенко, Б.К. Норель. – М.: Изд-во ИГД им. А.А. Скочинского, 1983. – 38 с.

56. Регель, В.Р. Кинетическая природа прочности твердых тел / В.Р. Регель, А.И. Слуцкер, Э.Е. Томашевский. – М.: Наука, 1974. – 560 с.

57. Качанов, Л.М. Основы механики разрушения / Л.М. Качанов. – М.: Недра, 1974. – 264 с.

58. Линьков, А.М. Об учете запредельных деформаций при решении задач горной геомеханики / А.М. Линьков // Труды ВНИМИ. – 1977. – № 103. – С. 17–20.

59. Борщ-Копониец, В.И. Расчет несущей способности панельных целиков, ослабленных выработками / В.И. Борщ-Копониец, Е.М. Тихомиров, Б.А. Крайнов, В.С. Мякишев, А.В. Макаров // Горное дело. – 1972. – № 7. – С. 14–18.

60. Малинин, Н.Н. Прикладная теория пластичности и ползучести / Н.Н. Малинин. – М.: Машиностроение, 1968. – 399 с.

61. Безухов, Н.И. Основы теории упругости пластичности и ползучести / Н.И. Безухов. – М.: Высшая школа, 1968. – 512 с.

62. Ержанов, Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложения / Ж.С. Ержанов. – Алма-Ата: Наука, 1964. – 263 с.

63. Работнов, Ю.Н. Ползучесть элементов конструкций / Ю.Н. Работнов. – М.: Наука, 1966. – 270 с.

64. Казанцев, В.Г. Динамика и прочность ракетных двигателей на твердом топливе. / В.Г. Казанцев, Ю.Б. Жаринов, М.П. Карпутин. – Барнаул: АлтГТУ, 2014. – 379 с.

65. Линьков, А.М. Деформационный вариант уравнений запредельного деформирования горных пород / А.М. Линьков // Исследование по упругости и пластичности. – Л., 1978. – № 12. – С. 21–27.

66. Карташов, Ю.М. Прочность и деформируемость горных пород / Ю.М. Карташов, Б.В. Матвеев, Г.В. Михеев, А.Б. Фадеев. – Под ред. А.Б. Фадеева. – М.: Недра, 1979. – 269 с.

67. Линьков, А.М. Об устойчивости при разрушении пород во времени / А.М. Линьков // ФТПРПИ. – 1989. – № 1. – С. 7–12.

68. Райский, В.В. Руководство по методике исследования физико-механических свойств и напряженного состояния горных пород при инженерных изысканиях в горных выработках, предназначенных для размещения объектов народного хозяйства / В.В. Райский, В.М. Барковский, И.Н. Воронин, Б.В. Матвеев, Б.Н. Севастьянов. – М.: Госстрой СССР, 1977.

69. Горное давление. Методы управления и контроля: материалы 6-ой Всесоюзной конференции по механике горных пород. – Илим, 1979.

70. Катков, Г.И. Исследование горного давления с применением фотоупругих элементов / Г.И. Катков. – М.: Наука, 1978. – С. 216.

71. Нуберт, Г.П. Измерительные преобразователи неэлектрических величин / Г.П. Нуберт [пер. с англ.]. – Л.: Энергия, 1970. – 360 с.

72. Ацюковский, В.А. Емкостные преобразователи перемещений / В.А. Ацюковский. – М.-Л.: Энергия, 1966. – 278 с.

73. Шушкевич, В.А. Основы тензометрии / В.А. Шушкевич. – Минск: Высшая школа, 1975. – 212 с.

74. Лаврик, В.Г. Диагностика и управление состоянием горных пород / В.Г. Лаврик, О.В. Михеев, В.Г. Казанцев. – М.: Издательство МАС, 2006. – 487 с.

75. Казанцев, В.Г. Диагностика и управление состоянием массива горных пород / В.Г. Казанцев, С.С. Золотых. – Кемерово: Издательство Кузбассвуиздат, 2001. – 466 с.

76. Ханекам, Г.Г. Дистанционный контроль за поведением пород для предупреждения горных ударов / Г.Г. Ханекам, В. Кениг, М. Куциа // Глюкауф (рус. пер.). – 1991. – № 23/24. – С. 29–34.

77. Фельзен-Цервек, Р. Удароопасность в угловых частях пластов в пределах выемочных участков / Р. Фельзен-Цервек // Глюкауф (рус. пер.). – 1988. № 6. – С. 14–20.

78. Альбрехт, Г.Ю. Возможности стационарного контроля напряжений в угольных стенках / Г.Ю. Альбрехт // Глюкауф (рус. пер.). – 1991. – № 23/24. – С. 22–29.

79. Трубицын, А.А. Оценка опасности горных пород по фрикционному воспламенению метановоздушной смеси / А.А. Трубицын, И.Г. Ищук, Н.В. Трубицына, С.Н. Подображин // Безопасность труда в промышленности. – 2004. – № 1. – С. 25–26.

80. Казанцев, В.Г. Взрыво- и огнезащита газоотводящих сетей угольных шахт / В.Г. Казанцев, Р.И. Куимов // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2011. – № 1. – С. 61–71.

81. Липин Юрий Иванович. Фрикционное воспламенение пылеметановоздушных смесей и его предупреждение в угольных шахтах: дис. ... д-ра техн. наук: 05.26.03. – Кемерово, 2001. – 268 с.

82. Некрасов, В.В. Автоматизированная система диагностики напряженно-деформированного состояния массива горных пород / В.В. Некрасов, В.Г. Казанцев, О.В. Михеев. – М.: Изд. МГГУ, 1994. – 354 с.

83. Bilinsky, A. Einfluss des ausbauwiderstandes auf den zustand des strebraums // Gluckauf-Forschungshefte, 44. – 1983. – № 4. – Pp. 175–179.

84. Хесс, Х. Цели дальнейшего совершенствования методов и средств предупреждения горных ударов / Х. Хесс // Глюкауф (рус. пер.). – 1984. – № 18. – С. 25–33.

85. Noack, K. Fortschritte auf dem gebiet der Ausgasungsvorausberechnung. / K. Noack. – Bergbau, 1985. – Pp. 100–107.

86. Протосеня, А.Г. О создании информационно-вычислительной системы горного давления / А.Г. Протосеня, Б.С. Генин // Горный журнал. – 1983. – № 4. – С. 18–21.

87. Протопопов, И.И. Автоматизированная система оперативного контроля состояния горных выработок / И.И. Протопопов, Э.А. Бухман, В.И. Силантьев // Безопасность труда в промышленности. – 1976. – № 6. – С. 18–22.

88. Ямщиков, В.О. Система беспроводного контроля устойчивости массива для подземных рудников / В.О. Ямщиков, Л.Л. Павлов, М.М. Манукян // Горный журнал. – 1977. – № 3. – С. 24–29.

89. Сбоев, В.М. Радиотелеметрическая система контроля состояния массива через толщу горных пород / В.М. Сбоев, Г.Е. Яновицкая, А.М. Боровиков // Измерение напряжений в массиве горных пород. – Ч. III. – Новосибирск: СО АН СССР, 1976. – С. 42–45.

90. Ахматов, В.И. Шахтный частотомер на интегральных схемах / В.И. Ахматов, Л.Б. Иогансен, М.Д. Мазья // Измерение напряжений в массиве горных пород. – Ч. III. – Новосибирск: СО АН СССР, 1976. – С. 58–60.

91. Ямщиков, В.С. Исследование проявлений горного давления при отработке Мергалимсайского месторождения на больших глубинах / В.С. Ямщиков, И.Ш. Коган, А.В. Корн // Горный журнал. – 1984. – № 11. – С. 51–54.

92. Ржевский, В.В. Акустические методы исследований горных пород в массиве / В.В. Ржевский, В.С. Ямщиков. – М.: Наука, 1973. – 270 с.

93. Смирнов, В.А. Аппаратура для сейсмических исследований напряженного состояния массива горных пород / В.А. Смирнов, В.М. Проскорураков // Измерение напряжений в массиве горных пород. – Ч. III. – Новосибирск: СО АН СССР, 1976. – С. 48–52.

94. Цольвег, Н.К. Результаты опытных исследований за границей в области изучения воспламенения гремучего газа от трения / Н.К. Цольвег // Уголь. – 1931. – № 5. – С. 71–72.

95. Ботвенко Д.В. Проблема фрикционного воспламенения метановоздушной смеси в современных условиях угледобычи // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2012. – № 2. – С. 48–50

96. Минеев С.П. Расследование аварии с двумя взрывами метановоздушной смеси, произошедшей на шахте «Краснолиманская» / С.П. Минеев, Н.В. Кочерга, А.И. Дубовик, В.И. Лосев, М.А. Кишкань // Уголь Украины, сентябрь-октябрь, 2016. – С. 7–15.

97. Леман, Х. Орошение борозд резания резцами коронок комбайнов избирательного действия / Х. Леман // Глюкауф. – 1987. – № 12. – С. 3–7.

98. Thomas, W.G. The incendivity of frictional sparks / W.G.Thomas, U.V. Datey // Colliery Engineering. – Nov, 1963. – Vol. 477. – Pp. 18–21.

99. Егоров, П.В. О механизме инициирования внезапных выбросов породы, угля и газа естественным электрическим зарядом / П.В. Егоров, В.М. Колмагоров, С.И. Денисенко, Б.В. Малютин, О.П. Егоров, С.П. Старков // Физические основы горного производства. – Тосмк: изд. ТГУ, 1979. – С. 14–17.

100. Егоров, П.В. Явление возникновения объемного разряда в горных породах при их механическом нагружении / П.В. Егоров, С.Б. Васильев, В.П. Корнейчиков // ФТПРПИ. – 1978.

101. Корнфельд, М.И. Электрические разряды на поверхности щелочно-голоидного кристалла / М.И. Корнфельд // ФТТ. – 1971. – № 2. – С.474–479.

102. Воробьев, А.А. Преобразование видов энергии в земной коре, электризация пород и разряд в них / А.А. Воробьев // Материалы научно-технической конференции ТВН. – Томск: изд. ТГУ, 1973.

103. Егоров, П.В. Напряженное состояние массива и инициирование внезапных выбросов породы, угля и газа естественным электрическим зарядом // П.В. Егоров, С.И. Денисенко, Б.В. Малютин, О.П. Егоров, С.П. Старков // Физические процессы горного производства. – Томск: изд. ТГУ, 1980. – С. 18–20.

104. Ботвенко, Д.В. Исследование пьезоэлектрического эффекта горных пород / Д.В. Ботвенко, М.С. Сазонов, В.Г. Казанцев, В.В. Высоцкий // Безопасность труда в промышленности. – 2014. – № 5. – С. 49–55.

105. Ботвенко, Д.В. Экспериментальные исследования пьезоэлектрического эффекта горных пород / Д.В. Ботвенко, В.Г. Казанцев, М.С. Сазонов, В.В. Высоцкий // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2014. – № 2. – С. 16–22.

106. Ботвенко, Д.В. О возможности воспламенения метановоздушной смеси от пьезоэлектрического эффекта горных пород / Д.В. Ботвенко, В.Г. Казанцев, М.С. Сазонов, В.В. Высоцкий // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2014. – № 1. – С. 96–98.

107. Лемес, Ф. Резцедержатели с эжекторными оросителями борозды резания / Ф. Лемес // Глюкауф. – 1999. – № 1. – С. 28–33.

108. Гринюк, А.А. Результаты исследований комплексной системы защиты от фрикционного воспламенения метана при работе проходческих комбайнов избирательного действия / А.А. Гринюк, С.И. Кирсанкин, С.М. Авраменко // Безопасность работ в угольных шахтах: сб. научных трудов ВостНИИ. – Кемерово, 1994. – С. 120–128.

109. Кочерга, Н.Г. Предотвращение вспышек метана при работе исполнительных органов горных машин с помощью водяного орошения / Н.Г. Кочерга // Безопасная эксплуатация электромеханического оборудования в шахтах: сб. трудов МакНИИ. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1971. – Вып. 3. – С. 3–9.

110. Трубицин, А.В. Предупреждение взрывов угольной пыли / А.В. Трубицин, А.Н. Прозоров. – М.: ЦНИЭИуголь, 1988. – 21 с.

111. Ботвенко, Д.В. Автоматические средства локализации взрывов при применении камерно-столбовой системы отработки запасов угля в условиях ООО «УК «Межегейуголь» / Д.В. Ботвенко, С.И. Голоскоков, М.Ю. Коптев, Е.П. Татарников // Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. – 2017. – № 1. – С. 19–30.

112. Золотых, С.С. Опыт эксплуатации устройств взрывозащиты и проблемы подавления взрывного горения на угольных шахтах / С.С. Золотых, В.Г. Казанцев, Р.И. Куимов // Уголь. – 2012. – № 4. – С. 34–39.

113. Чеховских, А.М. Локализация взрывов газа в шахтах при помощи сетчатых огнепреградителей / А.М. Чеховских, В.И. Гудков // Уголь. – 1972. – № 6. – С. 8–12.

114. Трубицина, Н. В. Развитие научных основ процессов пылеобразования и фрикционного воспламенения метановоздушных смесей для нормализации атмосферы угольных шахт: дис ... д-ра техн. наук / Н.В. Трубицина. – Кемерово, 2002. – С. 315.

115. Ботвенко, Д.В. Изучение условий формирования природных и технологических предпосылок к возникновению температурного импульса от фрикционного трения горных пород в выработанном пространстве очистного забоя / Д.В. Ботвенко // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2012. – № 2. – С. 5–15.

116. Стручалин, В.Г. Проблемы фрикционного воспламенения на транспорте / В.Г. Стручалин // Мир транспорта. – 2016. – Том 14. – № 3. – С. 202–211.

117. Bhushan, B. Modern Tribology Handbook, Volume One: Principles of Tribology. – CRC Press LLC, 2001. – 765 p.

118. Varies, A. On the extrusion stage of linear friction welding of Ti6Al4V / A. Varies // Material Science and Engineering, A271. – 1999. – Pp. 477–484.

119. Корн, Г. Справочник по математике для научных работников и инженеров / Г. Корн, Т. Корн. – М.: Наука, 1973. – 832 с.

120. Казанцев, В.Г. К задаче оценки устойчивости, сходимости и точности решения задач теории поля численными методами анализа / В.Г. Казанцев, К.В. Шестаков // Южно-сибирский научный вестник. – 2013. – № 1 (3). – С. 10–16.

121. Марчук, Г.И. Методы вычислительной математики / Г.И. Марчук. – Новосибирск: Наука, 1973. – 352 с.

122. Годунов, С.К. Разностные схемы. Введение в теорию / С.К. Годунов, В.С. Рябенский. – 2-е изд., перераб. и доп. – М., Наука, 1977. – 440 с.

123. Сазонов, М.С. Разработка метода прогноза геодинамических явлений в угольных пластах с учетом влажности шахтной атмосферы: дис. ... канд. техн. наук: 05.26.03. – Москва, 2013. – 139 с.

124. Лаврик, В.Г. Диагностика и управление состоянием массива горных пород // В.Г. Лаврик, О.В. Михеев, В.Г. Казанцев. – М.: Изд-во МАС, 2006. – 487 с.

125. Крайнов, А.Ю. Моделирование самовоспламенения, зажигания, горения и взрыва газовзвесей и процессов в сети горных выработок угольных шахт: дис. д-ра физ.-мат. наук: 01.04.14. – Томск, 2003. – 354 с.

126. Тихонов, А.Н. Уравнения математической физики / А.Н. Тихонов, А.А. Самарский – М.: Гос. изд-во технико-теоретической литературы, 1953. – 679 с.

127. Керн. Д. Развитые поверхности теплообмена / Д. Керн, А. Краус. – М.: Энергия, 1977. – 462 с.

128. Карслоу, Т. Теплопроводность твердых тел / Т. Карслоу, Д. Егер. – М.: Физматгиз, 1964. – 475 с.

129. Филин, А.П. Прикладная механика твердого деформируемого тела / А.П. Филин. – Т. 1. – М.: Наука, 1975. – 832 с.

130. Hertz, H. Gesammelte Werke / H. Hertz. – Bd. 1. – Leipzig, 1895.

131. Каймаков А.А. Взрывобезопасность рудничного оборудования / А.А. Каймаков, Песок С.А. – М.: Недра, 1976. – 207 с.

132. Мясников А.А. Предупреждение взрывов газа и пыли в угольных шахтах / А.А. Мясников, С.П. Старков, В.И. Чикунов. – М.: Недра, 1985. – 204 с.

133. Cybulski W. Pyle wenglowego i inch zvalczaine / W. Cybulski, Wybuchy B. – Katowice, Slask, 1973.

134. Казанцев, В.Г. Метод конечных и граничных элементов в механике твердого тела / В.Г. Казанцев. – Барнаул: Изд-во АлтГТУ, 2010. – 207 с.

135. Панагиотопулос, П. Неравенства в механике и их приложения. Выпуклые и невыпуклые функции энергии / П. Панагиотопулос [Перев. с англ.]. – М.: Мир, 1989. – 494 с.

136. Экланд, И. Выпуклый анализ и вариационные проблемы / Экланд И., Темам Р. [Перев. с фр.]. – М.: Мир, 1979. – 164 с.

137. Канторович, Л.В. Приближенные методы высшего анализа / Л.В. Канторович, В.И. Крылов. – М.: Физматгиз, 1962. – 417 с.

138. Ержанов, Ж.С. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород / Ж.С. Ержанов, Т.Д. Каримбаев. – Алма-Ата: Наука, 1975. – 228 с.

139. Басов, К.А. ANSYS: справочник пользователя / К.А.Басов. – М.: ДМК Пресс, 2005. – 640 с.

140. Ильюшин, А.А. О соотношениях и методах современной теории пластичности / А.А. Ильюшин, В.С. Ленский // Успехи механики деформируемого тела. – М.: МГУ, 1974. – С. 6–11.

141. Казанцев, В.Г. К задаче о структурном анализе и диагностике состояния горного массива / В.Г. Казанцев, К.В. Шестаков, М.С. Сазонов // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2009. – № 2. – С. 5–19.

142. Турчанинов И.А. Основы механики горных пород / И.А. Турчанинов, М.А. Иофис, Э.В. Каспарьян. – Л.: Недра, 1977. – 503 с.

143. ГОСТ 21153.8-88. Породы горные. Метод определения предела прочности при объемном сжатии. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

144. Шашенко, А.Н. Некоторые задачи статистической геомеханики / А.Н. Шашенко, С.Б. Тулуб, Е.А. Сдвижкова. – Киев: Изд. Пульсары, 2001. – 243 с.

145. Новожилов, В.В. Основы нелинейной теории упругости / В.В. Новожилов. – М., Гостехиздат, 1948. – 344 с.

146. Смирнов-Аляев, Г.А. Сопротивление материалов пластическому деформированию / Г.А. Смирнов-Аляев. – Л.: Машиностроение, 1978. – 368 с.

147. Таштаналиев, К.Б. Деформация междукамерных целиков при длительном хранении / К.Б. Таштаналиев, М.А. Тлеужанов // Научные труды КазГУ. – 1974. – № 4. – С. 19–22.

148. Ержанов, Ж.С. Расчет нагруженности опорных и поддерживающих целиков / Ж.С. Ержанов. – Алма-Ата: Наука, 1973. – 129 с.

149. Москвитин, В.В. Сопротивление вязкоупругих материалов / В.В. Москвитин. – М.: Наука, 1972. – 327 с.

150. Зборщик, М.П. Механизм зонального разрушения горных пород вокруг технологических выработок / М.П. Зборщик, Л.С. Метлов, А.Ф. Морозов // 8 Всеросс. съезд по теоретической и прикладной механике. – Екатеринбург: УрО РАН, 2001. – С. 272–273.

151. Черданцев, Н.В. Оценка нарушенности породного массива в окрестности щелевых вырезов / Н.В. Черданцев, В.Т. Преслер, В.Ю. Изаксон // Прикладная механика и техническая физика. – 2008. – Т. 49. – № 1. – С. 129–133.

152. Кузнецов, С.В. Методология расчета горного давления / С.В. Кузнецов, В.Н. Одинцов, М.Э. Слоним, В.А. Трофимов. – М.: Наука, 1981. – 103 с.

153. Ержанов, Ж.С. Математическое обоснование расчетной модели горного массива с упорядоченной системой трещин // Ж.С. Ержанов, К.К. Кайдаров, В.П. Матвеева // Современные проблемы механики горных пород: материалы 4-й Всесоюз. конф. по механике горных пород. – Л.: Наука, 1972.

154. Walsh, J.B. The effect of cracks on the compressibility of rock // J.B. Walsh // J. Geophys. Res. – 1965. – Vol. 70. – N 2.

155. O'Connell, R.J. Seismic velocities in dry and saturated cracked solids // R.J. O'Connell, B. Budiansky // Geophys. Res. – 1974. – Vol. 79. – N 35.

156. Михеев, Г.В. К практическому определению прочности горных пород на сжатие по результатам испытаний на растяжение / Г.В. Михеев // Тр. ВНИМИ. – 1874. – № 92. – С. 139–141.

157. Баклашов, И.В. Механика горных пород. / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия. – М.: Недра, 1975. – 271 с.
158. Михеев, О.В. Разработка метода оценки прочности и устойчивости массива горных пород в окрестности горных выработок / О.В. Михеев, В.Г. Казанцев, И.А. Шундулиди // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – № 1. – С. 14–23.
159. Линьков, А.М. Об условиях устойчивости в механике разрушения / А.М. Линьков // ДАН. – 1977. – Т. 233. – № 1. – С.45–48.
160. Глушко, В.Е. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления / В.Е. Глушко, В.В. Виноградов. – М.: Недра, 1982. – 186 с.
161. Ворович, И.И. О методе упругих решений / И.И. Ворович, Ю.П. Красовский // ДАН. – 1959. – № 4. – С. 126–129.
162. Быков, Д.Л. Об одном обобщении метода упругих решений / Д.Л. Быков, В.А. Шачнев // ПММ. – 1969. – Т. 33. – Вып. 2. — С. 15–18.
163. Биргер, И.А. Некоторые общие методы решения задач теории пластичности / И.А. Биргер // ПММ. – 1951. – Т. 15. – Вып. 6. – С. 22–26.
164. Биргер, И.А. Теория пластического течения при неизотермическом нагружении / И.А. Биргер // Изв. АН СССР: Механика и машиностроение. – 1964. – № 1. – С. 57–60.
165. Биргер, И.А. Расчет конструкций с учетом пластичности и ползучести / И.А. Биргер // Изв. АН СССР: Механика и машиностроение. – 1965. – № 2. – С. 67–71.
166. Robinson, E.L. Effect of temperature variation on the long time ruptures strength of steels / E.L. Robinson // Tr. ASME. – 1952. – Т. 74. – № 5.
167. Петухов, И.М. Механика горных ударов и выбросов / И.М. Петухов, А.М. Линьков. – М.: Недра, 1983. – 283 с.

168. Беляев, Н.М. Соппротивление материалов / Н.М. Беляев. – М.: Наука, 1976. – 607 с.

169. Ставрогин, А.Н. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня. – М.: Недра, 1985. – 271 с.

170. Протосеня, А.Г. Моделирование геомеханических процессов в рудном массиве с использованием модели физически нелинейного тела / А.Г. Протосеня // Записки горного института. – 2015. – Т. 214. – С. 13–22.

171. Девис, Е. Текучесть и разрушение стали со средним содержанием углерода при сложном напряженном состоянии / Е. Девис // Теория пластичности: сборник статей. – М., 1948. – С. 364–374.

172. Абрамов, В.В. Остаточные напряжения и деформации в металлах. Расчеты методом расчленения тела / В.В. Абрамов. – М.: Машгиз, 1963. – 355 с.

173. Жуков, А.М. Исследование пластических деформаций стали при сложном нагружении / А.М. Жуков, Ю.Н. Работнов // Инженерный сборник. – 1954. – Т. XVIII. – С.105–112.

174. Жуков, А.М. Пластические свойства и разрушение стали при двухосном напряженном состоянии / А.М. Жуков // Инженерный сборник. – 1954. – Т. XX. – С.49–56.

175. Альтиеро, Н.Дж. Применение метода интегральных уравнений к задачам механики горных пород о внедрении инструмента / Н.Дж. Альтиеро, Д.Л. Сикарски. // Метод граничных интегральных уравнений / Под ред. Т. Круза и Ф. Риццо. – М.: Мир, 1978. – № 15. – С. 152–182.

176. Зельдович, Я.Б. Математическая теория горения и взрыва / Я.Б. Зельдович, Г.И. Баренблатт, В.Б. Либрович, Г.М. Михеладзе. – М.: Наука, 1980. – 478 с.

177. Вилюнов, В.Н. К теории искрового воспламенения / В.Н. Вилюнов // Доклады АН СССР. – 1973. – Т. 208. – № 1. – С. 66–69.

178. Каймаков А.А. Взрывобезопасность рудничного оборудования / А.А. Каймаков, Песок С.А. – М.: Недра, 1976. – 207 с.

179. Крайнов, А.Ю. Критические условия воспламенения искрой смеси газообразных окислителя и горючего с реагирующими частицами / А.Ю. Крайнов, В.А. Баймлер // Физика горения и взрыва. – 2002. – Т. 38. – № 3. – С. 30–36.

180. Петухов, И.М. Теоретические основы борьбы с выбросами угля, породы и газа / И.М. Петухов, А.М. Линьков // Уголь. – 1975. – № 9. – С. 9–15.

181. Гольд, Р.М. Импульсное электромагнитное излучение минералов и горных пород, подверженных механическому нагружению / Р.М. Гольд, Г.П. Марков, П.Г. Могила, М.А. Самохвалов // Изв. АН СССР. Физика земли. – 1975. – № 7. – С. 109–111.

182. Либерман, Ю.М. Методика расчета напряженно-деформированного состояния пород при разработке угольных пластов с закладкой выработанных пространств / Ю.М. Либерман, Р.И. Хаимова-Малькова. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1976. – 57 с.

183. Расследование и предотвращение аварий на угольных шахтах. – Том 1. – Макеевка-Донбасс, 2009.

184. Дингес В.Р. Ликвидация аварии на шахте «Комсомольская» ОАО «Воркутауголь» / В.Р. Дингес // Безопасность труда в промышленности. – 2007. – № 12. – С. 20–22.

185. ГОСТ 21153.2-84. Методы определения предела прочности при сжатии. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

186. Моргунов, В.А. Электромагнитные процессы в нагруженных породах // В.А. Моргунов, А.Г. Здоров, А.А. Сиротин // Информационный бюллетень РФФИ. Наука о земле. – 1995. – № 3. – С. 15-17.

187. Пархоменко, Э.И. Электрические свойства горных пород / Э.И. Пархоменко. – М.: Наука, 1965. – 164 с.

188. Хмелевской, В.К. Геофизические методы исследования земной коры / В.К. Хмелевской. – Дубна: Международный университет природы, общества и человека, 1999. – 204 с.

189. Нейштадт, Н.М. Сейсмо- и пьезоэлектрические явления в разведочной геофизике / Н.М. Нейштадт, З.В. Мазанова, Н.Д. Суворов. – СПб.: Недра, 1992. – 61 с.

190. ГОСТ 28985-91. Метод определения деформационных характеристик при одноосном сжатии. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

191. Сканави, Г.И. Физика диэлектриков (область сильных полей) / Г.И. Сканави. – М.: ГИФМЛ, 1958. – 910 с.

192. Стрижевский, И.И. Промышленные огнепреградители / И.И. Стрижевский, В.Ф. Закаэнов. – М.: «Химия», 1974. 262 с.

193. Зельдович, Я.Б. Теория детонации / Я.Б. Зельдович, А.С. Компанец. – М., Гостехтеоретиздат, 1966. – 268 с.

194. Щелкин, К.И. Газодинамика горения / К.И. Щелкин, Я.К. Трошин. – М.: Изд. АН СССР, 1963. – 175 с.

195. Guide to the Use of Flame Arresters and Explosion Reliefs. New Series, London, 1965. – № 34. –55 p.

196. Куликов, Г.С. Справочник по вентиляции / Г.С. Куликов. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. – 240 с.

197. Палмер, К.Н. Гашение пламени металлическими сетками / К.Н. Палмер // Вопросы горения. Материалы VI и VII Международных симпозиумов по горению. – М., Metallurgizdat, 1963. – С.174–182.

198. Bartknecht, Entwicklungen und Prufungen von explosi-onstechnischen Einrichtungen fur Grubengasabsauganlagen. – Schtahl und Eisen, 1964. – № 4. – Pp. 243–244, 260–261.

199. Поздняков, Г.А. Автоматические системы локализации взрывов угольной пыли / Г.А. Поздняков, С.Б. Романченко / Рудничная аэрология и промышленная безопасность: науч. сообщ. / ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского. – М., 2000. – Вып. 315. – С. 35–42.

200. Палеев Д.Ю. Обзор данных об эффективности порошковых огнетушащих составов / О.Ю. Лукашов, И.М. Васенин, Э.Р. Шрагер, А.Ю. Крайнов, В.Н. Костеренко // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. – № 3. – С. 389–394.

201. Петрухин, П.М. Предупреждение взрывов пыли в угольных шахтах / П.М. Петрухин, М.И. Нецепляев, В.Н. Качан, В.С. Сергеев. – М.: Недра. 1974. – 304 с.

202. Корольченко, А.Я. Процессы горения и взрыва / А.Я. Корольченко. – М.: Пожнаука, 2007. – 266 с.

203. Михеев, О.В. Управление состоянием массива горных пород / О.В. Михеев, Г.И. Козовой, В.Г. Лурий, А.М. Рыжов, А.В. Федаш. – М.: Изд-во Техинпресс, 2003. – 397 с.

204. Бекирбаев, Д.С. Борьба с угольной и породной пылью в шахтах / Д.С. Бекирбаев, Г.С. Гродель. – М.: Госгортехиздат, 1959.

205. ГОСТ Р 1.4–2004. Стандартизация в Российской Федерации. Стандарты организаций. Общие положения. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

206. Рекомендации по предотвращению фрикционного искрения при разрушении горных пород кровли в шахтах России. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

207. ОСТ 12.28.333-91. Оборудование горношахтное. Изделия из легких сплавов. Фрикционная искробезопасность. Общие технические требования и методы испытаний. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

208. ГОСТ Р 1.5–2012. Стандартизация в Российской Федерации. Стандарты национальные. Правила построения, изложения, оформления и обозначения. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

209. ГОСТ Р 8.563–2009. Государственная система обеспечения единства измерений. Методики (методы) измерений. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

210. ГОСТ 1770-74. Посуда мерная лабораторная стеклянная. Цилиндры, мензурки, колбы, пробирки. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

211. ГОСТ 25336-82. Посуда и оборудование лабораторные стеклянные. Типы, основные параметры и размеры. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

212. ГОСТ 29227-91. Посуда лабораторная стеклянная. Пипетки градуированные. Часть 1. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

213. ГОСТ Р 53228-2008. Весы неавтоматического действия. Часть 1. Метрологические и технические требования. Испытания. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

214. ГОСТ 12.1.004-91. ССБТ. Пожарная безопасность. Общие требования. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

215. ГОСТ 12.4.009-83. ССБТ. Пожарная техника для защиты объектов. Основные виды, размещение и обслуживание. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

216. ГОСТ 12.1.007-76. ССБТ. Вредные вещества. Классификация и общие требования безопасности. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

217. ГОСТ Р 12.1.019-2009. ССБТ. Электробезопасность. Общие требования. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

218. ГОСТ 12.0.004-90. ССБТ. Организация обучения безопасности труда. Общие требования. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

219. ГОСТ 21153.0-75. Породы горные. Отбор проб и общие требования к методам физических испытаний. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

220. ГОСТ 427-75. Линейки измерительные металлические. Технические условия. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

221. ГОСТ 10708-82. Копры маятниковые. Технические условия. Доступ из справ.-правовой системы «Техэксперт».

222. Иванов, В.В. Физические основы электромагнитных процессов при формировании очагов разрушения в массиве горных пород: дисс. ... докт. техн. наук: 05.15.11 / Иванов Вадим Васильевич. – Кемерово, 1994. – 366 с.

223. Методика оценки степени опасности кварце содержащих горных пород / СТО 00173769–005–2015. – Изд-во ВостНИИ. – 2019. – 18 с.



**АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
«НАУЧНЫЙ ЦЕНТР ВОСТНИИ ПО БЕЗОПАСНОСТИ РАБОТ
В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ» (АО «НЦ ВОСТНИИ»)**

**СТАНДАРТ ОРГАНИЗАЦИИ
СТО 00173769–005–2015**

**Методика оценки степени фрикционной опасности
кварцесодержащих горных пород**

Содержание

Введение.....	3
Сведения о стандарте.....	4
1 Область применения.....	5
2 Нормативные ссылки.....	5
3 Термины и определения.....	6
4 Определения фрикционной опасности вмещающих пород угольных пластов	6
4.1. Порядок отбора горных пород.....	7
4.2. Перечень документов и сведений, представляемых для получения экспертного заключения.....	8
4.3. Виды лабораторных испытаний (определений) и порядок их выполнения.....	8
4.3.1. Формирование пятна контакта.....	8
4.3.2. Определение крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова.....	
4.3.3. Определение содержания диоксида кремния.....	9
4.3.4. Определение способности горных пород к образованию воспламеняющих фрикционных искр.....	9
4.4. Определение степени фрикционной опасности горных пород.....	10
5 Классификация горных пород по степени фрикционной опасности воспламенения метана	12
6 Рекомендации по безопасному ведению горных работ в зависимости от степени фрикционной опасности	13
7 Требования к вентиляционному и газовому режиму при работе очистных и проходческих комбайнов	14
8 Рекомендации по расстановке средств локализации взрывов в горных выработках	16
9 Использование результатов работ по определению фрикционной опасности горных пород.....	17

Введение

Опасность фрикционного воспламенения метана при разрушении (присечке) пород кровли, породных включений в угольных пластах исполнительными органами очистных и проходческих комбайнов, а также при обрушении пород кровли при ударах породы о породу или металл требует применения специальных средств и мероприятий по предотвращению воспламенения метана.

Вероятность фрикционного воспламенения метана зависит от крепости пород, содержания в них диоксида кремния (SiO_2) и абразивности пород.

Абразивность пород зависит в основном от крепости пород и содержания в них кварца и его структуры: чем крупнее зерна кварца и крепче порода, тем выше абразивность, а, следовательно, более опасны эти породы по воспламенению метана от фрикционных искр, нагрева резцов или оставляемого ими следа.

Опасность фрикционного воспламенения метана также возрастает с увеличением мощности двигателя исполнительного органа комбайна и скорости резания.

С учетом изложенного, для предотвращения фрикционного воспламенения метана к очистным и проходческим комбайнам должны предъявляться требования по их оснащению соответствующими средствами. Не исключается возможность воспламенения метана и разрушающимися или обрушающимися породами кровли в лавах, что также требует разработки специальных мероприятий.

Сведения о стандарте

1. РАЗРАБОТАН лабораторией борьбы с пылью и пылевзрывозащиты и лабораторией проектирования горных производств акционерного общества «Научный центр ВостНИИ по безопасности работ в горной промышленности»
2. УТВЕРЖДЕН И ВВЕДЕН В ДЕЙСТВИЕ 16 марта 2015 г.
3. ВНЕСЕНЫ ИЗМЕНЕНИЯ 18 июля 2019 г.

СТАНДАРТ ОРГАНИЗАЦИИ

**Методика оценки степени фрикционной опасности
кварцесодержащих горных пород**

Дата введения – 2015 – 03 – 16

УТВЕРЖДАЮ:

Генеральный директор

АО «НЦ ВостНИИ»

_____ Ю.М. Филатов

« ____ » _____ 2015 г.

1. Область применения

Настоящий стандарт устанавливает методику оценки степени фрикционной опасности кварцесодержащих горных пород.

2. Нормативные ссылки

2.1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах», приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 19 ноября 2013 г. № 550.

2.2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по борьбе с пылью в угольных шахтах», приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 14 октября 2014 г. № 462.

2.3. «Методические рекомендации по проведению экспертных работ при расследовании технических причин аварий в угольных шахтах», приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 20 декабря 2012 г. № 743.

2.4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкции по локализации и предупреждению взрывов пылегазовоздушных смесей в угольных шахтах», приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 6 ноября 2012 года N 634.

2.5. ОСТ 12.28.333-91. Оборудование горношахтное. Изделия из легких сплавов. Фрикционная искробезопасность. Общие технические требования и методы испытаний.

2.6. ГОСТ 21153.0-75. Породы горные. Отбор проб и общие требования к методам физических испытаний.

2.7. ГОСТ 21153.1-75. Породы горные. Метод определения коэффициента крепости по Протодряконову.

2.8. ОСТ 153-12.0-004-01. Рудничная атмосфера. Методы контроля запыленности.

3. Термины и определения

Фрикционные искры – механически отделенные раскаленные частицы материала, возникшие в результате динамического контакта двух тел – при скольжении, ударе, трении и т. д.

Фрикционный нагрев – нагрев поверхностей контакта фрикционной пары: порода-порода, порода-инструмент, порода-металл и т. д. при их динамическом взаимодействии.

Воспламеняющие фрикционные искры – механические искры, тепловая энергия которых достаточная для воспламенения взрывоопасной смеси метана с воздухом или пылеметановоздушной смеси.

Воспламеняющий фрикционный нагрев – механический нагрев пятна контакта фрикционной пары до уровня тепловой энергии достаточной для воспламенения взрывоопасной пыле- и метановоздушной смеси.

Фрикционная взрывобезопасность – состояние объекта, при котором исключается возможность воспламенения и взрыва пылеметановоздушной смеси от фрикционного искрения.

4. Определения фрикционной опасности вмещающих пород угольных пластов

Подготовка к испытаниям и проведение испытаний следуют схеме, показанной на рисунке 1.

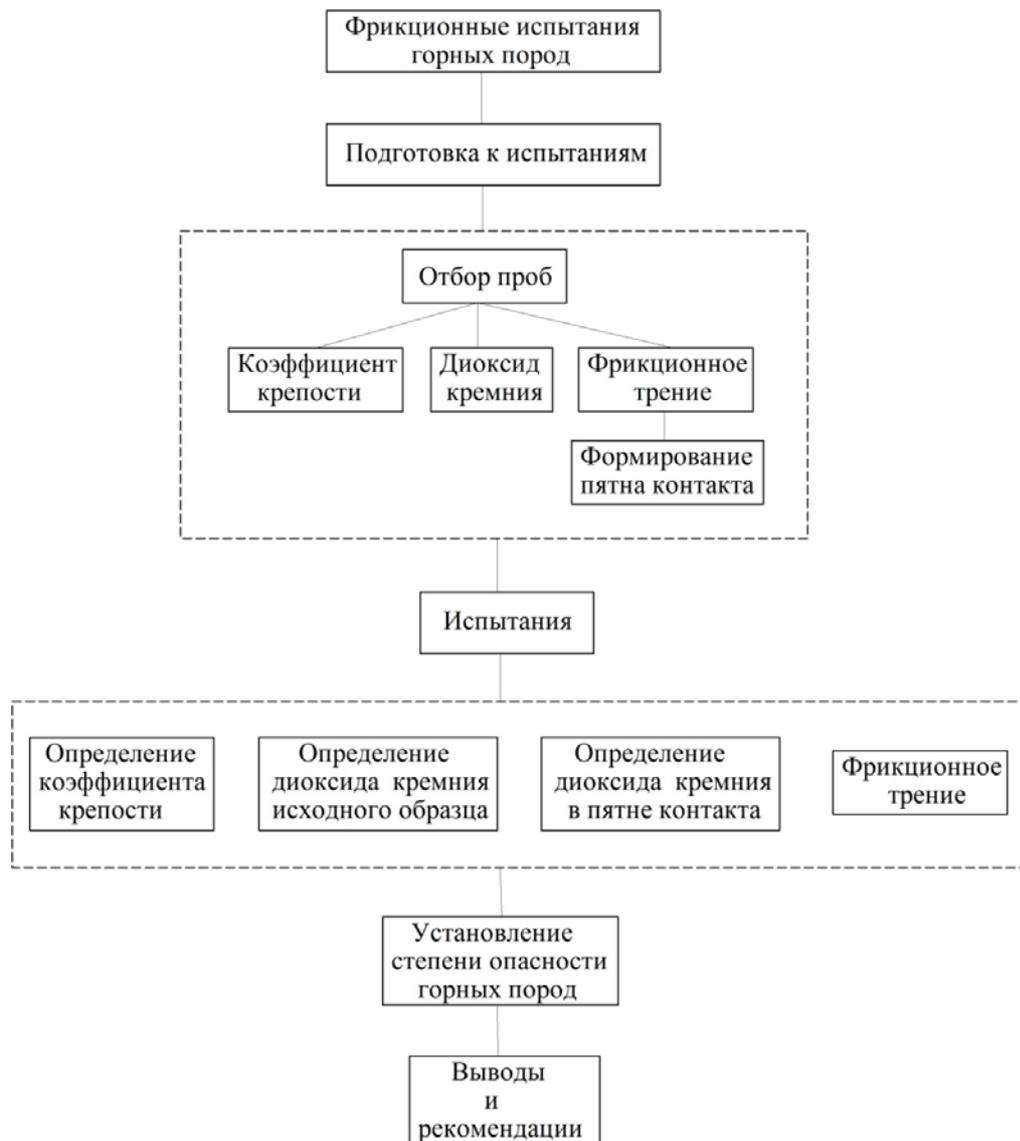


Рисунок 1 – Схема испытаний на определение фрикционной опасности горных пород

4.1. Порядок отбора проб горных пород

Пробы горных пород для определения их фрикционной опасности отбираются работниками угольных шахт в соответствии с ГОСТ 21153.0-75. Для транспортировки и хранения пробы упаковываются в водонепроницаемую пленку вместе с этикеткой, в которой указываются название предприятия, дата и место отбора проб (участок, пласт, выработка).

Линейные размеры образцов горных пород должны быть не менее 200 x 200 x 200 мм. При этом количество образцов, отобранных в одной выработке, должно быть не менее 5. При наличии в угольном пласте твердых прослоев и включений, имеющих меньшие линейные размеры, отбирается породная мелочь массой 10 кг.

4.2. Перечень документов и сведений, представляемых для получения экспертного заключения:

- заявка на проведение экспертизы и испытаний образцов горных пород на установление степени фрикционной опасности;
- акт места отбора образцов за подписью главного геолога предприятия;
- полное геологическое описание пласта со структурной колонкой;
- краткое описание типа и вида технологического оборудования, применяемого во вновь вводимом в эксплуатацию забое, и характеристики систем орошения (параметры пылеподавления, типы и количество оросителей на исполнительных органах горных комбайнов);
- краткое описание схем проветривания и системы контроля метана, перечень мероприятий по борьбе с пылью;
- данные о пылевой обстановке в забое при ведении горных работ (извещения о среднесменных и максимально разовых концентрациях пыли).

4.3. Виды лабораторных испытаний (определений) и порядок их выполнения.

Степень опасности горных пород по фрикционному воспламенению метановоздушной смеси устанавливается в несколько этапов. При этом определяются:

- коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова;
- содержание в породах диоксида кремния до и после формирования пятна фрикционного динамического контакта;
- способность горных пород к образованию воспламеняющих фрикционных искр.

4.3.1 Формирование пятна контакта

Для испытаний при трении порода о породу или инструмента о породу проводят на ротационной установке формирование пятна контакта (рисунок 2) в следующей последовательности:

- на ротор станда (позиция 3) крепят образец породы прямоугольной формы размером $0,07 \times 0,07 \times 0,02 \pm 0,005$ м, с вылетом относительно диска ротора не менее 0,02 м;
- на передвижной стол соосно с образцом, закрепленном на роторе, крепят образец породы (позиция 4) размером не менее 0,15 x 0,15 x 0,15 м;
- при помощи передвижного устройства (позиция б) осуществляют поджатие образцов друг к другу усилием $P = k \times 0,1 \times f \times S \times F$, кг, где k – это коэффициент динамичности, для ротационной установки, с учетом угла встречи образцов ($k = 2$), S – процент от предела прочности на сжатие ($S = 20 \%$).

– не заполняя взрывную камеру метаном, включают вращение ротора. При этом начинается формирование пятна контакта на образцах. Периодически выключая ротор, оценивают размеры пятна контакта. Формирование пятна контакта завершается, когда протяженность пятна (хорда лунки) на нижнем образце составит не менее 0,05 м.

4.3.2. Определение крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова

Крепость по М.М. Протодяконову определяется с помощью прибора ПОК в соответствии с ГОСТ 21153.1-75.

4.3.3. Определение содержания диоксида кремния

Содержание диоксида кремния в породах определяется в соответствии с ОСТ 153-12.0-004-01. При выборе метода анализа рекомендуется предварительно уточнить содержание в породах диоксида кремния с учетом наличия других примесей, используя данные петрографического, минералогического или химического анализа.

4.3.4. Определение способности горных пород к образованию воспламеняющих фрикционных искр.

Склонность пород к образованию воспламеняющих фрикционных искр устанавливается на основании ротационных испытаний (с вращающимся диском) образцов горных пород при динамическом контакте «порода - порода» и «режущий инструмент - порода».

Метод ротационных испытаний позволяет воспроизводить процесс искрообразования, а также нагрев пятна контакта во взрывоопасных смесях путем трения образца породы о режущий инструмент, закрепленный на ротационной установке, либо об аналогичный образец породы, также зафиксированный на ротационной установке.

Ротационное испытание проводится на установке, включающей взрывную камеру с закрепленным на жестком фундаменте столом для крепления образцов горных пород. Над столом установлен вращающийся диск, на котором смонтированы образцы горной породы либо режущего инструмента. Взрывная камера заполняется метаном до концентрации 6-7 %. При этом контроль концентрации метана осуществляется интерферометром. После чего включается вращающийся диск, и стол для крепления образцов поднимается до устойчивого контакта с элементами вращающегося диска. Эта установка в принципе выполнена в соответствии с ОСТ 12.28.333-91, но переоборудована для испытания образцов горных пород.

Параметры поджатия определяется по зависимостям: $P = k \times 0,1 \times f \times S \times F$, кг, S - процент от предела прочности на сжатие ($S = 80 \%$).

Число соударений N определяется по формуле:

$$N = n \cdot k \cdot \sum t, \quad (1)$$

где n – число оборотов вращающегося диска, мин⁻¹; k – число вращающихся образцов ($k=2$); $\sum t$ – общее время испытаний, мин.

Величина скорости соприкосновения при трении определяется по формуле:

$$v = \frac{\pi \cdot d \cdot n}{60}, \text{ м/с}, \quad (2)$$

где d – диаметр диска, м.

4.4. Определение степени фрикционной опасности горных пород.

Монтажный стол с неподвижным образцом поднимается до его устойчивого контакта с верхним подвижным образцом, закрепленным на роторе. Величина осадки пружины регулируется упором ограничителя подъема монтажного стола. Далее включается вращающийся диск, устанавливается число оборотов, равное 540 мин⁻¹.

Испытания проводятся до видимого нагрева (свечения) образцов (первое испытание). После остановки ротора повторно измеряет геометрические параметры образца, закрепленного на роторе установки и пятна контакта на неподвижном образце, а также отбирают пробу породной пыли для определения содержания свободного диоксида кремния в пятне контакта образцов.

При определении возможности воспламенения метановоздушной смеси необходимо:

- после выполнения работ по пункту 4.3.1, не снимая образцы пород со стенда, при помощи передвижного устройства (рисунок 2, позиция б), осуществляют поджатие образцов друг к другу усилием $P = k \times 0,1 \times f \times S \times F$, кг или $\sigma_{сж} = k \times 0,1 \times f \times S$, кг/см², при этом принимается $S = 80 \%$.

- взрывную камеру заполнить метаном, массовая доля которого составляет (6–9) %.

Контроль концентрации метана проводят с помощью газоанализатора;

- включить диск ротора.

После проведения испытаний опасность пород по фрикционному воспламенению метановоздушной смеси устанавливается по следующим признакам.

При 16 000 трущихся соприкосновений во взрывоопасной смеси не произошло ни одного воспламенения и не зарегистрировано наличие фрикционных искр - порода считается неопасной (п. 4.3.11 ОСТ 12.28.333-91).

Если при 16 000 трущихся соприкосновений во взрывоопасной смеси не произошло ни одного воспламенения, но визуально наблюдаются устойчивые фрикционные искры, необходимо проведение дополнительного теплового дистанционного сканирования с

помощью тепловизора, либо с использованием цифровой видеокамеры с последующей компьютерной обработкой результатов съемки. При обнаружении фрикционных искр порода считается искроопасной.

При воспламенении метановоздушной смеси порода считается взрывоопасной.

Результаты испытаний оформляются протоколом с приложением к нему экспертного заключения о степени фрикционной опасности пород и мероприятий по безопасному ведению горных работ.

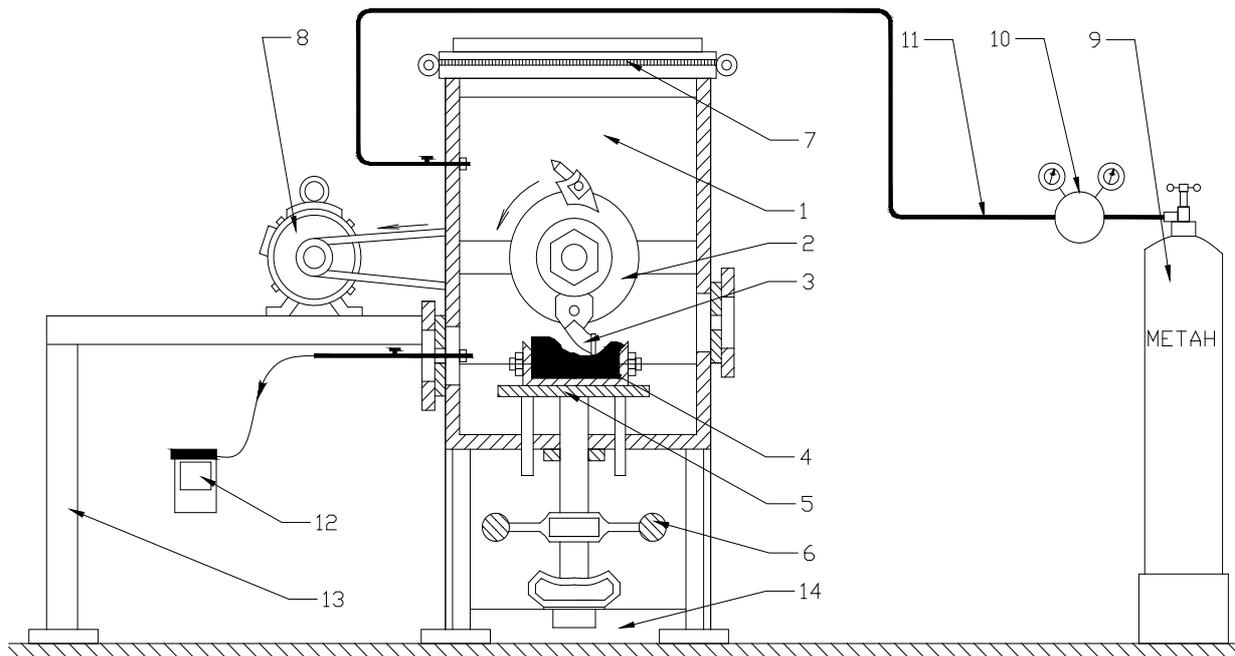


Рисунок 2 – Стенд для проведения ротационных испытаний:

1 – камера; 2 – диск; 3 – образец (горная порода, резец, металл и т.п.); 4 – ответный образец горной породы; 5 – передвижной стол; 6 – прижимное устройство; 7 – разгрузочный узел; 8 – электродвигатель; 9 – баллон; 10 – редуктор; 11 – метанопровод; 12 – газоанализатор; 13 – рама; 14 – основание

Форма записи результатов испытаний приведена в таблице 1.

Таблица 1 – Форма записи результатов испытаний

№ пробы	Место отбора пробы	Коэффициент крепости по М.М. Протоджяконову	Содержание диоксида кремния, %	Результаты испытаний во взрывной камере

Указанные документы передаются угольным предприятиям в срок не более одного месяца.

5. Классификация горных пород по степени фрикционной опасности воспламенения метана

Классификация горных пород по степени фрикционной опасности воспламенения метана при разрушении их комбайнами или соударениях породы о породу приведена в таблице 2.

Таблица 2 – Классификация горных пород по степени фрикционной опасности

Группа	Степень фрикционной опасности	Описание горной породы	Признаки фрикционной опасности
I	Не опасны	Породы крепостью $f < 3$ с содержанием диоксида кремния менее 30 %	Отсутствие фрикционных искр в процессе испытаний во взрывной камере
II	Искроопасны 1 ^{ой} степени	Породы и включения угольных пластов крепостью $3 \leq f < 4$ с содержанием диоксида кремния от 30 до 40 %. Породы с другими комбинациями значений крепости и содержания диоксида кремния.	Регистрация фрикционных искр с температурой менее 300 ⁰ C в процессе испытаний
	Искроопасны 2 ^{ой} степени	Породы и включения угольных пластов крепостью $4 \leq f \leq 5$ с содержанием диоксида кремния от 40 до 50 %. Породы с другими комбинациями значений крепости и содержания диоксида кремния.	Регистрация фрикционных искр с температурой более 300 ⁰ C в процессе испытаний

Группа	Степень фрикционной опасности	Описание горной породы	Признаки фрикционной опасности
III	Взрывоопасны	Породы и включения угольных пластов крепостью $f > 5$ с содержанием диоксида кремния более 50 % либо пириты с содержанием серы более 35 %. Породы с другими комбинациями значений крепости и содержания диоксида кремния.	Регистрация воспламенения метановоздушной смеси

6. Рекомендации по безопасному ведению горных работ в зависимости от степени фрикционной опасности

Рекомендации по безопасному ведению горных работ в зависимости от степени фрикционной опасности пород по воспламенению метана при их разрушении комбайнами или обрушении и соударениях породы о породу или металл приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Мероприятия по безопасному ведению работ

Группа	Степень фрикционной опасности	Содержание мероприятий
I	Не опасны	1. Давление воды в системе взрывозащитного орошения не менее 1,0 МПа, расход воды не менее 1,5 л/мин на резец.
II	Искроопасны 1 ^{ой} степени	1. Давление воды в системе взрывозащитного орошения не менее 1,5 МПа, расход воды не менее 1,5 л/мин на резец. 2. Ежедневный контроль оросительных систем.

Группа	Степень фрикционной опасности	Содержание мероприятий
	Искроопасны 2 ^{ой} степени	<ol style="list-style-type: none"> 1. Давление воды в системе взрывозащитного орошения, не менее 1,5 МПа, расход воды не менее 2,0 л/мин на резец. 2. Ежемесячный контроль интенсивности пылеотложения в горных выработках. 3. Ежедневный контроль оросительных систем. 4. Обязательная установка метан-реле ТМРК на корпусе комбайна.
III	Взрывоопасны	<p><i>Для очистных выработок:</i></p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Давление воды в системе взрывозащитного орошения не менее 2,0 МПа, расход воды не менее 2,5 л/мин на резец. 2. Ежемесячный контроль интенсивности пылеотложения в горных выработках. 3. Ежедневный контроль состояния оросительных систем. 4. Обязательная установка метан-реле ТМРК на торцевой части корпуса комбайна по ходу вентиляционной струи для предотвращения скоплений метана. 5. Установка дополнительных стационарных датчиков автоматического контроля метана на входящей вентиляционной струе, в тупиках вентиляционных выработок, погашаемых вслед за очистными забоями и на исходящей струе. 6. Обеспечение проветривания выработанного пространства на шаг посадки кровли до допустимой концентрации метана. 7. Обеспечение влажности воздуха до 100 % в выработанном пространстве на шаг посадки кровли. <p><i>Для подготовительных выработок:</i></p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Давление воды в системе взрывозащитного орошения не менее 2,0 МПа, расход воды не менее 2,5 л/мин на резец. 2. Ежедневный контроль оросительных систем.

Группа	Степень фрикционной опасности	Содержание мероприятий
		<p>3. Ежемесячный контроль интенсивности пылеотложения.</p> <p>4. Установка дополнительных стационарных датчиков автоматического контроля в призабойных пространствах тупиковых выработках под кровлей на расстоянии 3-5 м от забоя на стороне, противоположной вентиляционному трубопроводу.</p> <p>5. Обязательная установка на комбайне переносного прибора контроля метана.</p>

7. Требования к вентиляционному и газовому режиму при работе очистных и проходческих комбайнов

Вентиляционный и газовый режим должен соответствовать требованиям «Правил безопасности в угольных шахтах».

7.1. Разрушение очистными комбайнами искроопасных и взрывоопасных вмещающих пород в соответствии с классификацией, приведенной в табл. 2, может производиться при обеспечении следующих условий.

7.1.1. Расчет параметров проветривания очистных забоев с восходящим или горизонтальным движением воздуха должен осуществляться с учетом минимальной скорости движения воздуха в забое не менее 0,5 м/с.

7.1.2. Для очистных забоев с нисходящим движением воздуха с углами падения пласта до 10° независимо от газообильности очистного забоя параметры проветривания должны рассчитываться из условия обеспечения минимальной скорости воздуха в забое не менее 1,0 м/с и определяются по зависимости:

$$V_{\text{оч}} = 1,02(1 + 0,54 \sin \alpha) d_{\text{э}}^{-0,57} I_{\text{оч}}^{0,33}, \quad \text{м/с}, \quad (3)$$

где α – угол падения пласта (среднее значение по длине забоя), град.;

$d_{\text{э}}$ – эквивалентное сечение призабойного пространства, равное отношению $d_{\text{э}} = 4S/P$;

S и P – соответственно площадь сечения, м^2 , и периметр, м, очистного забоя;

$I_{\text{оч}}$ – газообильность очистного забоя, $\text{м}^3/\text{мин}$.

При углах пласта от 10° до 15° технический руководитель (главный инженер) шахты принимает решение о нисходящем проветривании очистного забоя при выполнении мер, обеспечивающих следующие условия:

- проветривание выемочного участка осуществляют по прямоточной или комбинированной схеме проветривания;
- скорость воздуха в очистном забое составляет не менее 2 м/с.

7.1.3. Параметры проветривания очистных забоев должны рассчитываться исходя из обеспечения концентрации метана в исходящей из очистного забоя струе не более 1 %.

7.2. Разрушение проходческими комбайнами искроопасных и взрывоопасных вмещающих пород в соответствии с классификацией, приведенной в таблице 2, может производиться при обеспечении следующих условий.

7.2.1. Параметры проветривания подготовительных забоев должны рассчитываться исходя из обеспечения концентрации метана в исходящей струе воздуха не более 1 % и минимальной скорости воздуха в призабойном пространстве не менее 0,5 м/с.

7.2.2. Применение ограждающей (барьерной) дегазации при проведении выработок:

- когда природная метаноносность разрабатываемого пласта превышает 13 м³/т с.б.м.;
- когда средствами проветривания невозможно обеспечить содержание метана в исходящей струе подготовительной горной выработки в размере менее 1 %.

7.2.3. Применение технических устройств, увеличивающих дальность вентиляционной струи для проветривания призабойной части подготовительной выработки.

7.3. Независимо от условий, изложенных в п.п. 7.1-7.2, для обеспечения безопасности ведения горных работ в очистных и подготовительных забоях и предотвращения образования слоевых и местных скоплений метана, необходимо выполнение следующих мероприятий:

- исключить последовательное проветривание очистных и подготовительных забоев;
- обеспечить приоритет в применении схем проветривания выемочных участков с изолированным отводом метановоздушной смеси из выработанного пространства;
- оборудовать горные машины (комбайны) устройствами контроля содержания метана с установкой их в местах с наименьшей интенсивностью проветривания.

8. Рекомендации по расстановке средств локализации взрывов в горных выработках

Обязательные требования по размещению автоматической системы локализации взрывов при ведении очистных и проходческих работ, предусматриваются в «Инструкции по локализации и предупреждению взрывов пылегазовоздушных смесей в угольных шахтах»,

применяются к системам обработки длинными столбами по простиранию (ДСО) с проведением двух оконтуривающих выемочный участок штреков и последующей обработкой лавы механизированным комплексом.

При отсутствии требований по размещению АСЛВ, в вышеназванной Инструкции, из-за разветвленной сети аэродинамически связанных друг с другом выработок, например, при камерно-столбовой системе обработки (КСО), или в при ведении горных работ по искроопасным и взрывоопасным вмещающим породам (в соответствии с классификацией, приведенной в табл. 2), необходима разработка специализированных заключений по размещению дополнительных автоматических систем локализации взрывов в горных выработках.

В заключениях учитываются назначение, характеристики и расчетные скорости распространения взрывного горения метано- и пылевоздушных смесей в горных выработках, а также совокупность технических характеристик устройств взрывозащиты.

9. Использование результатов работ по определению фрикционной опасности горных пород

Выполнение работ по определению фрикционной опасности горных пород, требуемое Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (пп. 172, 173), Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Инструкция по борьбе с пылью в угольных шахтах» (пп. 17, 28, 37), Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Методические рекомендации по проведению экспертных работ при расследовании технических причин аварий в угольных шахтах» (раздел б), должно проводиться для каждого вновь вводимого в эксплуатацию забоя, а результаты испытаний и экспертизы должны отражаться в проектах новых и реконструируемых шахт (горизонтов), подготовки выемочных полей и паспортах выемочных участков, проведения и крепления горных выработок, а также в заключениях экспертных комиссий по расследованию причин возникновения аварий в угольных шахтах.

УДК 620.171.2

ОКС 19.020

Ключевые слова: фрикционное воспламенение, коэффициент крепости, свободный диоксид кремния, метановоздушная смесь

Руководитель организации-разработчика

АО «НЦ ВостНИИ»

наименование организации

	Генеральный директор		Ю.М. Филатов
	должность	личная подпись	инициалы, фамилия
Руководитель разработки	Зав. лабораторией		Д.В. Ботвенко
	должность	личная подпись	инициалы, фамилия
Исполнитель	Зав. лабораторией		С.И. Голоскоков
	должность	личная подпись	инициалы, фамилия
Исполнитель	Старший научный сотрудник		Е.И. Голоскоков
	должность	личная подпись	инициалы, фамилия
Исполнитель	Ведущий инженер		М.Ю. Коптев
	должность	личная подпись	инициалы, фамилия
Исполнитель	Ведущий инженер		А.А. Тихоненко
	должность	личная подпись	инициалы, фамилия
Исполнитель	Ведущий инженер		С.А. Довыденко
	должность	личная подпись	инициалы, фамилия
Исполнитель	Инженер		Н.В. Филонов
	должность	личная подпись	инициалы, фамилия