

Министерство по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям
и ликвидации последствий стихийных бедствий
Донецкой Народной Республики

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
ГОРНОСПАСАТЕЛЬНОГО ДЕЛА, ПОЖАРНОЙ БЕЗОПАСНОСТИ
И ГРАЖДАНСКОЙ ЗАЩИТЫ «РЕСПИРАТОР»

На правах рукописи

Агеев Владимир Григорьевич

**НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ СОЗДАНИЯ СПОСОБОВ И СРЕДСТВ
ЛОКАЛИЗАЦИИ УДАРНЫХ ВОЛН ПРИ ВЕДЕНИИ
ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПО ИЗОЛЯЦИИ ПОЖАРОВ
В ШАХТАХ**

Специальность 05.26.03 – «Пожарная и промышленная безопасность»

Диссертация
на соискание ученой степени
доктора технических наук

Научный консультант:
д-р техн. наук
А. М. Брюханов

Донецк – 2016

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	5
Раздел 1. Обзор способов и средств взрывозащиты при изоляции пожаров и определение направлений исследований.....	16
1.1. Анализ публикаций по ранее выполненным исследованиям и решению проблемы взрывозащиты при изоляции пожаров.....	16
1.2. Механизм образования воздушных ударных волн.....	31
1.3. Поражающие факторы и их оценка при взрывах газопылевоздушных смесей.....	37
1.4. Затухание воздушных ударных волн при их перемещении по горным выработкам.....	44
1.5. Параметры безопасной изоляции пожаров.....	53
1.6. Цель и задачи исследований.....	59
Раздел 2. Образование взрывоопасной среды в горных выработках шахт	61
2.1. Источники метанонакопления в действующих горных выработках.....	61
2.2. Математическая модель формирования взрывоопасной среды.....	73
2.3. Моделирование процессов образования взрывоопасной среды.....	82
2.4. Выводы.....	88
Раздел 3. Теоретические исследования процессов формирования и распространения воздушных ударных волн при взрывах метанопылевоздушных смесей в сети горных выработок.....	90
3.1. Математическая модель процессов формирования и распространения воздушных ударных волн.....	90
3.2. Аналитические решения задачи распространения воздушных ударных волн в тупиковых и сквозных выработках.....	106
3.3. Численный метод расчета параметров формирования воздушных ударных волн.....	118
3.4. Выводы.....	127
Раздел 4. Моделирование процессов формирования и распространения воздушных ударных волн.....	129
4.1. Распространение воздушных ударных волн в адиабатических условиях.....	129
4.2. Формирование и распространение воздушных ударных волн при цепной реакции горения и теплообмене со стенками выработки....	137
4.3. Взаимодействие воздушных ударных волн на пути их движения при повторных взрывах	147
4.4. Скачки скорости и давления при сверхзвуковой скорости движения газов на прямых участках выработки.....	150
4.5. Воздушные ударные волны в местах сопряжений выработок.....	160

4.6. Затухание воздушных ударных волн на сопряжениях в сети горных выработок.....	169
4.7. Выводы.....	177
Раздел 5. Параметры распространения воздушных ударных волн в сети горных выработок. Безопасные расстояния от эпицентра взрыва.....	179
5.1. Граничные условия для моделирования динамических процессов в вентиляционной сети шахт.....	179
5.2. Алгоритм расчёта параметров распространения и взаимодействия воздушных ударных волн.....	182
5.3. Расчёт параметров распространения и взаимодействия воздушных ударных волн на ЭВМ.....	186
5.4. Пример расчёта.....	190
5.5. Выводы.....	193
Раздел 6. Взаимодействие воздушных ударных волн с различными преградами и средствами взрывозащиты.....	195
6.1. Гашение воздушных ударных волн водяными и сланцевыми (порошковыми) заслонами	195
6.2. Пенные и породные пробки как средство гашения воздушных ударных волн	200
6.3. Воздействие воздушных ударных волн на переемычки изолированного пожарного участка.....	209
6.4. Выводы.....	223
Раздел 7. Обоснование параметров взрывоустойчивых переемычек.....	225
7.1. Анализ расчетных схем и существующих методов исследований взрывоустойчивых переемычек на прочность	225
7.2. Напряженно-деформированное состояние переемычек.....	234
7.3. Выводы.....	265
Раздел 8. Совершенствование способов и технических средств взрывозащиты.....	267
8.1. Конструкция взрывоустойчивых переемычек.....	267
8.2. Свойства материалов для быстровозводимых изолирующих взрывоустойчивых переемычек.....	281
8.3. Технические средства возведения взрывоустойчивых переемычек	302
8.4. Вспомогательные средства гашения воздушных ударных волн.....	320
8.5. Опытно-промышленное внедрение результатов диссертационной работы.....	331
8.6. Выводы.....	340
Заключение.....	342
Список литературы.....	344

Приложение А. Пример расчета статическим методом параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах метана в сети горных выработок.....	372
Приложение Б. Руководство по пользованию программой расчета газодинамическим методом параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах метана в сети горных выработок.....	386
Приложение В. Пример расчета газодинамическим методом параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах метана в сети горных выработок.....	404
Приложение Г. Акты использования результатов работы в процессе ликвидации последствий аварий на угольных шахтах Украины.....	410

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. На шахтах Украины с переходом работ на глубокие горизонты, увеличением протяженности горных выработок и газообильности становится проблематичным активное тушение пожаров и ликвидация последствий взрывов метановоздушных смесей и угольной пыли. Опасность этого вида аварий велика еще и потому, что пожары в угольных шахтах, опасных по газу, могут сопровождаться взрывами, а взрывы вызывать новые пожары.

Согласно статистическим данным около 90 % взрывов и вспышек метана в угольных шахтах происходят из-за повышенной концентрации метана в выработках в результате их загазованности.

Учеными и специалистами разных стран накоплен и систематизирован значительный экспериментальный материал по загазованности горных выработок при различных газодинамических процессах. Тем не менее эмпирический характер полученных зависимостей не позволяет использовать их вне выполненного диапазона экспериментальных исследований по дебиту метана, расходу и скорости воздуха, параметрам выработок.

Во время взрывов газопылевоздушных смесей в угольных шахтах возникают воздушные ударные волны, которые обладают большим запасом энергии и способны распространяться на большие расстояния по горным выработкам. Выполненные в 80-х годах прошлого столетия экспериментальные исследования параметров воздушных ударных волн, возникающих во время взрывов газа и угольной пыли в горных выработках, позволили разработать методику определения параметров воздушных ударных волн при взрывах газов и пыли в горных выработках (безопасных расстояний).

Указанная методика имеет ряд существенных недостатков, в том числе не содержит расчетных данных о загазованности горных выработок до взрывоопасных концентраций. Расчёты давления по мере затухания воздушных ударных волн при движении по горным выработкам основаны на статическом

методе определения избыточного давления и не учитывают динамики во времени воздушных ударных волн, их отражения при столкновении с перемычками и забоями тупиковых выработок, а потери давления на сопряжениях выработок принимаются без учёта скорости движения смеси газов и её температуры.

Все сказанное приводит к тому, что безопасное расстояние от места взрыва до места ведения горноспасательных работ определяется неверно. Характерным примером может служить авария на АП «Шахта им. А.Ф. Засядько», где во время возведения взрывоустойчивых перемычек погибли горноспасатели.

Для защиты подземных сооружений, коммуникаций и оборудования от воздействия воздушных ударных волн и изоляции аварийных участков применяют различные конструкции взрывоустойчивых перемычек, однако выбор конструкции и материала для них не обоснован.

Все сказанное выше говорит об особой актуальности и необходимости комплексного решения важной научно-технической проблемы обеспечения безопасности ведения горноспасательных работ при изоляции пожаров на угольных шахтах, опасных по газу и пыли.

Степень разработанности темы исследования. Тематика и уровень разработок соответствуют «Программе повышения безопасности работ на угледобывающих и шахтостроительных предприятиях», утвержденной Кабинетом Министров Украины 29.03.2006 № 374 с изменениями, внесенными постановлением Кабинета Министров Украины 18.05.2011 № 521. Соискатель принимал участие как руководитель или ответственный исполнитель в работах «Разработать новую редакцию «Устава по организации и ведению горноспасательных работ ГВГСС МЧС ДНР», «Разработка СОУ «Методика определения параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах газов и пыли в горных выработках» (№ ГР 0109U0097649), «Разработка отраслевого стандарта (СОУ) «Шахтные взрывоустойчивые изолирующие сооружения. Общие технические требования» (№ ГР 0108U005875), «Разработка

отраслевого стандарта (СОУ) «Вентиляционные, изолирующие и взрывоустойчивые переемы при ликвидации аварий в угольных шахтах. Конструкция, материалы и технология возведения» (№ ГР 0109U006491), «Исследование характера формирования и отражения ударных волн при взрывах метана в горных выработках» (1991110065), «Исследование распространения и взаимодействия ударных волн при повторных взрывах метана в сети горных выработок» (1991210599), «Исследование характера взрывоподавления ударных волн перемиками» (1991210125).

Цель и задачи исследований. Цель работы – обеспечение безопасности ведения горноспасательных работ при изоляции пожаров в условиях потенциальной угрозы взрыва метанопылевоздушных смесей.

В соответствии с поставленной целью определены и решены следующие задачи:

- выполнить анализ состояния решения проблемы взрывозащиты при изоляции пожаров;
- исследовать нестационарные процессы внезапного выделения метана в горных выработках и установить закономерности формирования взрывоопасной среды;
- выполнить теоретические исследования процессов формирования и распространения воздушных ударных волн при взрывах метана и угольной пыли в сложной сети горных выработок;
- разработать алгоритм и программу расчета параметров распространения воздушных ударных волн в горных выработках с целью определения безопасных расстояний от эпицентра взрыва;
- исследовать воздействие воздушных ударных волн на различные преграды и средства взрывоподавления;
- разработать математическую модель напряженно-деформированного состояния взрывоустойчивой перемики, определить ее прочность в

зависимости от механических характеристик материала, условий нагружения и поперечного сечения горной выработки;

- разработать способы и технические средства взрывоподавления при изоляции пожаров.

Объект исследования – обеспечение безопасности горноспасательных работ при изоляции пожаров в угольных шахтах.

Предмет исследования – процессы и закономерности образования воздушных ударных волн в горных выработках, а также пути совершенствования мер и средств их подавления и локализации.

Научная новизна полученных результатов

1. Впервые:

- раскрыт механизм образования воздушных ударных волн при взрывах метанопылевоздушных смесей в горных выработках, заключающийся в том, что возникновение источника зажигания приводит к быстрому, цепному распространению горения по всему взрывоопасному объему (концентрация метана от 5 до 15 %) с выделением большого количества теплоты, образованием скачков температуры, давления, плотности смеси газов и возникновением воздушных ударных волн. Это позволило обосновать использование в уравнении энергии функции источника выделения теплоты с учетом скорости распространения пламени на участке загазованной зоны для установления характера повышения давления в аварийной выработке;

- установлены зависимости параметров распространения воздушных ударных волн в сквозных, тупиковых и изолированных горных выработках при различном начальном избыточном давлении (до 0,1 МПа дозвуковое и свыше 0,1 МПа сверхзвуковое течение газа), от аэродинамического сопротивления и геометрических параметров выработок, а также наличия преград, вызывающих скачки давления. Это позволило разработать алгоритм и программу расчета динамики воздушных ударных волн в сети горных выработок с учетом потерь давления в местах сопряжений различного вида;

- уточнен механизм распространения и взаимодействие воздушных ударных волн с различными типами преград и перемычек при распространении по сети горных выработок. Установлено, что при взаимодействии воздушной ударной волны со «сквозными» конструкциями, типа парашютная перемычка, наблюдается снижение давления во фронте волны на 20 – 25 %, отраженная волна не генерируется, а фронт пламени, проходя через перемычку, распространяется на расстояние до 100 м от эпицентра взрыва и при отсутствии взвешенной пыли – затухает; при взаимодействии воздушной ударной волны с податливыми реологическими средами типа пенных перемычек происходит плавное демпфирование давления во фронте воздушной ударной волны, снижение ее кинетической энергии и полное гашение пламени, в результате чего наблюдается резкое уменьшение ее скорости ниже звуковой; при взаимодействии воздушной ударной волны с породными завалами, гипсовыми или бетонными перемычками происходит резкий скачок давления во фронте воздушной ударной волны, в результате чего давление отраженной воздушной ударной волны может превышать первоначальное в 3 – 7 раз. Полученные результаты позволили разработать технологию пенной защиты гипсовых и бетонных перемычек в течение времени «схватывания» вяжущего раствора и приобретения перемычкой заданных структурно-механических свойств;

- обоснована возможность и область применения различных искусственных преград (пенные и породные пробки, парашютные перемычки, водные и сланцевые заслоны) для гашения воздушных ударных волн в сети горных выработок, что позволяет сократить безопасные расстояния мест ведения горноспасательных работ при угрозе взрыва метанопылевоздушных смесей. Так, заполнение горной выработки по всему поперечному сечению пенными пробками длиной не менее 180 м, а породными пробками не менее 6 м приводит к резкому сокращению распространения пламени и снижению избыточного давления в воздушной ударной волне до 0,01 МПа;

- теоретически обоснованы и экспериментально подтверждены рациональные параметры гипсовой взрывоустойчивой перемычки,

обеспечивающей безопасность аварийно-спасательных работ при изоляции пожарного участка в условиях потенциальной угрозы взрыва метанопылевоздушных смесей. Установлена зависимость толщины взрывоустойчивой перемычки от площади поперечного сечения выработки, глубины места возведения, прочностных характеристик материалов моноблока перемычки при максимальной нагрузке воздушной ударной волны 2,8 МПа. Так, для взрывоустойчивой перемычки из строительного гипса при площади поперечного сечения горной выработки 16 м² и глубине места ее возведения 900 м толщина будет равна 3,2 м, а из высокопрочного пластифицированного гипса при тех же условиях 2,2 м.

2. Получили дальнейшее развитие представления о механизмах:

- формирования взрывоопасной среды при выбросах угля и газа в лавах и тупиковых выработках, что приводит к нарушению нормального режима проветривания, вследствие чего происходит опрокидывание вентиляционного потока и загазование свежей струи воздуха. Установлено, что при абсолютной газоносности пластов свыше 25 м³/т взрывоопасная среда формируется в горных выработках на протяжении 1000 м и может сохраняться в течение часа;
- лавинообразного процесса нарастания давления при цепной реакции быстрого горения, когда максимальное давление во фронте воздушной ударной волны увеличивается в зависимости от температуры, суммарной длины зоны горения и зоны распространения пламени;
- распространения и отражения воздушных ударных волн в сложной сети горных выработок с учетом различных видов сопряжений и углов поворота, эффектов увеличения давления воздушных ударных волн при их наложении друг на друга;
- формирования скачков давления, вызванных взаимодействием воздушных ударных волн с гипсовыми и бетонными перемычками, пенными и породными пробками, водяными и сланцевыми заслонами.

Теоретическая и практическая значимость работы заключается в разработке способов и технических средств обеспечения безопасности при

изоляции пожаров в угольных шахтах. Основные результаты работы использованы при создании и внедрении в подразделениях Государственной военизированной горноспасательной службы в угольной промышленности нормативно-правовых документов:

Устав по организации и ведению горноспасательных работ ГВГСС МЧС ДНР: утв. МЧС ДНР 09.12.2015 № 965, зарегистрировано Минюстом ДНР 28.12.2015 № 856. – Донецк, 2016. – 332 с.;

СОУ-Н 10.1.00174102.012:2010 Параметры воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах газа и пыли в горных выработках. Методика расчета;

СОУ 10.1-00174102-016:2011 Вентиляционные, изолирующие и взрывоустойчивые перемычки при ликвидации аварий в угольных шахтах. Конструкция, материалы и технология возведения;

СОУ 10.1.00174102-022:2012 Шахтные взрывоустойчивые изолирующие сооружения. Общие технические требования.

Выполненные исследования позволяют:

- рассчитывать безопасные расстояния от места возможного взрыва до места возведения взрывоустойчивых перемычек;
- разработать требования к материалам, а также технологию и технические средства дистанционного сооружения взрывоустойчивых перемычек гидромеханическим способом;
- обосновать параметры и выбрать конструкцию взрывоустойчивых перемычек;
- дать оценку существующих и создания новых средств взрывозащиты в горных выработках, что позволяет их проектировать с заданными технологическими параметрами и защитить выработки от взрыва метанопылевоздушных смесей.

Методология и методы исследования. При выполнении работы использован комплексный метод исследования, который включает обработку и обобщение литературных исследований и патентных материалов, проведение

теоретических, экспериментальных исследований и апробацию полученных результатов на происшедших авариях в угольных шахтах.

Модели формирования и распространения воздушных ударных волн по горным выработкам разрабатывались на основе классических уравнений течения газов с образованием ударных волн; расчеты взрывоустойчивых сооружений выполнялись на основе разработанной математической модели напряженно-деформированного состояния взрывоустойчивой перемычки, представленной в виде трехмерной пластины с однородными и неоднородными граничными условиями, под действием нагрузок от взрывной ударной волны и разрушенных горных пород, на основании результатов которой определена основная техническая характеристика перемычки – толщина в зависимости от механических параметров ее материала, сечения и глубины расположения выработки; экспериментальные исследования заключали в себе моделирование физических процессов при возникновении и распространении воздушных ударных волн в моделях, приближенных к условиям горных выработок и взаимодействию их с различными преградами и средствами взрывозащиты. Оценивали результаты в условиях реальных взрывов на шахтах АП «Шахта им. А.Ф. Засядько» (Украина), «Распадская» (Россия).

Положения, выносимые на защиту:

- унифицированная математическая модель формирования, распространения и отражения воздушных ударных волн в сложной сети горных выработок при взрывах метана и пыли и разработанный на этой основе метод расчета безопасных расстояний от места возможного взрыва до места ведения горноспасательных работ;
- алгоритм и программа расчета распространения воздушных ударных волн в сложной сети горных выработок, отличающиеся от известных вычислением избыточных давлений и температур с учетом влияния отражения волн от различных препятствий и наложения при встрече из разных выработок;
- результаты аналитического и численного исследования процесса взаимодействия воздушной ударной волны с изолирующими перемычками,

экспериментально проверенные в натуральных условиях, что позволило установить максимально возможные давления на перемычки различных типов и конструкций;

- теоретические зависимости, подтвержденные экспериментальными исследованиями процессов гашения ударных волн пенными и породными пробками, что позволило обосновать параметры гашения ударных волн средствами взрывоподавления;

- конструктивные параметры изолирующей взрывоустойчивой перемычки с учетом прочностных характеристик материалов для ее сооружения гидромеханическим способом, поперечного сечения выработки и глубины места возведения.

Степень достоверности и обоснованности научных положений, выводов и рекомендаций подтверждена соответствием полученных зависимостей основным физическим законам и установившимся представлениям о протекании процессов горения и взрыва; необходимым объемом экспериментальных данных, полученных в условиях, приближенных к шахтным, и в шахтных условиях; удовлетворительной сходимостью расчетных и экспериментальных данных относительно распространения и гашения воздушных ударных волн различными средствами; сходимостью теоретических зависимостей толщин взрывоустойчивых перемычек из различных материалов с расчетными, а также согласованностью результатов с известными теоретическими и экспериментальными результатами других исследователей, полученными другими методами.

Личный вклад соискателя. Вклад автора в работы, выполненные в соавторстве, состоит в формировании направлений исследований, постановке задач, выборе путей их решения, постановке и проведении исследований, обработке, анализе и интерпретировании результатов.

Все результаты, полученные при решении поставленных в диссертации задач, выполнены автором самостоятельно. В научных работах, опубликованных в соавторстве, автору принадлежат: [13, 14, 17, 24] – анализ и оценка характера распределения газов в исходящих струях в аварийных условиях; [10, 24, 26, 30] –

обоснование газодинамического подхода и методов численно-аналитических решений уравнений газовой динамики формирования и распространения ударных волн по горным выработкам; [31] – обоснование параметров барьерных перемычек; [27] – анализ результатов моделирования взаимодействия ударных волн в горных выработках; [12] – разработка принципов совершенствования оборудования для изоляции пожаров; [13, 15, 16, 222] – разработка математической модели формирования взрывоопасной среды при газодинамических явлениях; [11] – анализ результатов экспериментов по гашению ударных волн в горных выработках огнетушащими порошками; [29, 107] – разработка математической модели напряженного состояния шахтной взрывоустойчивой перемычки; [5, 20 – 22, 25, 143] – численное экспериментирование развития и распространения ударных волн в горных выработках; [6, 8, 17] – методы расчета и выбор параметров оборудования для возведения взрывоустойчивых перемычек.

Апробация результатов исследований. Результаты работы доложены и обсуждены на: заседании секции «Предупреждение и ликвидация подземных аварий» ученого совета НИИГД «Респиратор»; 1-й Международной научно-технической конференции «Подземные катастрофы: модели, прогноз, предупреждение» (Днепропетровск, 2009); XI Международной конференции по математическому моделированию МКММ – 2010 (Херсон, 2010); X Международной научно-практической конференции «Пожарная безопасность – 2011» (Харьков, 2011); 2-й Международной научно-технической конференции «Подземные катастрофы: модели, прогноз, предупреждение» (Днепропетровск, 2011); VI Международной конференции «Математическое моделирование в образовании, науке и производстве» (Тирасполь, 2011); Международной конференции по математике МДОЗМФ – 2011 (Харьков, 2011); XII Международной конференции по математическому моделированию МКММ – 2011 (Херсон, 2011); Международной конференции «Форум горняков – 2012» (Днепропетровск, 2012); XXIV Международной научно-практической конференции по проблемам пожарной безопасности (Москва, 2012);

XIII Международной конференции по математическому моделированию МКММ – 2012 (Херсон, 2012); XI Международной научно-практической конференции «Пожарная безопасность и аварийно-спасательное дело: состояние, проблемы и перспективы» (Киев, 2013); VIII Международной конференции «Математическое моделирование в образовании, науке и производстве» (Тирасполь, 2013); XIV Международной конференции по математическому моделированию МКММ – 2013 (Херсон, 2013); Международной конференции по методам дискретных особенностей в задачах математической физики (Харьков – Херсон, 2013); Международной конференции «Повышение уровня охраны труда и промышленной безопасности на предприятиях угольной промышленности Украины. Дегазация и утилизация шахтного газа метана» (Ялта, 2013).

Публикации. Основные научные и прикладные результаты исследований опубликованы и представлены в одной монографии, двух открытиях, 37 научных статьях в специализированных журналах и сборниках (в том числе в России, Казахстане, Польше), четырех патентах Украины на способы и средства безопасности.

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из введения, восьми разделов, заключения, списка литературы из 251 источника на 28 страницах. Работа изложена на 417 страницах машинописного текста, из них основного текста 371 страница, 124 рисунка, 17 таблиц.

РАЗДЕЛ 1

ОБЗОР СПОСОБОВ И СРЕДСТВ ВЗРЫВОЗАЩИТЫ ПРИ ИЗОЛЯЦИИ ПОЖАРОВ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Анализ публикаций по ранее выполненным исследованиям и решению проблемы взрывозащиты при изоляции пожаров

Пожары, возникающие на угольных шахтах, относятся к наиболее частым и опасным подземным авариям, угрожающим в ряде случаев жизни и здоровью людей и приносящим большой материальный ущерб. Ежегодно на шахтах Украины возникает от 10 и более экзогенных пожаров и несколько эндогенных, что составляет около 60 % всех аварий. Распределение аварий по их видам представлено на рисунке 1.1.

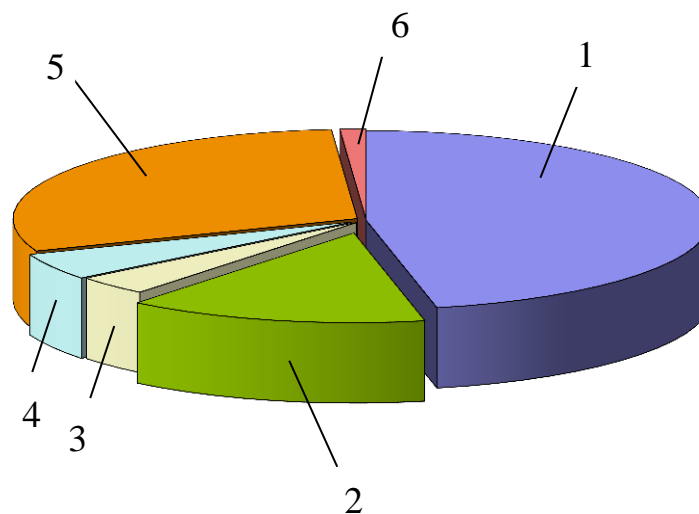


Рисунок 1.1. Подземные аварии на угольных шахтах Украины за 1991 – 2013 гг.:
1 – экзогенные пожары (45,7 %); 2 – эндогенные пожары (13,6 %);
3 – взрывы (4,1 %); 4 – выбросы (4,8 %); 5 – обрушения (30,6 %);
6 – затопления (1,2 %)

Основным способом тушения экзогенных пожаров, особенно в начальной их стадии, является непосредственное воздействие пожаротушащими средствами [56, 57, 121].

Основной мерой предупреждения пожаров от самовозгорания углей и во многих случаях основным средством их тушения, а также тушения развившихся экзогенных пожаров (таблица 1.1) является изоляция пожаров [136, 160, 161]. Для предупреждения и тушения подземных пожаров на шахтах Украины ежегодно сооружаются сотни изолирующих перемычек из разных материалов и конструкций, а на пластах, склонных к самовозгоранию, и при изоляции действующих пожаров – взрывоустойчивых.

Таблица 1.1

Подземные пожары и способы их тушения

Показатель	Годы			
	1991 – 1995	1996 – 2000	2001 – 2005	2006 – 2010
Количество пожаров	438	303	153	84
Удельный вес пожаров, %, потушенных способом:				
– активным				
– изоляцией	33	30	31	26
– комбинированным	43	54	44	53
	24	16	25	21

Пожар или взрыв в одной выработке обычно нарушает работу всей шахты [161, 162, 223]. В то же время технологические процессы по добыче угля еще недостаточно безопасны, горные машины, аппараты и механизмы несовершенны и применение их не исключает возникновения в подземных выработках мощных тепловых импульсов продолжительного действия, способных привести к пожарам и взрывам. Наличие в выработках больших масс горючих материалов (деревянная крепь, резиновые оболочки гибких кабелей, прорезиненные вентиляционные трубы, конвейерные ленты, смазочные материалы, уголь, метан и др.) создает благоприятные условия для возникновения пожаров и взрывов.

В общем количестве аварий взрывы составляют около 4 %. При снижении аварийности доля взрывов, как правило, не уменьшается. Опасность этих видов аварий велика еще и потому, что пожары в угольных шахтах могут сопровождаться взрывами, а взрывы вызывать новые пожары [172, 173].

На шахтах Украины осуществляется комплекс работ по предупреждению пожаров и взрывов, совершенствованию противоаварийной защиты шахт, подготовке их к ликвидации возможных аварий [155, 157, 158, 190, 193, 198, 199, 209]. Благодаря этому количество пожаров неуклонно снижается. Свыше 40 % случаев тепловых импульсов ликвидируется на стадии воспламенения, что указывает на высокую эффективность профилактических работ. В то же время с переходом работ на глубокие горизонты, увеличением протяженности горных выработок, увеличением газообильности шахт затрудняется активное тушение пожаров и ликвидация последствий взрывов метановоздушных смесей и угольной пыли [5, 143, 144].

Из анализа таблицы 1.2 следует, что количество взрывов на шахтах Украины с годами практически не убывает и составляет в среднем 2 – 5 в году, а ущерб – миллионы гривень. В некоторых случаях взрывы приводили к гибели большого количества людей [169, 205, 227].

Таблица 1.2

Взрывы на угольных шахтах Украины за 1991 – 2013 гг.

Год	Количество взрывов	Количество смертельно травмированных, чел.	Экономический ущерб, тыс.грн.
1991	1	0	143
1992	8	86	350437
1993	4	10	6131229
1994	9	61	1001
1995	3	2	7
1996	2	6	371
1997	2	0	20
1998	4	95	17142
1999	2	45	12110
2000	4	85	10329
2001	4	66	77495
2002	3	32	21949
2003	0	0	0
2004	2	35	74151
2005	1	1	26
2006	2	7	2402
2007	2	107	2542
2008	5	19	20556

Год	Количество взрывов	Количество смертельно травмированных, чел	Экономический ущерб, тыс.грн.
2009	7	10	33009
2010	5	0	2947
2011	5	27	17698
2012	4	3	6278
2013	3	6	37674
Итого	82	703	6819516

Взрывы иногда происходят в отработанных участках, когда там из-за некачественной изоляции возникают эндогенные пожары. Примером таких случаев могут служить взрывы на шахте им. Ю.А. Гагарина ГП «Артемуголь» в 1983 г., на шахте им. А.Г. Стаханова ЧАО «Укруглестрой» в августе 2012 г.

Случаются взрывы в выработанном пространстве действующих участков, например, на шахтах «Чайкино», им. Ф.Э. Дзержинского (1987) и др.

Примерно 10 % взрывов происходит при тушении пожаров путем их изоляции, хотя при этом и осуществляются меры, предотвращающие скопления горючих газов за перемычками и обеспечивающие локализацию взрывов в изолированном пространстве [50, 54, 55, 59, 65, 76].

Изоляционные работы пожарных участков ведутся, как правило, горноспасательными подразделениями, которые и попадают под взрывы.

На диаграмме (рисунок 1.2) представлен анализ факторов травмирования горноспасателей, выполненный за длительный промежуток времени.

Установлено, что из общего числа несчастных случаев 65 % составляют легкие, 24 % – тяжелые и 11 % – с летальным исходом. За рассматриваемый период в подразделениях ГВГСС произошло 30 групповых несчастных случаев, что составило 37 % от общего числа пострадавших. Основными травмирующими факторами являлись ударная волна взрыва, высокая температура и обрушение пород. При этом 24 % пострадавших получили комбинированные повреждения, 32 % – ушибы, 20 % – переломы, 16 % – тепловые удары, 11 % – ожоги, 7 % – отравления.

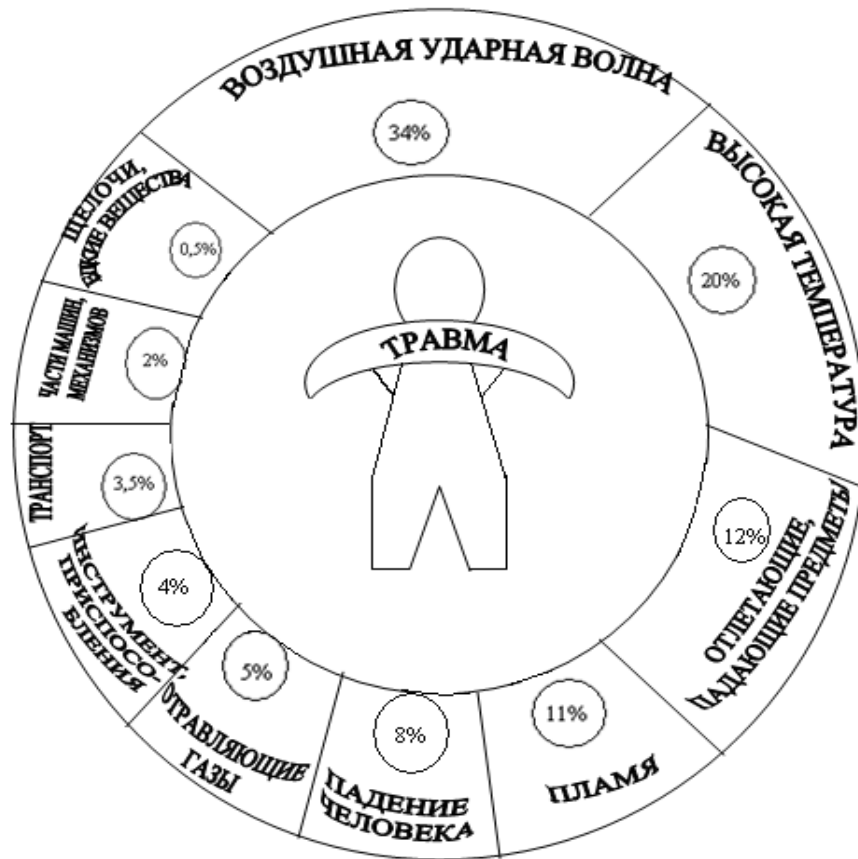


Рисунок 1.2. Факторы травмирования горноспасателей

Из работы [193], в которой приведен анализ травматизма горноспасателей, видно, какие из факторов оказывают наибольшее влияние на них в процессе ликвидации последствий аварий на угольных шахтах. Несчастные случаи происходят от воздействия ударной волны взрыва, несвоевременного принятия мер по предотвращению угрозы взрыва, воздействия высоких температур на организм горноспасателя из-за недооценки опасности, отсутствия контроля за изменением температуры, превышения времени пребывания в зоне высоких температур, от обрушений горных пород, недостаточного приведения выработки в надлежащее состояние.

Динамика травмирования горноспасателей по годам за рассматриваемый период времени представлена на рисунке 1.3.

С целью обеспечения защиты органов дыхания горноспасателей в НИИГД «Респиратор» выполнены научные исследования, защищенные авторскими свидетельствами [155, 157, 158].

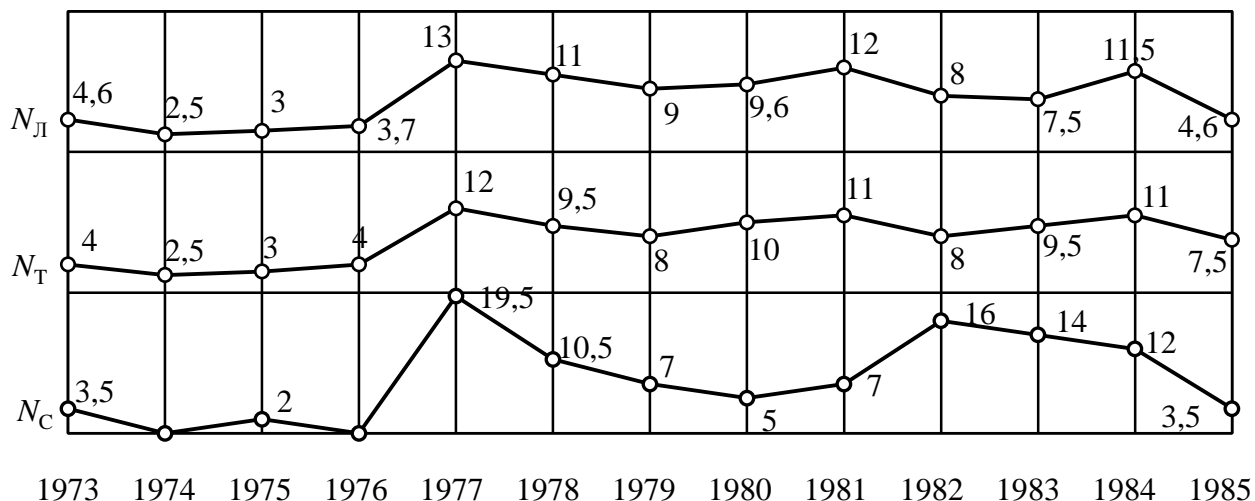


Рисунок 1.3. Динамика травмирования горноспасателей, %:
 $N_{л}$ – легкие несчастные случаи; $N_{т}$ – тяжелые несчастные случаи;
 $N_{с}$ – смертельные несчастные случаи [251]

Для ликвидации последствий взрывов и пожаров на угольных шахтах разработан ряд способов [56, 57, 121] и технических средств [155, 158, 205].

Традиционным способом разгазования аварийных выработок является использование шахтных гибких вентиляционных трубопроводов [60]. Однако эффективность использования этих трубопроводов в длинных горных выработках незначительна, так как они имеют высокую воздухопроницаемость и аэродинамическое сопротивление и поэтому не могут обеспечивать желаемого результата.

Более эффективным является кассетный трубопровод [36], состоящий из 20 секций. Секция трубопровода имеет массу не более 20 кг и содержит кассету, на которой располагается гибкая труба длиной 50 м и диаметром 600 мм. Использование кассетного трубопровода предлагает одновременно его транспортирование горноспасателями по аварийной выработке и ее проветривание. Использование этого трубопровода облегчает процесс разгазования выработок, но не устраняет опасность теплового поражения горноспасателей. Это обусловлено тем, что температура воздуха, истекающего из кассетного трубопровода, равна температуре окружающей среды или даже

превышает ее в результате нагревания от электродвигателя вентилятора местного проветривания (ВМП).

Для создания комфортных условий работы горнорабочим в горных выработках разработаны технологии регулирования температуры на отдельных рабочих местах.

Для снижения воздействия температуры на горноспасателей необходимо, чтобы в кассетном трубопроводе использовались теплоизолированные гибкие трубы, изготовленные из облегченных современных материалов. Аэродинамический расчет таких трубопроводов приведен в работе [36]. Однако эти трубы до настоящего времени не нашли применения в процессе ведения аварийно-спасательных работ, что снижает безопасность горноспасателей.

Более эффективное разгазование аварийных выработок может обеспечить всасывающий способ проветривания. Это обеспечивается тем, что воздух аварийной выработки засасывается ВМП в трубопровод и удаляется по нему в исходящую струю воздуха. При этом за счет разряжения, создаваемого ВМП, в аварийную выработку поступает свежая струя воздуха, существенно улучшающая условия работы в респираторах, что обеспечивает повышение безопасности горноспасателей. Недостатком данной технологии является перемещение ВМП по аварийной выработке и по этой причине не находит применение.

Некоторыми авторами предлагается для реализации всасывающего способа разгазования выработок использовать гибкие и жесткие трубопроводы специальной конструкции. Для изготовления труб необходимы современные материалы, позволяющие за счет высоких технологических характеристик существенно снизить массу 1 м трубы. А жесткие трубы предлагается изготовить с возможностью изменения геометрических параметров. В рабочем положении они цилиндрические, а в режиме ожидания – плоские. Однако и эта технология не находит применения при ведении горноспасательных работ в аварийных выработках шахт.

В описании аварии на шахте им. Г.М. Димитрова отмечалось, что процесс эвакуации пострадавших продолжался более 20 ч и, несмотря на принятые меры, осуществлялся на пределе физических и психоэмоциональных возможностей респираторного и командного состава ГВГСС. Этот пример подтверждает, что подразделения ГВГСС находятся на недостаточном уровне технического обеспечения, так как не всегда имеют возможность использовать изобретения, обеспечивающие дистанционное транспортирование грузов и пострадавших.

Под воздействием высокой температуры в процессе выполнения напряженной работы по ликвидации последствий аварий на шахтах им. А.А. Скочинского, «Горская» и им. Г.М. Димитрова тепловому поражению различной степени тяжести подверглись 37 человек, один из которых погиб.

В процессе ликвидации аварии на шахте им. М.И. Калинина в Карагандинском бассейне часть респираторщиков подверглась тепловому удару различной степени тяжести, так как температура превышала 38 °С. Аварию удалось ликвидировать только после возведения шести перемычек, на что потребовалось более четырех суток работы в непроветриваемых выработках.

Для повышения безопасности горноспасателей и снижения трудоемкости возведения перемычек необходимо использовать изобретения, например [64] обеспечивающие возможность дистанционного возведения перемычек.

Из вышесказанного следует, что проблема теплового поражения горноспасателей до настоящего времени полностью не решена, несмотря на значительное количество проведенных исследований.

Примером успешной изоляции пожара взрывоустойчивыми (гипсовыми) перемычками может служить авария на шахте им. К.А. Румянцева ГП «Артемуголь», когда после изоляции пожара на участке 122 по пласту Андреевский произошло два взрыва метановоздушной смеси. Первый взрыв произошел через 33 ч после закрытия проемов в перемычках, второй – еще через 2 сут. Гипсовые перемычки выдержали давление воздушных ударных волн взрыва и обеспечили полную безопасность горноспасательных работ.

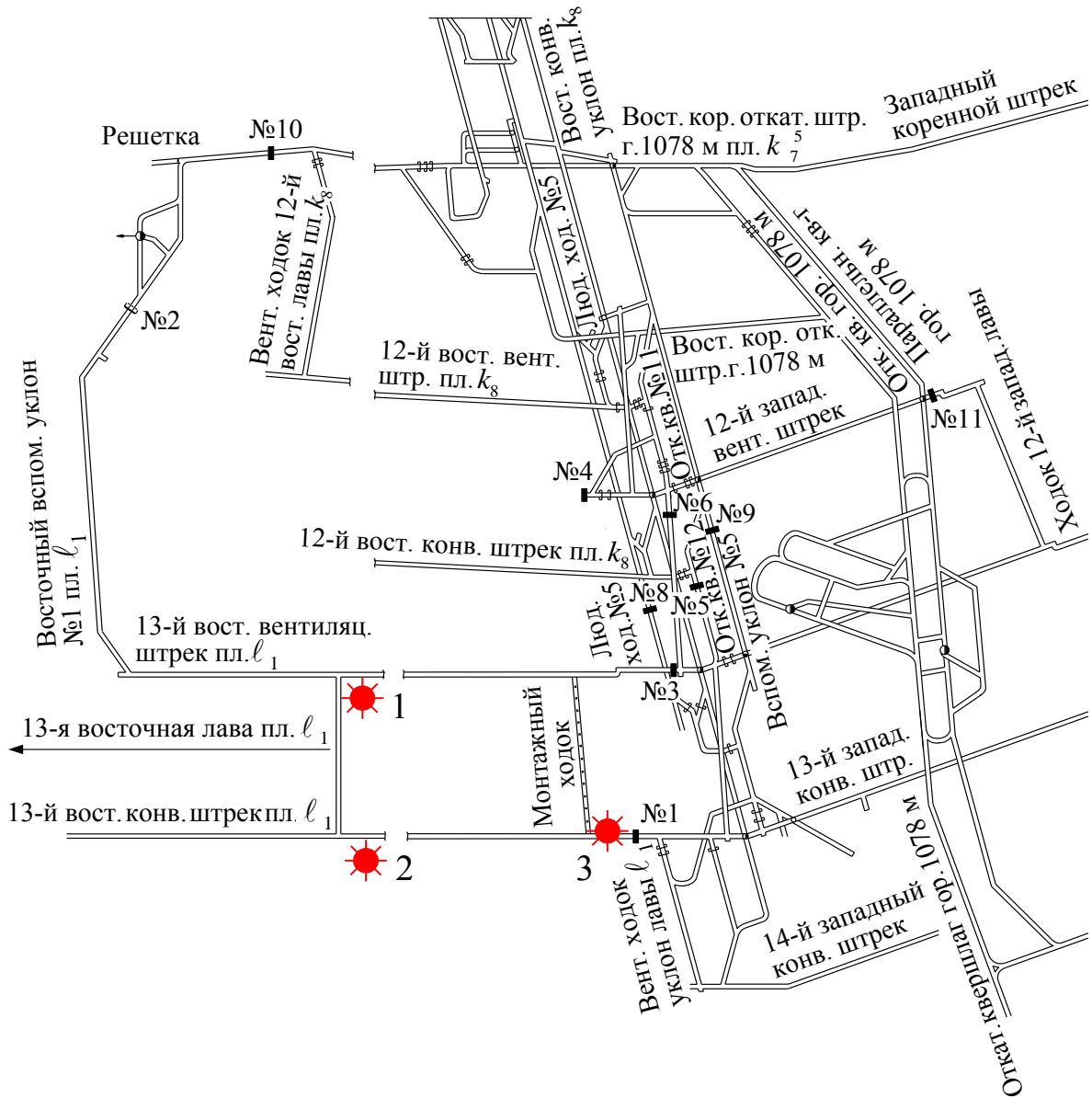
Аналогичный случай успешной изоляции пожара гипсовыми перемычками был на шахте «Красноармейская-Западная» в 2010 г., когда в изолированном пространстве через несколько дней после закрытия проемов в перемычках произошел взрыв.

Примерами тушения пожаров, осложненных взрывами, когда были разрушены взрывоустойчивые перемычки после изоляции пожара в минимальном объеме и проведена последующая их изоляция на дальних подступах, могут служить аварии на шахте «Брянка» (г. Стаханов), шахта «Бабино» (Болгария), авария на АП «Шахта им А.Ф. Засядько» в 2007 г.

Пожар произошел в 13-й восточной лаве пласта l_1 АП «Шахта им. А.Ф. Засядько» (рисунок 1.4), который было предложено тушить способом изоляции. Вначале изоляцию предполагалось осуществить в минимально возможных объемах выработок в изолируемом пространстве и с соблюдением безопасных расстояний от очага пожара до мест сооружения перемычек, что и было выполнено – возвели взрывоустойчивые перемычки № 1 и 3. Однако произошедшим через 7 сут после изоляции участка взрывом, перемычка № 1 была разрушена, что повлекло за собой необходимость изоляции пожарного участка на дальних подступах перемычками 5 – 17.

При выборе мест возведения перемычек предполагали, что может произойти взрыв, в связи с чем работниками ГВГСС были выполнены согласно ДНАОП 1.1.30-4.01.97 «Устав ГВГСС по организации и ведению горноспасательных работ» расчеты безопасных расстояний в месте ведения изоляционных работ. Были рассчитаны безопасные расстояния до ближайшей перемычки № 5 по трем предполагаемым вариантам возможного места взрыва:

- на сопряжении 13-й восточной лавы и 13-го восточного вентиляционного штрека;
- на сопряжении 13-й восточной лавы и 13-го восточного конвейерного штрека;
- у перемычки № 1 на 13-м восточном конвейерном штреке.



Расчетные значения давлений у перемычки № 5

Вариант	Давление при взрыве, МПа	Давление у перемычки № 5, МПа
№ 1	2,8	0,00135
№ 2	2,8	0,005
№ 3	2,8	0,0129

Рисунок 1.4. Схема аварийного участка пласта l_1 АП «Шахта им. А.Ф. Засядько» во время сооружения перемычек № 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11:

☀ – место взрыва, ■ – изолирующие перемычки

Результаты расчетов приведены на рисунке 1.4. Небезопасное давление по варианту № 3 предполагалось снизить установкой перед местом возведения перемычки противовзрывного комплекса КПБ.

В период возведения перемычек произошел взрыв, в результате чего было травмировано 76 человек, из них 5 смертельно.

Согласно выводам комиссии, расследовавшей взрывы на этой шахте, расчеты безопасных расстояний были выполнены с ошибками, вызванными неоднозначным трактованием коэффициентов затухания воздушных ударных волн на сопряжениях выработок, приведенных в методике расчета. В акте, составленном комиссией, отмечено, что методика упрощена относительно определения параметров горных выработок с различной крепью и пр. Вызывает также сомнение правильность расчета взрывоустойчивых перемычек, что привело к разрушению перемычки № 1 предшествующим взрывом.

По мнению российских ученых [127], проверенному нашими исследованиями, заложенная в документ ДНАОП 1.1.30-4.01.97 «Устав ГВГСС по организации и ведению горноспасательных работ» [198] методика статического расчета воздушных ударных волн с помощью калькуляторов устарела, и результаты расчетов не соответствуют явлениям, происходящим в шахте при взрывах. Необходим новый подход к расчетам, названный газодинамическим, который основан на решении системы уравнений газовой динамики. Именно такая задача была поставлена и решена в диссертационной работе.

Методы и средства локализации и тушения пожаров, осложненных взрывами. В процессе развития горного производства становится ясным, что наиболее опасны аварии в шахтах, связанные с воспламенением метана и угольной пыли, что, в свою очередь, прерывает ритмичность угледобычи, снижает экономические показатели и, самое главное, подвергает опасности здоровье и жизнь горняков. Поэтому в течение всего времени добычи угля подземным способом ученые, горняки и горноспасатели боролись со взрывами в

шахтах и постоянно разрабатывали все новые и новые средства взрывозащиты в горных выработках [17, 23, 24, 27, 29, 33, 127, 185].

Как было отмечено выше, взрыв возникает при взрывоопасной концентрации метана и пыли и мощном тепловом импульсе [43, 44, 47, 52]. Поскольку для дыхания работающих в шахте людей необходим воздух, то уменьшение его объема, а самое главное – концентрации кислорода, недопустимо. Таким образом, все усилия были направлены на снижение или ликвидацию негативного влияния остальных факторов распространения по горным выработкам негативных факторов взрыва.

Общеизвестны до настоящего времени следующие методы профилактики и взрывозащиты [31, 53, 61, 77, 82, 83, 156]:

- вентиляция опасной зоны газовыделения, т.е. снижение концентрации метана в смеси ниже взрывоопасной;
- пылеподавление в зоне дробления угольного массива и уборка пыли по длине горных выработок;
- подавление пламени при буропроходческих работах или снижение до безопасных значений температуры трущихся деталей горных машин, ликвидация очагов эндогенных пожаров;
- инертизация опасных зон ведения горно-проходческих работ;
- секционирование горных выработок по возможным путям распространения взрыва, а именно – воздушной ударной волны, пламени и температуры продуктов взрыва;
- изоляция аварийных участков на ближних и дальних подступах.

Способы предупреждения взрывоопасных концентраций газа при ведении работ в очистных забоях и в подготовительных выработках подробно описаны в работах [17, 120, 130, 139]. Это и совершенствование схем вентиляции, и борьба со скоплениями метана при работе технологического оборудования (комбайнов, конвейеров, щитов), и предупреждение воспламенения газа в выработанном пространстве, и борьба с местными скоплениями метана при проходке стволов и

в куполах горных выработок, а также борьба с пылеотложениями и выбор пылевзрывозащитных мероприятий.

Способы борьбы со взрывами угольной пыли в шахтах представлены в работе [171], где описаны основные источники пылевыделения, способы и средства предупреждения и локализации взрывов пыли, нейтрализация взрывчатых свойств пыли, связывание ее, контроль пылевзрывобезопасности горных выработок и организация работ по пылевзрывозащите.

Предупреждение взрывов метанопылевоздушных смесей освещено в статьях [125, 133], где описаны флегматизаторы для создания предохранительных сред, принципы создания автоматических систем защиты от воспламенения метана и угольной пыли при взрывных работах и комбайновой проходке, взрывозащита протяженных горных выработок, контроль и ликвидация очагов самовозгорания углей [225].

Секционирование протяженных горных выработок различными средствами (заслонами и завесами) описано в монографии [191].

Вопросам изоляции аварийных горных выработок посвящено много научных разработок. В одной из них [121] достаточно широко представлено описание изоляционных и взрывоустойчивых перемычек, конструкция которых была создана учеными-горноспасателями.

За время развития угольной промышленности в мире, и в Украине в частности, разработано большое количество средств взрывозащиты на горных предприятиях [4, 64, 82, 83, 96, 115, 118, 119, 141, 142, 156, 159, 163 – 165, 170, 174, 182, 183, 191, 194, 210, 231, 233]. И чем опаснее становятся условия добычи угля, тем больше внимания уделяется безопасности ведения горных работ и сохранения горных выработок.

Для вентиляции аварийных участков шахт применяют вентиляционные маневры [161], вентиляторы местного проветривания, парашютные перемычки, вентиляционные перемычки и т.д.

Для пылеподавления в шахтах применяют водяное орошение зон дробления горного массива, перегрузки и транспортирование угля и горной массы, побелку и смачивание стенок горных выработок для связывания пыли.

Разработаны автоматические порошковые установки, пеногенераторные установки, средства обнаружения очагов самонагревания угля и тушения эндогенных пожаров водой и специальными составами для подавления пламени.

Для инертизации взрывов при буропроходческих работах созданы специальные флегматизирующие пыжи-забойки. При секционировании горных выработок применяют водяные заслоны, снижающие до безопасных значений температуру продуктов взрыва; сланцевые и порошковые заслоны, инертизирующие и флегматизирующие продукты взрыва; водяные завесы для охлаждения, смачивания и осаждения продуктов взрыва пыли; автоматические заслоны для обнаружения взрыва на дальних подступах и нейтрализации его опасных факторов.

Изоляция аварийных участков в шахтах производится вентиляционными и взрывоустойчивыми перемычками. Первые управляют аварийной вентиляцией, а вторые обеспечивают полную изоляцию участка от поступающего воздуха и выдерживают действие воздушной ударной волны взрыва метанопылевоздушной смеси.

Материалы, применяемые для ведения изоляционных работ, на практике разделяют на различные виды, в том числе: бетон и железобетон, искусственные камни, материалы на основе вяжущих веществ [85, 87, 154, 167, 206, 224]. Для сооружения быстровозводимых изолирующих взрывоустойчивых перемычек наибольшее распространение получили материалы на основе вяжущих веществ.

Для возведения изолирующих сооружений применяют бетон марок не ниже 100, а в особых случаях – не ниже 150 – 200. В зависимости от массовой доли воды бетоны делят на жесткие (осадка конуса строй-ЦНИЛ 0,1 см), пластичные или подвижные (осадка конуса 1...18 см) и литые (осадка конуса более 18 см). Жесткие бетоны при укладке требуют тщательной утрамбовки. Пластичные и литые бетоны обычно применяют при возведении

железобетонных перемычек и противопожарных арок. Бетонную смесь готовят в шахте, в местах применения бетона или на поверхности.

Железобетон состоит из металлической арматуры, залитой пластичным (подвижным) или литым бетоном. Арматурой служат шахтные рельсы, трубы и балки, которые скрепляют проволокой.

При сооружении изолирующих сооружений применяют искусственные камни, которые подразделяют на бетониты, шлакоблоки, блоки из горных пород, керамзита и др. Камни изготовляют в виде сплошных прямоугольных параллелепипедов или в виде клиньев различных размеров.

Основными материалами для возведения изолирующих взрывоустойчивых перемычек на сегодняшний день являются материалы на основе гипсовых вяжущих веществ.

Гипсовыми вяжущими веществами называют материалы, состоящие из полуводного гипса или ангидрита и получаемые обычно тепловой обработкой исходного сырья и его помолом.

Самым эффективным оборудованием для возведения шахтных изолирующих взрывоустойчивых сооружений является оборудование, обеспечивающее гидромеханический способ возведения.

Известно следующее оборудование, применяемое в странах с развитой угольной промышленностью. Агрегаты «Монолит-3», «Пневмолит» и комплексы «Темп» (разработчик – НИИГД «Респиратор») предназначены для дистанционного возведения безрубровых изолирующих и взрывоустойчивых перемычек из гипсовых вяжущих веществ и цементных смесей при изоляции горных выработок в угольных шахтах, опасных по газу и пыли, а также для заполнения куполов за креплением горных выработок и пустот в заваленном горном массиве.

1.2. Механизм образования воздушных ударных волн

Знание механизма взрыва газопылевоздушных смесей имеет большое значение для установления закономерностей формирования и распространения воздушных ударных волн в горных выработках и для локализации взрывов. В основе любого взрывного процесса, в какой бы форме он ни проявлялся, лежит интенсивная химическая реакция окисления, которая сопровождается значительным выделением теплоты.

По определению Г.Ф. Кнорре [78], горение (взрыв) представляет собой физико-химический процесс соединения двух веществ – топлива и кислорода с интенсивным тепловыделением и сопровождается резким, скачкообразным повышением температуры, скорости, давления и концентрации продуктов реакции при соответствующем падении концентрации кислорода.

При горении любой горючей смеси, в том числе и газопылевоздушной, различают две стадии:

- воспламенение;
- собственно горение, которое может протекать с разной скоростью в зависимости от ряда внутренних, естественных свойств топлива, доли кислорода и условий внешней среды.

Воспламенение смеси газов предшествует горению и является подготовительным этапом к стадии собственно горения. В период воспламенения, в результате протекания экзотермических реакций, происходит относительно медленное окисление компонентов.

Накопленная теплота ведет к воспламенению горючей смеси за счет повышения температуры продуктов реакции и выделения теплоты. Экзотермическая реакция при этом ускоряется, и процесс скачкообразно переходит в стадию собственно горения.

В то же время воспламенению частиц угольной пыли предшествует перегревание, сушка и газификация частичек, то есть выделение газообразных горючих продуктов термического разложения массы угольных частиц.

Воспламенение газообразных летучих продуктов дает начало горению, которое может протекать с разной скоростью, в зависимости от внешних условий среды, в которых происходит процесс горения, и свойств горючего вещества.

Согласно количественным и качественным особенностям процессов, которые происходят на стадии собственно горения, обычно различают дефлаграцию и детонацию.

Дефлаграция (быстрое горение) характеризуется наличием узкой зоны химической реакции (пламени), которая разграничивает исходные вещества в продуктах реакции. При этом скорость распространения пламени относительно компонентов исходной смеси не может быть выше скорости звука в исходной смеси. Существование дозвуковой скорости горения объясняется процессами теплопроводности, диффузии и кинетической реакции.

Детонация представляет собой стойкий процесс, который состоит из воздушной ударной волны и следующей за ней зоны химического преобразования (фронта пламени). Этот комплекс возмущений распространяется по реагирующей смеси со сверхзвуковой скоростью, которую определяют термодинамическими параметрами исходной горючей смеси.

Между дефлаграцией и детонацией существует большая область скоростей, которую характеризует возникновение воздушной ударной волны, распространяющейся впереди пламени. Существование таких скоростей зависит от физико-химических свойств смеси газов и других факторов.

При дефлаграции и других режимах горения метановоздушной и метанопылевоздушной смесей параметры взрывов могут быть самыми разными. При дефлаграционном режиме горения наиболее вероятная максимальная скорость нарастания давления равна $50 \text{ Н}/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$, время нарастания давления $\tau = 0,11 \text{ с}$, а само давление при таком взрыве равно $0,55 \text{ МПа}$.

При детонационном режиме горения метановоздушной смеси нарастание давления достигает максимального значения мгновенно, а его значение во фронте детонационной ударной волны $1,59 \text{ МПа}$.

Переход горения в детонацию – сложный физико-химический процесс, в котором распространение фронта горения зависит от сжатия газопылевоздушной смеси.

Как уже отмечалось, детонация принципиально отличается от обычного дефлаграционного горения. Нагревание и воспламенение смеси происходит в очень узкой зоне – во фронте воздушной ударной волны, который опережает зону горения. При этом скорость детонации может достичь 1,5...3,0 км/с и для каждой горючей смеси имеет свое определенное значение.

Теория детонации в газовых смесях, основанная на теории ударных волн, была разработана ещё в 1893 г. В.А. Михельсоном. Позднее, в 1899 г. независимо от В.А. Михельсона эта теория была создана Д.Л. Чепменом и развита Е. Жуго. Значительно развили и усовершенствовали теорию детонации физики Н.Н. Семенов, Я.Б. Зельдович [91], Д.А. Франк-Каменский, К.И. Щелкин, Я.К. Трошин, Л.Н. Хитрин, Г.И. Солоухин и др. Их работы позволили детально изучить механизм протекания химических реакций за фронтом детонационной волны и установить роль физико-химических факторов в детонации горючих газоздушных смесей.

По мнению К.И. Щелкина, Я.К. Трошина, а также Бартльме [41], между детонацией и дефлаграцией существует комплекс возмущений, который состоит из фронта воздушной ударной волны и зоны горения (фронта пламени), скорость распространения которых зависит от физико-химических и аэродинамических свойств горючей смеси, при этом скорость распространения комплекса не превышает скорости движения детонационной волны, но выше скорости дефлаграции. Такой процесс распространения взрыва К.И. Щелкин назвал двойным нестационарным разрывом.

Как показывают многочисленные экспериментальные взрывы газов и угольной пыли в лабораториях и на производстве, скорость распространения пламени при этом меняется в широких пределах, часто превышая и звуковую скорость. Скорость пламени и скорость воздушной ударной волны, которая

движется впереди фронта пламени, меняется во времени, которое указывает на нестационарность процесса.

Исследования В.М. Бойко и его сотрудников, работников МакНИИ П.М. Петрухина и др., а также авторов [78, 84, 88, 91] свидетельствуют о том, что взрывы угольной пыли в большинстве случаев протекают в режиме двойного нестационарного разрыва.

В данное время для любого канала (например, труба, горная выработка и т.д.) переход от медленного горения газовой смеси к детонации может быть описан по гидродинамической схеме, изложенной П.М. Солоухиным и впоследствии развитой в работах [63, 78] следующим образом. При поджигании горючей смеси возле закрытого конца канала расширение продуктов сгорания может происходить лишь в сторону несгоревшей смеси. В результате этого создается волна сжатия. Частицы газа вовлекаются в движение со скоростями в несколько сотен метров в секунду. Поскольку пламя – часть этого потока, то видимая его скорость значительно увеличивается. Возникшее течение газа в зависимости от конкретных условий (шероховатости стенок, площади сечения канала и т.д.), а также от плотности и вязкости газа в потоке смеси вызывает ее турбулизацию и приводит к увеличению скорости пламени.

Увеличение скорости пламени вызывает усилие сжатия воздушной ударной волны и приводит к еще более высокой скорости потока, а следовательно, к еще большей турбулизации. Процесс развивается до тех пор, пока в волне сжатия не будут созданы условия, необходимые для объемного адиабатического самовозгорания газа, то есть пока не возникнет детонация горючей газовой смеси.

Горение пылевоздушных смесей отличается от подобных процессов в газовых смесях. Механизмом распространения пламени этот процесс в самой большой мере приближается к процессу горения газовой смеси, который подтверждается теорией академика Н.Н. Семенова, согласно которой все вещества, в том числе и угольная пыль, сгорают в газовой фазе. Однако в отличие от взрыва шахтных газов, где взрывная среда образуется за счет диффузного

перемешивания, при взрыве угольной пыли нужны дополнительные затраты энергии для создания пылевого облака со взрывной концентрацией [97 – 100].

Отличие горючей пылевоздушной смеси от газовой не позволяет применить к ней полностью закономерности воспламенения и горения газоздушных смесей. Наоборот, оно требует самостоятельного исследования процессов, которые происходят при горении пылевоздушной смеси, с учетом её физико-механических и теплофизических свойств [101, 102, 126, 196, 208, 229, 230, 239].

Проблема горения газопылевоздушных смесей также связана непосредственно с распространением пламени в запыленной среде и может привести к явлению так называемой гетерогенной детонации. К настоящему времени законченной теории гетерогенной детонации не создано, хотя этой проблеме уделял внимание ряд исследователей [72, 235, 236, 241, 246].

Анализируя механизм горения газопылевых смесей, Л.А. Клячко предложил теорию «эстафетного» распространения пламени в аэросуспензии частичек твердого топлива. Суть этой теории состоит в следующем. Горение твердых частичек протекает парциально в «парогазовой фазе», парциально на поверхности частичек, а не во всем объеме. Поэтому в горящей газопылевоздушной смеси тепловая энергия концентрируется в твердой фазе, где вследствие этого развивается высокая температура. Итак, можно представить, что горение в аэросуспензии распространяется прыжками от частички к частичке за время их нагревания до температуры воспламенения. По окончании этого времени частица загорается и посылает зажигательный импульс следующей частице.

Однако высокие скорости пламени в запыленных средах «эстафетный» механизм передачи воспламенения от одной частички к другим не объясняет. Эти явления могут происходить в связи с тем, что пылевоздушная смесь прогревается не только кондуктивной, но и радиационной составляющей теплового потока от фронта пламени. Взвешенные частички топлива интенсивно

(почти как черное тело) поглощают лучистую теплоту и парциально прогревают окружающий их газ.

Представление о прогревании и воспламенении твердых частичек лучистым потоком было развито З. Нуссельтом [244], а в дальнейшем Н. Траустелем и Р. Эссенхаймом [250].

П.М. Петрухин и другие сотрудники МакНИИ на основании теории теплового взрыва представляют взрыв угольной пыли таким образом. За счет теплоты источника воспламенения пылинки нагреваются с последующим выделением взрывных продуктов благодаря пиролизу, образующему вокруг пылинки газовую оболочку. Как только концентрация газа в этой оболочке достигает взрывоопасного предела, происходит ее воспламенение (вспышка). Тепловой импульс от горящей частицы за счет излучения и теплопроводности передается нетронутым частицам, которые зажигаются, будучи в свою очередь источником воспламенения следующих. При этом происходит увеличение температуры за счет теплоты выделения при реакции окисления. Нарастание температуры ускоряет протекание реакции, которая, в свою очередь, создает условия для развития быстрого лавиноподобного процесса горения. Химические реакции термического разложения угольной пыли, как и все химические процессы, которые имеют определенные конечные скорости, приводят к взрыву угольной пыли, протекающему в газовой фазе, что во многом определяется долей взрывных газообразных продуктов пиролиза пыли.

Необходимо отметить, что работы по изучению динамики выделения летучих веществ при скоростном нагревании облака взвешенной угольной пыли немногочисленны [214, 215]. Это объясняется сложностью проведения подобных экспериментальных исследований, а так же тем, что процессы горения в режиме двойного нестационарного разрыва не находят практического использования в промышленности.

1.3. Поражающие факторы и их оценка при взрывах газопылевоздушных смесей

Согласно общепринятым в физике взрыва положениям считают, что по подземным выработкам движется плоская ударная волна, поэтому все явления, характерные для ударной волны, которая образовалась в свободном пространстве, в той или другой мере относятся и к воздушным ударным волнам, которые возникают в горных выработках. Последние, вследствие наличия сложной вентиляционной сети, шероховатости стенок выработок, разного рода сооружений, поворотов, сужений и расширений, имеют свою специфику.

Во время взрыва в горных выработках особую опасность для людей и подземных инженерных сооружений представляют сейсмические и ударные волны, а также токсичные газы.

Действие сейсмических волн сказывается, как правило, при взрывах очень больших объемов газа и пыли, однако радиус сейсмических колебаний, опасных для людей и подземных инженерных сооружений, сравнительно небольшой и не превышает 100 м, что значительно меньше зон действия токсичных газов и воздушных ударных волн [202].

Большую опасность несет в себе токсичное влияние газообразных продуктов взрыва газа и пыли. В некоторых случаях граница опасной зоны действия взрыва на людей по газовому фактору может быть больше, чем зона действия воздушной ударной волны [58, 140, 238]. Но разработанные в данное время средства защиты органов дыхания горняков позволяют эффективно осуществлять аварийно-спасательные работы в условиях высокой загазованности горных выработок [155, 157, 158].

Самую большую опасность для людей и инженерных сооружений представляют воздушные ударные волны. Причем из всех параметров, которые характеризуют состояние среды при взрыве, наиболее важный с точки зрения механического влияния – высокое давление во фронте воздушной ударной волны (таблица 1.3).

Ориентировочные значения избыточного давления воздушной ударной волны, которое вызывает разрушение объектов, коммуникаций и оборудования

Объект	Степень разрушения	Максимальное давление, МПа
Трансформаторные подстанции в нишах	Разрушение защитных стен, ниш	0,03...0,05
Оборудование массой 1т (лебедки, вентиляторы, пускатели и др.)	Сдвиг фундамента, разрушение	0,04...0,06
Электровозы	Опрокидывание, смещение с рельсов	0,07...0,15
Крепление шахтное (арочное)	Деформация и разрушение	0,15...0,20
Деревянные дощатые вентиляционные сооружения	Полное разрушение	0,01...0,012
Вагонетки, обращенные к взрыву торцевой стороной	Сбрасывание с рельсов	0,14...0,17
Сланцевые и водяные заслоны	Срабатывание	0,015...0,020
Лампы дневного света	Разрушение стекла	0,003...0,005
Железобетонная стенка толщиной 0,25 м	Деформация, образование трещин	0,28...0,38
Кирпичная стенка толщиной 0,24...0,36 м	Полное разрушение	0,04...0,06
Деревянные балки, стойки диаметром 0,14...0,16 м	Разрушение	0,015...0,020

При действии воздушной ударной волны в течение 20...200 мс основное влияние на человека оказывает давление в ее фронте (таблица 1.4). Так, при избыточном давлении 30...105 кПа у человека разрушаются барабанные перепонки, при избыточном давлении 40...100 кПа происходит контузия и травмы, связанные с повреждением внутренних органов, кровеносных сосудов и мышц. При незначительном избыточном давлении в воздушной ударной волне, которое достигает 20...40 кПа, возникают легкие контузии и незначительные травмы, которые характеризуются умопомрачением и головной болью [166].

Вероятность травмы людей от воздушной ударной волны

Максимальное давление, кПа	400	120	65	35	13	10
Вероятность получения травмы, %	100	75	50	5	5	0

При продолжительном действии воздушной ударной волны (200...250 мс и больше) для человека становятся опасными избыточное давление и скорость потока воздуха. Кроме того, для людей и сооружений представляют опасность летящие с воздушным потоком куски породы, угля, металла, дерева и т.д. При этом, чем больше скорость, тем более в движение вовлекаются различные предметы. В таких условиях нужны оперативность и точность расчёта параметров и прогноз области распространения воздушной ударной волны в горных выработках. Эта информация становится важным критерием возможных разрушительных последствий взрыва и, таким образом, является одной из составляющих критерия безопасности ведения горноспасательных работ, связанных с ликвидацией аварийных ситуаций. Так, эффективность мер, применяемых при ликвидации подземного пожара, непосредственно зависит от того, насколько близко удастся подойти к аварийному участку, оставаясь в то же время в безопасной для жизни и здоровья людей зоне.

В последние годы у нас в стране и за границей проводят исследования по изучению возможности протекания детонационных процессов во время взрыва газа и угольной пыли в горных выработках. Однако до этого времени специалисты не пришли к единому мнению о значении волны давления при детонации. Так, по данным П.П. Петрухина и его сотрудников, вероятность возникновения детонации в производственных условиях ничтожно мала. Если даже детонация и возникла, то, по их мнению, давление во фронте детонационной волны не превышает 2,25 МПа.

При взрыве газозвушной смеси можно выделить три зоны [78]:

R_1 – зона детонационной волны в пределах облака газозвушной смеси ($R_1 \leq R_0$, где R_0 – зона загазованности взрывной смесью, м);

R_2 – зона действия продуктов взрыва ($R_0 \leq R_2 \leq 6R_0$);

R_3 – зона действия воздушных ударных волн ($R_3 > 6R_0$).

Для зоны действия продуктов взрыва:

- давление во фронте воздушной ударной волны $\Delta P_{\text{см}}$, кПа, определяют по формуле

$$\Delta P_{\text{см}} = 10g \left(12,3 \frac{R_0}{R_2} + 0,5 \right); \quad (1.1)$$

- удельное значение импульса $I_{\text{см}}$, Па·с, определяют по формуле

$$I_{\text{см}} = 1,75\rho_{\text{см}}\sqrt{Q_{\text{см}}R_2}\sqrt{R_0/R_2}; \quad (1.2)$$

- время действия воздушной ударной волны τ , с, находят по эмпирической зависимости

$$\tau = 0,272 \cdot 10^{-3} R_2 \sqrt{R_2/R_0}, \quad (1.3)$$

где $Q_{\text{см}}$ – удельная теплота взрыва газовоздушной смеси, Дж/кг;

- давление во фронте воздушной ударной волны $\Delta P_{\text{см}}$, Па, после отрыва ее от продуктов взрыва (3-я зона) определяют по формуле

$$\Delta P_{\text{см}} = \frac{0,7}{3 \left[\left(1 + 7,12 \frac{P_a V_0}{\mu E_{\text{см}}} \right)^{1/2} - 1 \right]}, \quad (1.4)$$

где P_a – атмосферное давление, Па;

V_0 – начальный объем газовой смеси, м³;

μ – коэффициент перехода энергии взрыва газовой смеси в ударную волну, 1 ($\mu = 0,4 \dots 0,5$);

- энергию взрыва газовой смеси $E_{см}$, Дж, определяют по формуле

$$E_{см} = \rho_{см} Q_{см} V_0, \quad (1.5)$$

где $\rho_{см}$ – плотность газовой смеси, кг/м³;

$Q_{см}$ – удельное тепловыделение при взрыве, Дж/кг.

При дальнейшем движении происходит снижение давления.

В.Ф. Овчинников [140] предполагает у детонационной волны давление 4,05 МПа.

А.М. Чеховских [216] экспериментально доказал существование детонационных волн при взрыве метановоздушной смеси в горных выработках. При этом давление во фронте волны детонации не превышало 3 МПа.

Н.Д. Зрелый [92] сделал попытку детально исследовать отдельные процессы, которые происходят при горении газов и пыли в выработках. Им установлено, что при взрывах метана может возникнуть давление до 4 МПа, а при взрывах угольной пыли – не больше чем 1,7 МПа. Также, по данным Н.Д. Зрелого, скорость распространения пламени в пылевоздушной смеси достигала 2000 м/с. Эти данные взаимно исключают друг друга, поскольку такой скорости пламени отвечает воздушная ударная волна с давлением во фронте больше 4 МПа.

Результаты исследования развития взрывов угольной пыли, проведенные В. Цыбульским [237], показали, что давление воздушной ударной волны может достигать 4,1 МПа.

Исследования, которые активно проводили научные организации Англии, Польши, СССР, США, ФРГ, Японии, носили специальный характер и были направлены на обеспечение нормальной работы шахт. Исследований, которые учитывают специфику аварийных условий, при которых приходится работать

спасателям, не проводили. В работах [73 – 75, 89, 93, 94, 113, 123, 132, 137, 145 – 152, 184, 226, 249] приведены результаты исследования формирования и распространения воздушных ударных волн при взрыве газозвушных смесей, в частности метановоздушной смеси, в горных выработках. Исследованы параметры воздушных ударных волн, а также время действия избыточного давления в процессе взрывов газозвушной смеси, которые могут иметь место в аварийных условиях работы шахт.

Известно, что присутствие метана в горных выработках резко снижает границу взрывчатости угольной пыли. Такое же действие имеет облако угольной пыли в воздухе, снижая предел взрываемости метановоздушной смеси. Однако специальных исследований по изучению параметров взрыва сложных газопылевоздушных смесей не проводили. Знание же законов формирования и распространения воздушных ударных волн, которые возникают во время взрыва таких смесей, определение количественных значений параметров воздушных ударных волн дают возможность рассчитать, на каком расстоянии можно вести горноспасательные работы и возводить инженерные сооружения для локализации взрыва.

Выполненные в 70-х годах прошлого столетия исследования параметров воздушных ударных волн позволили разработать методику определения этих параметров при взрывах газов и пыли в горных выработках (безопасных расстояний), которая введена в ДНАОП 1.1.30-4.01.97 «Устав ГВГСС по организации и ведению горноспасательных работ» как приложение № 19.

В этой методике приведены расчёты исходных параметров ударной волны при сгорании заданного объема газовой и пылегазовой смеси. Данный подход к решению привлекателен простотой, но не учитывает самых важных факторов, которые влияют на эти параметры. Предполагается, что смесь метана с воздухом объемом V_0 , м³, сгорает равномерно по всему объему при адиабатических условиях.

На самом деле, после воспламенения объем V_0 метановоздушной смеси сгорает в турбулентном режиме. В этом случае скачок давления ΔP_{ϕ} быстро

перемещается во фронте турбулентного пламени и может в 1,5...2 раза превышать значение, вычисленное по приведенной выше формуле. Это происходит в результате сжатия горючей смеси перед фронтом турбулентного пламени, которое движется ускоренно на ранней стадии горения и развития взрыва. В этом случае фронт горения, который ускоренно распространяется, во многом схож с детонационной волной.

В методике [68] предложено при учете влияния угольной пыли увеличивать энергию взрыва на 30 %. В действительности процессы горения метановоздушных смесей с угольной пылью намного сложнее и зависят от многих факторов: концентрации и размеров частичек пыли, доли в ней летучих компонентов, метана в смеси и др.

С другой стороны, воздушная ударная волна способна перевести отложившуюся на стенках угольную пыль во взвешенное состояние со взрывоопасной концентрацией. Известно, что смесь мелкодисперсной (< 10 мкм) угольной пыли с воздухом горит, как газовая смесь. При этом следует учесть важное обстоятельство, что при горении пылегазовых смесей определяющую роль играет теплообмен излучением. При локальном взрыве метановоздушной смеси, которая лежит в основе методики, его мощность можно оценить, зная произведенные разрушения в разных частях горных выработок и решая обратную задачу с учетом затухания воздушной ударной волны.

В методике [68] нет оценки таких важных последствий взрывов, как возможность возникновения пожаров в выработках из-за прогрева массива пород вследствие теплоотдачи и проникновения раскаленных продуктов реакции в выработанное пространство.

Таким образом, анализ существующей методики показывает ее недостаточную точность при расчетах главного параметра взрывного процесса – избыточного давления во фронте воздушной ударной волны. Поэтому возникает необходимость исследования ряда сложных процессов воспламенения, взрыва и распространения пламени и воздушных ударных волн на новом, качественно

более высоком уровне для дальнейшего уточнения или полной переработки существующей методики.

1.4. Затухание воздушных ударных волн при их перемещении по горным выработкам

Распространение воздушных ударных волн в горных выработках исследовали в Карагандинском отделении ВНИИГД по трем наиболее актуальным составляющим проблемы взрывов метановоздушной смеси:

- местное воспламенение метановоздушной смеси при обрушении пород в выработанном пространстве;
- распространение турбулентного пламени и взрыв метановоздушной смеси;
- распространение ударной волны взрыва в сложной разветвленной сети горных выработок.

В ходе выполнения исследований и критического анализа методики пришли к выводу, что целесообразно применить газодинамический подход к определению параметров воздушных ударных волн, основанный на одномерных и двумерных уравнениях газовой динамики с учетом трения и теплоотдачи на стенках горных выработок. Такой подход позволяет более точно рассчитать давление во фронте ударной волны и ее затухание во время движения по горным выработкам. Расчеты позволяют учесть взаимодействие воздушных ударных волн при их распространении и встрече в узлах разветвления выработок. Исследования в этом направлении показали [147], что в процессе распространения по системе выработок две или несколько из только что сформированных волн иногда взаимодействуют друг с другом и создают новую результирующую ударную волну. Подобные явления могут многократно повторяться.

Таким образом, вопрос об определении научно обоснованных безопасных значений давления для людей, которые оказались в зоне действия воздушной ударной волны взрыва, ещё остаётся открытым, о чём говорят последствия взрыва на шахте «Распадская» в России.

Исследованию распространения воздушных ударных волн в каналах посвящено много экспериментальных и теоретических работ отечественных и зарубежных авторов.

Наиболее полные исследования в этой области принадлежат Ю.М. Рябину, М.А. Садовскому, В.Н. Родионову. Ими установлены основные закономерности распространения воздушных ударных волн по прямолинейным участкам каналов постоянного сечения с шероховатыми стенками.

На основании законов затухания плоской ударной волны, сходимости результатов теории и экспериментов при взрывах плоского заряда, проведенных в трубах малого диаметра ($d = 50$ мм) В.Н Родионовым, найдена эмпирическая формула затухания давления в плоской ударной волне:

$$\Delta P_{\text{пл}} = a \frac{\varepsilon}{x} + b \left(\frac{\varepsilon}{x} \right)^{1/2}, \quad (1.6)$$

где a, b – безразмерные коэффициенты;

ε – энергия заряда, который приходится на единицу площади канала, Дж;

x – расстояние, которое прошла ударная волна от места нахождения заряда, м.

Приведенная формула (1.6) удовлетворительно описывает характер распространения плоского фронта в шероховатых каналах малых диаметров, но дает значительные погрешности для каналов больших диаметров.

Это объясняется, наверное, тем, что формирование плоского фронта волны в канале при взрыве заряда (взрывные работы) происходит в результате сложных физических явлений, которые тяжело учесть.

Чаще всего для расчетов давления во фронте волны, которая распространяется в канале, используют формулы, описывающие распространение плоской волны в открытом пространстве, с введением коэффициентов, которые учитывают влияние стенок канала на характер течения.

Предложенные Л.И. Седовым формулы для определения давления во фронте волны ΔP_ϕ , которая распространяется в открытом пространстве, имеют вид

- для сильной плоской волны:

$$\left. \begin{aligned} & \left(\Delta P_\phi > \frac{\gamma+1}{\gamma-1} P_0 \right); \\ & \Delta P_\phi = \frac{8E}{9(\gamma+1)xf(\gamma)}; \end{aligned} \right\} \quad (1.7)$$

- для слабой плоской волны:

$$\left. \begin{aligned} & \left(\Delta P_\phi < \frac{\gamma+1}{\gamma-1} P_0 \right); \\ & \Delta P_\phi = \frac{4(\gamma P_0)^{1/2}}{3(\gamma+1)f(\gamma)} \left(\frac{E}{x} \right)^{1/2}, \end{aligned} \right\} \quad (1.8)$$

где E – энергия взрыва, Дж;

x – расстояние от места взрыва, м;

$\gamma = C_p/C_\gamma$ – отношение удельных теплоёмкостей;

$f(\gamma)$ – сложная функция, зависимость которой от γ представлена графически в работе [175].

Обобщив экспериментальные данные исследований, Ю.С. Яковлев определил зависимость влияния шероховатости стенок канала на затухание воздушных ударных волн, а также зависимость гидравлического коэффициента трения от относительной шероховатости канала. При этом он установил, что

отношение коэффициента, который зависит от относительной шероховатости канала, к гидравлическому коэффициенту трения приблизительно постоянно и равно 0,4.

Следовательно, учет влияния шероховатости стенок каналов на потери давления можно определять по такой формуле:

$$\frac{\Delta P_x}{\Delta P_0} = \exp\left(-K \frac{x}{d}\right), \quad (1.9)$$

где x – путь, пройденный волной по каналу, м;

d – диаметр канала, м;

ΔP_0 – максимальное давление в начале участка движения, Па;

K – коэффициент затухания воздушной ударной волны;

ΔP_x – избыточное давление, которое изменится по длине выработки, Па.

В.Я. Балтайтисом с соавторами преобразована формула Ю.С. Яковлева и представлена для расчетов распространения воздушных ударных волн в шахтах в следующем виде:

$$\Delta P_x = \Delta P_0 \exp\left(-K \frac{x}{1,13\sqrt{S}}\right); \quad (1.10)$$

$$K = 1,2\xi; \quad (1.11)$$

$$\xi = \left(2 \lg \frac{0,56\sqrt{S}}{v} + 1,74\right)^{-2}, \quad (1.12)$$

где ξ – коэффициент трения;

S – площадь поперечного сечения выработок в свету, м²;

v – высота бугорка шероховатости, мкм.

Однако вследствие большой шероховатости стенок горных выработок отношение коэффициента K к коэффициенту трения ξ нужно принимать не 0,4, а в три раза больше, то есть равным 1,2. Все рассмотренные выше зависимости описывают распространение стационарных воздушных ударных волн, к тому же экспериментально проверены недостаточно полно. В.М. Плотниковым и другими исследователями [166] сделана попытка учесть влияние начальной длины воздушной ударной волны на режим ее распространения по прямолинейному участку канала.

Давление во фронте воздушной ударной волны ΔP_x , Па, на расстоянии x с учетом ее начальных параметров определяют по следующей формуле:

$$\Delta P_x = \frac{\Delta P_0 \exp\left(-K \frac{x}{R_r}\right)}{\left[1 + \frac{\gamma+1}{2\gamma} \Delta P_0 \left(1 + \frac{x}{\lambda_0}\right) + \left(\frac{\gamma+1}{4\gamma} \Delta P_0\right)^2\right]^{1/2} - \frac{\gamma+1}{4\gamma} \Delta P_0}, \quad (1.13)$$

где R_r – гидравлический радиус канала, который равен отношению площади поперечного сечения к его периметру, м;

λ_0 – начальная длина ударной волны, м.

При $\frac{x}{\lambda_0} < 1$ уравнение (1.13) принимает вид

$$\Delta P_x = \Delta P_0 \exp\left(-K \frac{x}{R_r}\right). \quad (1.14)$$

Зависимости (1.13) – (1.14) были проверены экспериментально в диапазоне значений давления 0,05...1,5 МПа.

Важное место во время исследований распространения воздушных ударных волн по прямолинейным и криволинейным участкам каналов уделено

вопросу определения коэффициентов затухания [19, 68, 147 – 149, 151, 152, 175, 184, 188, 217 – 220, 222, 240, 247, 251]. Для металлических труб значения этого коэффициента рекомендуют принимать $K = 5 \cdot 10^{-4}$. Это касается определения значений K для горных выработок, однако результаты разных авторов существенно отличаются друг от друга.

Так, например, А.А. Гуриным [78] для выработок площадью поперечного сечения 3...8 м² рекомендованы значения $K = 0,025...0,05$. При этом не учтены вид крепления и шаг установки рам крепления, а также параметры волны, что распространяется по выработкам.

Н.Д. Зрелым для расчетов коэффициента затухания K воздушной ударной волны с давлением во фронте до 1 МПа предложена формула

$$K = 25,3\alpha, \quad (1.15)$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления выработок.

На основании этой зависимости построены кривые затухания воздушных ударных волн с начальным давлением во фронте 4 МПа для различных выработок. Эти кривые рекомендованы для ориентировочного выбора мест ведения горноспасательных работ в метанообильных шахтах при наличии угрозы взрыва метановоздушной смеси.

Зависимость (1.15) проверена экспериментально при давлении $0,06 \text{ МПа} < \Delta P_0 < 0,3 \text{ МПа}$.

А.М. Чеховских, а также другими исследователями [243, 248] при изучении распространения воздушных ударных волн в горных выработках экспериментально установлены значения коэффициентов затухания этих волн для большинства типов крепи горных выработок. Несмотря на значительное различие в значениях K , они для наиболее распространенных типов креплений близки к 0,01.

Из вышеизложенного следует, что нет хорошо проверенной методики аналитического определения коэффициентов затухания воздушных ударных

волн. Вопрос об аналитическом определении этого коэффициента для волн малой интенсивности не исследован вообще.

Необходимо отметить, что все исследования по распространению воздушных ударных волн в каналах приведены для так называемых «чистых ударных волн», которые не подпираются продуктами взрыва. В то же время еще в 1955 г. Ю.М. Рябининым и В.Н. Родионовым было отмечено, что продукты взрыва, затекая в канал, существенным образом влияют на процесс распространения воздушных ударных волн и замедляют их затухание.

Итак, необходимо аналитически и экспериментально определить расстояние, на котором продукты взрыва исходной смеси в канале перестанут влиять на процесс распространения воздушных ударных волн. Процесс распространения этих волн в зоне, куда попадают продукты взрыва, должен в дальнейшем стать предметом детального самостоятельного исследования.

Кроме того, в действующей методике, в частности, не предусмотрено определение параметров воздушной ударной волны при прохождении ее через внезапные расширения и сужения в каналах. Как известно, такие конфигурации имеют место на прямолинейных участках горных выработок, особенно в откаточных штреках. Таким образом, проведенный анализ показывает, что закономерности распространения воздушных ударных волн малых давлений ($\Delta P_{\phi} \leq 0,05$ МПа) недостаточно изучены. В практике ведения горноспасательных работ эта задача играет очень важную роль, поскольку волны с малым давлением во фронте затухают значительно медленнее волн с большим давлением.

Из более поздних исследований известна работа польских ученых, в которой приведены результаты моделирования распространения взрыва смеси воздуха и пыли. Для моделирования использованы эмпирические уравнения, предложенные Е. Тадмором на основе прежде выполненных экспериментов.

Немецкие исследователи изучали распространение воздушных ударных волн в выработках большого сечения. Измерения в натуральных условиях показали, что среднее давление равно приблизительно удвоенному давлению позади

падающей ударной волны. Это давление действует как источник воздушных ударных волн на других участках сети каналов, причем эти волны почти не затухают.

Исследователи [73 – 75, 69, 93, 94, 113, 123, 132, 137, 150, 226, 249] считают, что полуэмпирические теории распространения воздушных ударных волн по горным выработкам себя исчерпали и предлагают использовать газодинамический подход, то есть решение нестационарной системы уравнений газовой динамики, которые описывают ударно-волновые процессы во всей сети горных выработок. Практическим выходом результатов их исследований стал предложенный в работах [145 – 148] газодинамический подход к анализу распространения воздушных ударных волн по горным выработкам, основанный на использовании одномерных и двумерных уравнений газовой динамики с учетом трения о стенки выработок и теплоотдачи от них. Этот подход реализован в виде компьютерной программы, которая позволяет рассчитывать процесс распространения по горным выработкам воздушных ударных волн в результате взрыва метановоздушной смеси.

Для расчетов газодинамического течения и распространения воздушных ударных волн в прямолинейных каналах постоянного поперечного сечения авторы [145 – 148] предлагают использовать одномерные уравнения газовой динамики, где в правых частях учитывают процессы силового и теплового взаимодействия газового потока со стенками канала. Однако полученные результаты численных расчётов носят иллюстративный характер, не доведены до методики определения безопасных расстояний при ведении горноспасательных работ и предложен только калькуляторный метод расчёта, основанный на экспоненциальном законе статического затухания воздушных ударных волн.

Из представленного обзора по образованию и распространению воздушных ударных волн можно сделать следующие выводы:

- переход воздушных ударных волн в детонацию зависит от многих факторов, учесть которые не всегда возможно. При экспериментах в трубах и

штольнях одни авторы отмечали явления детонации, другие не подтверждают такой факт и утверждают, что детонационных волн в шахте нет;

- максимальное давление по длине штольни 185 м одними было зафиксировано на уровне 2 МПа, другие же утверждают, что оно может достигать 4 МПа и даже больше;

- время действия избыточного давления во время взрыва метановоздушной смеси – больше 200 мс. В этом случае для человека становится опасным избыточное давление и скорость движения фронта волны потока воздуха;

- значение безопасного для человека давления 0,001 МПа получено в НИИГД «Респиратор», в то время как принятое в руководящих документах значение равно 0,006 МПа;

- экспериментально изучены закономерности затухания воздушных ударных волн в трубах и штольнях. Однако, по мнению авторов [6, 8, 11, 13, 14, 18, 25, 32, 38, 39, 179], эмпирический подход к законам изучения параметров воздушных ударных волн себя исчерпал и принят лишь в диапазоне тех расстояний, которые соответствуют размерам штольни;

- затухание воздушных ударных волн малых давлений (меньше 0,05 МПа) не следует экспоненциальному закону, который принят для больших давлений. Такие волны затухают значительно слабее. И поскольку именно в этом диапазоне (меньше 0,05 МПа) находится безопасное давление, то описание распространения по выработкам небольших воздушных ударных волн представляет практический интерес;

- предложенный новый, газодинамический подход к изучению параметров воздушных ударных волн доведен до численных расчётов, однако нуждается в совершенствовании и выборе устойчивого счёта для практической реализации с установлением адекватности математической модели натурному объекту.

1.5. Параметры безопасной изоляции пожаров

Метод тушения пожаров путем их изоляции применяется в тех случаях, когда потушить пожар непосредственным воздействием на него огнетушащих средств не представляется возможным [16, 22, 39, 67, 111]. Такие случаи имеют место, когда экзогенный пожар получил большое развитие, либо в случае эндогенного пожара, когда доступ к нему затруднен или невозможен. Различают методы тушения пожаров, возникающих в выработанном пространстве участков, проветриваемых общешахтной депрессией и в тупиковых горных выработках.

Участки, проветриваемые за счет общешахтной депрессии, характеризуются:

- наличием выработок с поступающими и исходящими вентиляционными струями;
- значительным объемом изолируемого пространства;
- большой протяженностью основных выработок;
- интенсивным выделением метана;
- возможностью обрушения пород в районе очага пожара и, как следствие, резкого сокращения проветривания участка.

Известно, что изоляция пожаров связана с нарушением вентиляционного режима и опасностью взрыва горючих смесей. Поэтому, приступая к изоляции, необходимо выбрать вентиляционный режим, предупреждающий накопление горючих газов в пожарном участке выше допустимых пределов, а так же способ изоляции, исключающий возможность взрывов или предусматривающий меры по их локализации.

Время тушения пожара методом изоляции условно можно разделить на три периода:

- подготовка к возведению изолирующих перемычек;
- сооружение перемычек;
- тушение пожара (за счет прекращения подачи воздуха в изолированное пространство), которое начинается с момента окончания работ по сооружению перемычек и закрытия проемов в них.

Вентиляционные режимы, применяемые в период подготовки к изоляции пожарного участка, должны отвечать следующим требованиям:

- предотвращать образование опасных скоплений горючих газов;
- снижать интенсивность развития пожара;
- обеспечивать подачу свежего воздуха в выработки, в которых ведутся горноспасательные работы;
- предотвращать возможность самопроизвольного опрокидывания вентиляционной струи.

При выборе вентиляционного режима следует учитывать место возникновения пожара, газообильность горных выработок, значение и направление естественной тяги, количество и характеристику вентиляторных установок, место возведения изолирующих перемычек.

Для проветривания аварийного участка применяются: нормальный режим проветривания, реверсивный режим в масштабе всей шахты, закорачивание вентиляционных струй, остановка всех поверхностных вентиляторов («нулевая вентиляция»), местное реверсирование вентиляционных струй.

Расчет необходимого дебита воздуха и возможных концентраций метана при изоляции пожаров производят по формулам, приведенным в нормативных документах.

При пожаре в наклонной выработке с исходящей струей предусматриваются мероприятия по предотвращению опрокидывания вентиляционной струи под действием тепловой депрессии.

Повысить устойчивость проветривания можно следующими способами [28, 60, 67, 105, 106, 124, 168, 181, 192, 200]:

- увеличением расхода воздуха в горящей выработке путем сокращения дебита в параллельных струях;
- увеличением депрессии главного вентилятора;
- закорачиванием вентиляционной струи ниже очага пожара (только в уклонных полях, имеющих две наклонные выработки со свежей струей и более);

- различным сочетанием указанных способов.

Изоляция пожаров, проветриваемых за счет общешахтной депрессии, как правило, производится с применением инертных газов. В отдельных случаях при отсутствии инертных газов пожарный участок может быть изолирован с применением специальных взрывоустойчивых сооружений и при соблюдении до закрытия проема в перемычках режима проветривания, исключающего скопление горючих газов в изолируемом пространстве до взрывоопасных концентраций.

В шахтах, опасных по газу, запрещена изоляция пожаров без применения средств локализации взрывов.

Места возведения изолирующих перемычек выбирают в зависимости от следующих факторов:

- угрозы взрыва метановоздушной смеси;
- схемы расположения выработок в районе пожарного участка;
- места нахождения очага пожара, размеров и скорости его развития;
- степени нарушенности боковых пород и угольных целиков, в которых проведены горные выработки;
- температуры воздуха на подступах к очагу пожара;
- возможности осуществления вентиляционных маневров в период изоляционных работ;
- значимости подлежащих изоляции выработок для дальнейшей эксплуатации шахты.

При изоляции участков с применением инертных газов необходимо, чтобы объем изолируемого участка был минимальным, а изолирующие перемычки располагались в местах, позволяющих создать герметичность изолированного пространства. Перемычки должны возводиться в нетрещиноватых целиках угля и ненарушенных породах с таким расчетом, чтобы в случае необходимости имелась возможность соорудить дополнительные перемычки в этих же выработках на большем удалении от очага пожара. Располагать их следует на

расстоянии 5...7 м от мест пересечений выработок. Для сокращения объема работ необходимо стремиться к тому, чтобы количество выработок, в которых возводятся изолирующие перемычки, было наименьшим.

В случае быстрого распространения пожара, интенсивного нарастания температуры воздуха и отсутствия при этом возможности осуществить целесообразные вентиляционные маневры перемычки необходимо возводить на таком расстоянии от очага, чтобы все изоляционные работы могли быть выполнены прежде, чем температура воздуха поднимется до опасных для людей пределов. Если же возможно проведение вентиляционных маневров для снижения температуры воздуха в местах возведения перемычек, то целесообразно сооружать их ближе к очагу пожара.

Изолирующие перемычки должны обеспечивать надежную герметизацию пожарного участка, выдерживать давление горных пород и воздушных ударных волн при взрывах, быть достаточно огнестойкими и быстро возводимыми.

Если в процессе работ по изоляции концентрация горючих газов в изолируемом участке будет возрастать и приближаться к опасным пределам, а меры по усилению вентиляции или снижению концентрации кислорода не будут давать положительных результатов, работы по возведению перемычек в местах, обеспечивающих изоляцию пожара в минимальном объеме выработок, должны быть прекращены и перенесены в безопасные места (вплоть до выработок околоствольного двора или на поверхность).

В ходе работ по изоляции пожарного участка возможно уменьшение расхода воздуха в результате обрушений в выработках, противонаправленного действия тепловой депрессии, уменьшения площади сечения выработок в местах возведения взрывоустойчивых сооружений и изоляционных перемычек, что может привести к местному скоплению горючих газов и их взрыву.

Взрыв в изолированном пожарном участке в значительной степени осложняет дальнейший ход ведения работ. Он представляет большую опасность для людей, работающих на аварийном и угрожаемых участках, может разрушить изоляционные сооружения и резко изменить аварийный вентиляционный режим.

В дальнейшем проветривание пожарного участка становится неуправляемым, что обычно приводит к серии дополнительных взрывов, предопределить и рассчитать интервал времени между которыми, как правило, невозможно.

Анализ способов тушения пожаров, осложненных серией взрывов, показывает, что наибольшая вероятность повторного взрыва имеет место в первые несколько часов. Поэтому в случаях осложнения пожара взрывом необходимо немедленно прекратить все работы на аварийном участке и вывести людей в безопасные места. Дальнейшее возобновление работ на аварийном участке может быть допущено только после тщательного изучения газовой обстановки и установившегося режима проветривания, а также проведения мероприятий, исключающих вероятность повторного взрыва (усиление проветривания участка, повышение эффективности дегазации и др.).

Если принятые меры не дают положительных результатов и взрывы продолжаются, аварийный участок следует изолировать на дальних подступах, возведя взрывоустойчивые сооружения и изолирующие перемычки на безопасном расстоянии (определяемом расчетом), затопив водой или залив выработки глинисто-песчаной пульпой и др.

При разрушении взрывом изолирующих сооружений запрещено направлять людей на аварийный участок для восстановления этих сооружений.

Прежде чем приступить к изоляции пожара, осложнившегося взрывом, необходимо сделать следующее:

- при сохранении существующего направления вентиляционной струи на пожарном участке максимально усилить интенсивность его проветривания, обеспечив разжижение горючих газов до создания взрывобезопасной концентрации (не свыше 2 %);
- принять меры по усилению дегазации на аварийном участке, отключив от дегазационной сети смежные участки и включив в работу дополнительные вакуум-насосы;

- определить расход воздуха на аварийном участке и состав воздуха в исходящей струе. Отбор проб воздуха следует производить дистанционно или в местах, расположенных на безопасном расстоянии.

Если результаты анализа проб воздуха на исходящей струе, установившийся режим проветривания, характер развития пожара, место его расположения и схема горных выработок позволяют исключить возможность скопления горючих газов до взрывоопасной концентрации, то изоляционные работы ведут так же, как и при пожарах на угольных шахтах, опасных по газу, не осложненных взрывами.

При возможном скоплении горючих газов до взрывоопасной концентрации или недостаточной эффективности мер по предупреждению повторных взрывов работы по изоляции пожарного участка следует вести на дальних подступах к очагу пожара, обеспечивающих безопасность людей при повторном взрыве.

Безопасные расстояния для ведения горноспасательных работ должны быть определены с учетом затухания ударной воздушной волны при ее перемещении в сети горных выработок.

Взрывы в тупиковой выработке, как правило, разрушают изоляционные сооружения и вентиляционные устройства, что приводит к нарушению проветривания и исключает возможность дистанционного контроля состава воздуха в аварийной выработке.

В связи с реальной угрозой повторных взрывов и сложностью их предупреждения запрещается вести изоляционные работы непосредственно в тупиковой выработке. При наличии технических возможностей и соответствующих горно-геологических условий тушить такие пожары необходимо затоплением их водой. Если это невозможно, то изолировать пожарный участок следует на дальних подступах возведением взрывоустойчивых сооружений и изолирующих перемычек в безопасных местах. После создания взрывобезопасной среды в изолированном пожарном участке для сокращения объема изолированного

пространства перемычки могут быть перенесены. Во время выполнения этих работ нельзя обогащать воздух в изолированном пространстве кислородом.

На основании анализа литературных источников по проблеме обеспечения безопасности в шахтах при угрозе взрыва и практике ведения горноспасательных работ можно сделать следующие выводы:

- особую опасность при авариях в шахтах представляют взрывы метана и угольной пыли, являющиеся результатом загазования горных выработок при сокращении проветривания, прорывах метана, слоевых скоплениях;
- существующие методики расчета распространения воздушных ударных волн по горным выработкам, основанные на полуэмпирической теории, недостаточно учитывают затухание волн в сложной разветвленной сети горных выработок, особенно малых давлений и не позволяют рассчитывать температуру в волне. Поэтому целесообразно применить газодинамический подход к определению параметров воздушных ударных волн, основанный на одномерных и двумерных уравнениях газовой динамики с учетом трения и теплоотдачи на стенках выработки;
- отсутствуют теоретические исследования взаимодействия воздушных ударных волн со средствами взрывозащиты, что не позволяет учитывать их влияние на динамику воздушных ударных волн в горных выработках.

Вышеизложенные результаты позволили обосновать актуальность исследований, сформулировать цель и задачи диссертационной работы.

1.6. Цель и задачи исследований

Информационной базой исследований являются обобщенные результаты ранее выполненных работ, связанных с прорывами метана, скоплением метана при нарушении проветривания или режима дегазации; материалы расследования аварий; статистические данные о происшедших взрывах на шахтах за большой промежуток времени и результаты шахтных исследований, которые послужили основой для двух открытий: установление закономерной связи между

состоянием горных выработок в угольной шахте после техногенной аварии и дебитом выделяющихся газов и закономерной связи между характером техногенных процессов и составом газов в подземных горных выработках.

Цель работы – обеспечение безопасности ведения горноспасательных работ при изоляции пожаров в условиях потенциальной угрозы взрыва метанопылевоздушных смесей.

В соответствии с поставленной целью определены и решены следующие задачи:

- выполнить анализ состояния решения проблемы взрывозащиты при изоляции пожаров;
- исследовать нестационарные процессы внезапного выделения метана в горных выработках и установить закономерности формирования взрывоопасной среды;
- выполнить теоретические исследования процессов формирования и распространения воздушных ударных волн при взрывах метана и угольной пыли в сложной сети горных выработок;
- разработать алгоритм и программу расчета параметров распространения воздушных ударных волн в горных выработках с целью определения безопасных расстояний от эпицентра взрыва;
- исследовать воздействие воздушных ударных волн на различные преграды и средства взрывоподавления;
- разработать математическую модель напряженно-деформированного состояния взрывоустойчивой перемычки, определить ее прочность в зависимости от механических характеристик материала, условий нагружения и поперечного сечения горной выработки;
- разработать способы и технические средства взрывоподавления при изоляции пожаров.

РАЗДЕЛ 2

ОБРАЗОВАНИЕ ВЗРЫВООПАСНОЙ СРЕДЫ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ ШАХТ

2.1. Источники метаноаккумуляции в действующих горных выработках

Любому взрыву в горных выработках предшествует такое явление, которое способствует образованию повышенных концентраций метана и взвешенной угольной пыли. В результате достаточно небольшого источника воспламенения, чтобы произошел взрыв.

Тенденция развития угледобычи такова, что в дальнейшем количество и производительность угольных забоев будут возрастать. А с увеличением глубины разработки угольных пластов вырастет общая газообильность шахт и увеличится опасность проявления газодинамических явлений и как следствие – взрывов метана и пыли.

За последние 30 лет в угольных шахтах Украины произошло более 100 взрывов, в основном метана, и почти 20 % взрывов метана и угольной пыли. В результате исследований установлено [54], что в одном случае произошел взрыв только угольной пыли. В остальных случаях – взрыв метана или метана и затем взвешенной пыли.

Поражающими факторами взрыва, как уже отмечалось, являются высокие температуры, воздушная ударная волна и ядовитые газы, образующиеся при взрыве, а также недостаток кислорода.

Закономерности образования местных скоплений метана раскрыты А.И. Бобровым [45]. Явление внезапных выбросов угля и метана с последующей загазованностью выработок отражено в работах И.В. Боброва, А.М. Брюханова [53 – 55], Б.И. Медведева, Ф.А. Абрамова, И.Л. Эттингера, Е.Н. Волошина [69]. Прогнозу и предупреждению прорывов метана из почвы выработок посвящены работы А.М. Морева [134] и Л.А. Склярова [189]. Результаты этих работ

позволили сформулировать современные научно обоснованные требования к Правилам безопасности в угольных шахтах.

Однако, несмотря на разработку новых мер, нормативных документов и способов предотвращения образования взрывчатых смесей, по-прежнему остаются актуальными вопросы взрывобезопасности шахт. Для большинства угольных шахт Украины характерны сложные горно-геологические условия. Угольные шахты, особенно в Донбассе, разрабатывают в основном тонкие пласты с большим количеством тектонических нарушений и слабыми боковыми породами. Средняя глубина шахт превышает 700 м, а порядка 30 шахт работают на глубине более 1000 м. Почти все шахты – опасные по газу, 60 % из них – опасные по взрывам пыли, а 45 % – склонные к газодинамическим явлениям. Из угля и окружающих пород непрерывно выделяется метан (рисунок 2.1), особенно при разрушении и измельчении угля. Объём выделившегося метана при этом увеличивается многократно. Это грозит загазованностью выработок шахт, особенно при нарушении режима их проветривания. И метан, и измельчённая витающая угольная пыль образуют взрывоопасную среду, поэтому при проявлении различных тепловых, электрических, фрикционных и других источников воспламенения возникает опасность взрыва метанопыле-воздушных смесей.

Особую опасность представляют внезапные выбросы породы, угля и газа, прорывы и суффлярные выделения метана, когда происходит быстрое загазование выработок и образование взрывоопасной среды, а также механическое воздействие выброшенной породы и угля на горное оборудование и на работающих рядом людей. При этом часть поперечных сечений выработок уменьшается или полностью перекрывается, нарушая режим их проветривания. При проветривании горных выработок расчетным расходом воздуха доля выделяющихся из угля и пород газов в основном не превышает допустимых Правилами безопасности норм. Однако в случае нарушения проветривания доля газов возрастает и нередко достигает опасных значений. Согласно исследованиям (рисунок 2.2) нарушения проветривания выработок, воздух в

которые поступает за счет общешахтной депрессии, происходили в большинстве случаев вследствие зависания пород кровли в выработанных пространствах или неудовлетворительного состояния бутовых полос у вентиляционных штреков. Это, как правило, приводило к резкому уменьшению расхода воздуха в отдельных частях очистных и вентиляционных выработок. Из-за наличия местных скоплений метана происходило 88 % случаев воспламенения метановоздушной смеси.



Рисунок 2.1. Схема образования источников поступления метана в горные выработки



Рисунок 2.2. Схема формирования в горных выработках взрывоопасной концентрации метана

В шахтах восточных районов Донбасса наиболее часто проветривание выработок (при подаче воздуха за счет общешахтной депрессии) нарушалось из-за перекрытия их сечения отбитым углем или породой. В основном это происходило в углеспускных скважинах в результате их забучивания углем.

Основные причины нарушения проветривания тупиковых выработок: остановка вентиляторов местного проветривания, обрыв, пережатие, рассоединение вентиляционных труб, недопустимое отставание вентиляционных труб от забоя. Вследствие нарушения проветривания тупиковых выработок наиболее часто образовывались местные скопления метана у их забоев [1].

Повышенное метановыделение и загазованность горных выработок имели место в результате суфляров [51, 213], а также осадения основной кровли, представленной мощными труднообрушающимися породами. В шахтах западных районов Украины из-за повышенных метановыделений наиболее часто наблюдается загазованность пространств у добычных комбайнов и забоев подготовительных выработок, а в условиях шахт восточных районов – забоев подготовительных выработок и участков выработок у скважин.

Загазованность горных выработок наблюдается также из-за нарушения нормального режима проветривания вследствие неправильной его организации и при чрезмерной нагрузке на забой [80]. Повышенные концентрации метана в очистных выработках наблюдаются в труднопроветриваемых пространствах, обусловленных конструктивными особенностями добычных комбайнов и конвейеров [51]. Даже при нормальном проветривании загазованность неоднократно наблюдалась вблизи скважин при их бурении по газоносным пластам или породам, особенно разгруженным от горного давления. Загазованность выработок метаном происходит за счет его выделения из разрабатываемого пласта и выработанного пространства. Известно, что в шахтах с высокой метанообильностью выработанные пространства являются крупными и непрерывно пополняемыми резервуарами газа. Доля поступлений метана из выработанного пространства достигает 80 % и более. Основными источниками поступления являются сближенные пласты и боковые породы. Газовыделение из каждого подрабатываемого и надрабатываемого пласта изменяется во времени по мере удаления от очистного забоя. Основная часть метана выделяется на участке протяженностью 50...70 м за лавой и утечками воздуха выносятся на вентиляционный штрек и верхнюю часть лавы.

При отработке выемочного участка с погашением вентиляционного штрека за лавой взрывоопасные концентрации метана могут образовываться в выработанном пространстве и в тупике погашаемого штрека. Такое положение имеет место там, где утечки воздуха через выработанное пространство недостаточны для разбавления метана, выделяющегося из сближенных пластов

и боковых пород. Имеется немало случаев, когда снизить средствами вентиляции концентрацию метана до пределов, предусмотренных правилами безопасности, затруднительно. В этих случаях достичь нормированных концентраций метана можно лишь с помощью дегазации угольных пластов, боковых пород и выработанных пространств. В этих случаях малейшее нарушение проветривания или сбои в системе работы дегазации приводят к загазованности горных выработок.

В настоящее время дегазация применяется более чем на 50 % шахт Украины. Наибольшее развитие получила дегазация сближенных угольных пластов скважинами, пробуренными из подземных горных выработок, реже – с поверхности [121, 189]. Дегазация позволяет повысить нагрузку на очистной забой, увеличить производительность шахты на 10...15 % и обеспечить допустимую концентрацию метана в исходящей струе. Однако в случае нарушения работы дегазации или её отключения, даже при нормальном режиме вентиляции, происходит загазованность выработки метаном до превосходящих допустимые нормы концентраций. При нарушении же проветривания загазованность выработок наблюдается в местах выделения метана, а в совокупности с нарушением режима дегазации еще больше усиливается взрывоопасность [51, 112, 134].

Начинается загазованность обычно с образования местных скоплений метана в отдельных частях выработок, распространяясь затем по всему сечению. Местные скопления образуются чаще всего у кровли выработок, образуя слои. Под слоевым скоплением понимают скопление метана у кровли выработок с концентрациями, превышающими среднюю по сечению выработки, на участке длиной более 2 м.

Для рассмотрения условий образования местных скоплений метана А.И. Бобровым [45] обследовано более 300 выработок 80 шахт, разрабатывающих пологие, наклонные и крутые пласты. При обследованиях в выработках измеряли концентрацию метана на различных расстояниях от затяжек кровли в 15...20 точках через каждые 10...20 м. Параллельно в местах

образования слоевых скоплений определяли среднюю скорость воздуха по выработке и среднюю в ней концентрацию метана. Рассчитывали расход метана, образующего слой.

Наблюдения показали, что слоевые скопления метана у кровли выработки образуются при любом ее сечении с различными типами крепи при небольших скоростях движения по выработке воздуха (как правило, до 0,5 м/с, реже – до 1 м/с). Расходы метана, образующего слой, – чаще всего 0,3...0,8 м³/мин. Объемная доля метана при этом ниже предельно допустимой (0,3...0,8 %). Длина слоевых скоплений в тупиковых выработках 30...150 м, а в выработках, проветриваемых под действием общешахтной депрессии, 5...30 м. Толщина скоплений метана при объемной доле 5 % была в пределах 0,1...0,4 м.

Метановые слои образуются при обычном газовыделении из пласта и при повышенных и суфлярных выделениях из кровли выработок. Это происходит, когда в кровле выработок на небольшом расстоянии находятся газоносные спутники пласта или газоносные песчанистые породы, вследствие разгрузки которых от горного давления появляются источники повышенного газовыделения [45].

Слоевые скопления наблюдаются также в квершлагах при подходе и пересечении угольных пластов и пропластков и в местах геологических нарушений. Встречаются слоевые скопления метана у кровли пласта даже при суфлярных выделениях из почвы или стенок выработки.

При прямом порядке отработки пласта и возвратноточной схеме проветривания, а также при обратном порядке отработки и прямоточной схеме проветривания слоевые скопления метана образуются в вентиляционном штреке позади очистного забоя на расстоянии 10...20 м от лавы. В горизонтальных и наклонных тупиковых выработках метановые слои возникают в 10 м от забоя. Наиболее вероятно возникновение слоевых скоплений в местах с пониженной скоростью воздуха у кровли.

Причиной образования местных скоплений метана считается меньшая его плотность по сравнению с воздухом. Отношение сил тяжести и турбулентного

перемешивания определяют числом Ричардсона Ri . При значении числа $Ri \approx 0,3$ турбулентное перемешивание практически отсутствует и создаются благоприятные условия для образования слоевых скоплений метана.

МакНИИ выполнены экспериментальные исследования [45] условий образования слоевых скоплений метана в выработках с различной площадью поперечного сечения ($3,8...17 \text{ м}^2$), расходами газа ($0,2...1,0 \text{ м}^3/\text{мин}$), образующими слой метана с его объемной долей в потоке на входе в образующееся скопление до 2,5 %, и средними скоростями движения воздуха в выработке ($0,15...1 \text{ м/с}$). В результате обработки экспериментальных данных получены эмпирические формулы для определения длины l , м, и объема V , м^3 , метанового слоя с объемной долей 5 %. Так как используемые зависимости эмпирические, то они позволяют определять искомые величины в строго ограниченных условиях, т.е. в диапазоне изменения параметров в опыте.

Эмпирический характер формул не позволяет использовать их для расчета загазованности выработок в случае резкого снижения подачи на участок воздуха и повышенного газовыделения в результате аварии (прорывов метана, выбросов породы, угля и газа).

Анализ загазованности горных выработок слоевыми скоплениями метана показал, что их природа в большинстве случаев одинакова: точечные либо распределенные источники на ограниченной длине (чаще под кровлей выработки, но могут быть из почвы или стенок), низкая скорость воздуха в месте истечения газа.

При разработке плана ликвидации аварии рассматривают вопросы работы дегазационных систем при авариях, в частности при разгерметизации дегазационного трубопровода, прекращении дегазации и при изменении расхода воздуха.

Рекомендуется по результатам опытов давать оценку ожидаемой газовой обстановки на выемочных участках, где предполагается возникновение пожара, особенно после преднамеренного или самопроизвольного прекращения их дегазации. Расход воздуха, который следует дополнительно подать на

аварийные участки после отключения дегазации, предлагается определять расчетным путем из условия предотвращения повышения концентрации метана в исходящих струях и в слоевых скоплениях.

По составляющим газового баланса выемочного участка и расходу воздуха определяют ожидаемую газовую обстановку при изменении режима дегазации или проветривания.

Предложены эмпирические формулы по определению средней по сечению вентиляционной выработки и максимальной концентрации метана в зоне максимального газовыделения из сближенных пластов после отключения дегазации и изменения расхода воздуха.

Эти формулы при составлении плана ликвидации аварии позволяют рассчитать и использовать значения возможных концентраций метана в аварийных ситуациях. Достоверность данных зависимостей не вызывает сомнений. Однако их эмпирический характер ограничивает область использования. Кроме того, по этим формулам нет возможности проследить за динамикой концентрации метана во времени и по выработке. Указанные недостатки могли бы быть в известной мере устранены разработкой и использованием математической модели загазованности горных выработок при изменении дебита метана и расхода в них воздуха, особенно при газодинамических явлениях, представляющих наибольшую опасность.

Об этом свидетельствуют произошедшие в последнее время взрывы, например, на шахте им. А.Ф. Засядько и «Краснолиманской». По-прежнему остаётся актуальным вопрос предотвращения накопления метана в подготовительных выработках, проветриваемых вентиляторами местного проветривания, зависящими от устойчивости их электроснабжения и от состояния гибких вентиляционных труб.

Среди многих проблем особое значение имеет метанонакопление в горных выработках при выбросах. Этот процесс и скорость его перехода до взрывоопасных концентраций метана зависят от вида газодинамического явления и мощности выброса угля и газа.

Особая роль в исследовании взрывов газа и пыли в шахтах принадлежит МакНИИ, ВостНИИ, ИГД им. А.А. Скочинского, НИИГД «Респиратор», а также ведущим вузам бывшего Советского Союза: ДПИ, ДГИ, МГИ и ЛГИ.

Установлено, что особую опасность возникновения взрывов представляют газодинамические явления, такие, как внезапные выбросы породы, угля и газа, прорывы метана, суфляры и другие, при которых происходит быстрая загазованность выработок до взрывоопасных концентраций метана и выше. Газодинамическое явление – сложный процесс, зависящий от многих одновременно действующих факторов, основными из которых являются горное давление, газонасыщенность угольных пластов и физико-механические свойства массива. При этом для каждого газодинамического явления сочетание этих факторов может быть различным и приводить к различной степени проявления.

Отмечены случаи, когда при внезапном выбросе выделяются сотни и даже тысячи кубических метров метана. Это приводит к загазованности многих горных выработок и за пределами аварийного участка, к опрокидыванию вентиляционных потоков и к появлению высоких концентраций метана даже на свежих струях.

Газодинамическое явление трактуется как внезапный выброс в течение короткого промежутка времени (до нескольких десятков секунд), который состоит из нескольких стадий: саморазвивающееся разрушение массива с образованием полости, вынос породы и угля в горную выработку, повышенное, а затем постепенно затухающее газовыделение из образовавшейся полости и из разрушенной массы породы и угля. Не мгновенное газовыделение при выбросах необходимо связывать с десорбцией метана и его молекулярной диффузией в порах и с поверхности частиц угля и породы. В противном случае, если считать, что метан выделяется мгновенно, как и сам выброс, тогда загазованность выработки составляла бы 100 %, и это бы привело к удушью и гибели людей, даже без взрыва, что наблюдается в редких случаях.

По данным МакНИИ и ГВГСС, на 40 угольных шахтах Украины, таких, как шахты им. А.Ф. Засядько, им. А.А. Скочинского, им. М.И. Калинина,

«Комсомолец Донбасса», «Краснолиманская» и других, произошло за 1990...2006 гг. 38 выбросов угля и газа в тупиковых выработках и 27 в лавах [55].

При обработке экспериментальных данных [11] установлена зависимость в виде полинома второй степени (рисунок 2.3):

$$V_M = 28,3G_y - 0,005G_y^2, \quad (2.1)$$

где V_M – объем выделившегося метана, м^3 ;

G_y – масса выброшенного угля, т.

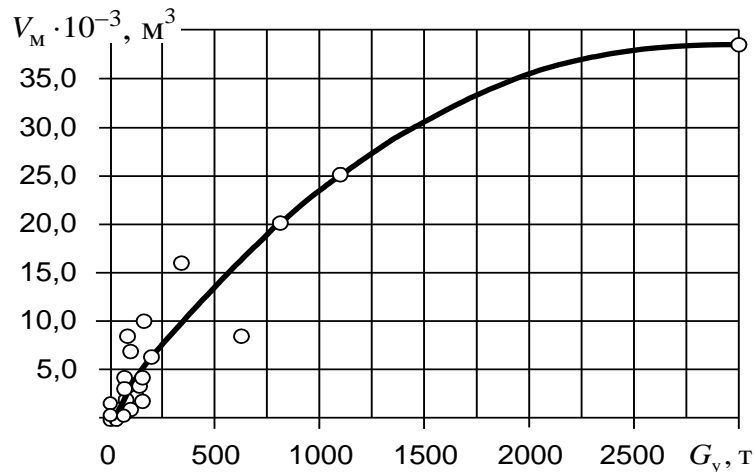


Рисунок 2.3. Зависимость объема выделившегося метана от массы выброшенного угля в тупиковых выработках

При построении линии тренда (см. рисунок 2.3) достигнута высокая достоверность аппроксимации: $R^2 = 0,91$.

При обработке экспериментальных данных для лав также установлена зависимость в виде полинома второй степени (рисунок 2.4):

$$V_M = 25,6G_y - 0,004G_y^2. \quad (2.2)$$

Однако в этом случае достоверность аппроксимации сравнительно невысокая: $R^2 = 0,74$, но этого достаточно для ориентировочной оценки всё-таки

существующей связи между параметрами выброшенного угля и выделившегося метана.

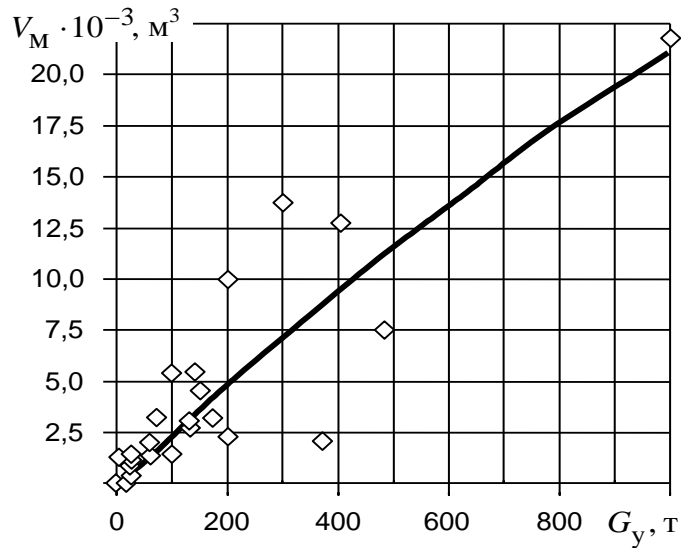


Рисунок 2.4. Зависимость объема выделившегося метана от массы выброшенного угля в лавах

Из анализа данных о газодинамических явлениях следует (см. рисунки 2.3 и 2.4), что при таком большом количестве выбрасываемого угля в лавах и в тупиковых выработках (в основном до 200 т) не только нарушается режим проветривания выработок, но они могут быть полностью запечатаны, а выделившийся метан приведёт к опрокидыванию вентиляционных потоков и к загазованию даже свежих струй воздуха.

В результате выполненных ранее работ сформулированы требования безопасности при разработке пластов, склонных к проявлению газодинамических явлений. Установлено фундаментальное положение о закономерной связи выбросоопасности со степенью метаморфизма угля. Однако закономерности проявления газодинамических явлений и формирования взрывоопасной среды изучены недостаточно. Поэтому необходимо детальное изучение процессов формирования взрывоопасной среды в горных выработках при выбросах породы, угля и газа. Это обосновывает необходимость повышенного внимания к исследованию природы формирования взрывоопасной среды и к разработке мер по предотвращению взрывов метана и угольной пыли.

Таким образом, возникает необходимость постановки и решения следующих задач:

- разработки математической модели формирования взрывоопасной среды, когда в результате внезапного выделения газа резко увеличивается метановыделение и снижается интенсивность проветривания;
- численного решения задачи загазованности и дегазации горных выработок;
- математического моделирования и определения закономерности формирования взрывоопасной среды.

2.2. Математическая модель формирования взрывоопасной среды

Внезапные выбросы угля и газа в тупиковых выработках и лавах, прорывы метана из почвы и внезапные газовыделения при обрушениях кровли в выработанном пространстве резко меняют газовую ситуацию в горных выработках и создают взрывоопасную среду. Для оценки складывающейся и непрерывно меняющейся газовой обстановки на выемочных участках и за их пределами необходима, как уже было отмечено, математическая модель, описывающая закономерности формирования взрывоопасной среды при различных ситуациях [8, 11, 13, 14, 16, 19, 20, 103, 107, 109, 127, 151].

С этой целью использовано уравнение нестационарной конвективной диффузии газа в общем виде:

$$\frac{\partial C}{\partial \tau} + \frac{\partial(uC)}{\partial x} + \frac{\partial(vC)}{\partial y} + \frac{\partial(wC)}{\partial z} = \frac{\partial}{\partial x} \left(D_x \frac{\partial C}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(D_y \frac{\partial C}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(D_z \frac{\partial C}{\partial z} \right), \quad (2.3)$$

где C – объемная доля метана, %;

τ – время с момента нарушения режима вентиляции или дегазации, с;

u, v, w – проекции скорости воздуха на оси координат, м/с;

x, y, z – продольная, вертикальная и поперечная координаты в горной выработке, м;

D_x, D_y, D_z – коэффициенты турбулентной диффузии газа в направлении соответствующих координат, м²/с.

В каждой выработке выемочного участка предположим, что ось x идет вдоль оси движения воздуха, ось y – от кровли к почве, а ось z – от середины сечения выработки к одной из боковых стенок. Поскольку кровля и почва выработки, а также её боковая стенка со стороны нетронутого массива воздухонепроницаемые, а с другой стороны, где выработанное пространство, имеются утечки воздуха, примем:

$$v \Big|_{y=0} = v \Big|_{y=h} = w \Big|_{z=b/2} = 0; \quad w \Big|_{z=b/2} = w_y, \quad (2.4)$$

где h – высота выработки, м;

b – ширина выработки, м;

w_y – скорость утечек воздуха (положительная, если утечки направлены в сторону выработанного пространства, и отрицательная, если их направление противоположное), м/с.

Зададим значение диффузионного потока метана на кровле и почве выработок в декартовой системе координат:

$$\left(D_y \frac{\partial C}{\partial y} \right)_{y=0} = -j_k; \quad \left(D_y \frac{\partial C}{\partial y} \right)_{y=h} = j_{\Pi}, \quad (2.5)$$

а также значение диффузионного потока на боковой стенке, где имеется обнажённая поверхность разрабатываемого пласта:

$$\left(D_z \frac{\partial C}{\partial z} \right)_{z=-b/2} = -j_{\Pi\Pi}, \quad (2.6)$$

где j_k – скорость газовыделения из кровли, м/с;

$j_{\text{п}}$ – скорость газовыделения из почвы, м/с;

$j_{\text{пл}}$ – скорость газовыделения из разрабатываемого пласта, м/с.

Зададим ещё скорость газовыделения в местах примыкания выработки к выработанному пространству или в местах выброса газа:

$$(wC) \Big|_{z=b/2} = j_{\text{в}}, \quad (2.7)$$

где $j_{\text{в}}$ – скорость газовыделения из выработанного пространства при прорыве метана или при выбросе угля, м/с.

Так как при рассмотрении общей загазованности выработок представляет интерес средняя по поперечному сечению концентрация метана, то её можно представить в виде двойного интеграла:

$$\tilde{C}(x, \tau) = \frac{1}{bh} \int_0^h \int_{-b/2}^{b/2} C(x, y, z, \tau) dy dz. \quad (2.8)$$

Принимая вертикальную составляющую скорости воздуха равной нулю ($v = 0$) и интегрируя уравнение (2.3) дважды по y и z , получим

$$\begin{aligned} & \frac{\partial \tilde{C}}{\partial \tau} + \frac{\partial (u\tilde{C})}{\partial x} + \frac{1}{b} \left[\frac{1}{h} \int_0^h (wC) \Big|_{-b/2}^{b/2} dy \right] \frac{\partial (wC)}{\partial z} = \\ & = \frac{\partial}{\partial x} \left(D_x \frac{\partial \tilde{C}}{\partial x} \right) + \frac{1}{h} \left[\frac{1}{b} \frac{\partial}{\partial y} \int \left(D_y \frac{\partial C}{\partial y} \right) \Big|_0^h dz \right] + \frac{1}{b} \left[\frac{1}{h} \left(D_z \frac{\partial C}{\partial z} \right) \Big|_{-b/2}^{b/2} dy \right]. \end{aligned} \quad (2.9)$$

Анализ полученного уравнения (2.9) показывает, что второе и третье слагаемые, стоящие в левой его части, представляют собой конвективные потоки, а в правой части уравнения описаны диффузионные потоки газа,

заданные на стенках выработки граничными условиями (2.4) – (2.7). Поэтому сумма всех интегралов в уравнении (2.9), перенесенных в правую часть, представляет собой в общем виде функцию

$$i(x, \tau) = \frac{1}{b}(j_{\text{пл}} + j_{\text{в}}) + \frac{1}{h}(j_k + j_{\text{п}}). \quad (2.10)$$

Эта функция i , $\text{м}^3/(\text{с} \cdot \text{м}^3)$, является суммарной функцией всех источников газовыделения в единице объёма выработки. В таком случае уравнение (2.9) переноса газа в одном направлении принимает вид

$$\frac{\partial C}{\partial \tau} + \frac{\partial(uC)}{\partial x} = \frac{\partial}{\partial x} \left(D_x \frac{\partial C}{\partial x} \right) + i(x, \tau). \quad (2.11)$$

При нормальных условиях режим вентиляции должен быть таким, чтобы с учётом всех источников газовыделения доля метана не превышала допустимых правилами безопасности норм. Однако при внезапном выделении возникает дополнительный источник метана.

Как известно [51], процесс внезапного выброса осуществляется за счёт энергии выделившегося метана, однако при этом участвует не весь сорбированный метан, а только та его часть, которая содержится в свободном состоянии и способна к быстрому выделению. Это связано с тем, что в угле почти весь метан ещё находится в абсорбированном (жидком) состоянии. Поэтому, как ни дробил уголь, десорбция из него метана может занимать определённое время [95]. Скорость перехода метана из негазообразного состояния значительно меньше, чем скорость взрыва химических веществ. Это подтверждается ещё и тем, что разрушения вблизи места выброса весьма незначительны и часть крепи остаётся неразрушенной. Кроме того, при внезапном выбросе газ выделяется не моментально, а в течение какого-то

промежутка времени. Отмечается [51], что при выбросах характерна сортировка угля по фракционному составу: ближе к месту выброса и в нижней части выброшенной массы располагается кусковатый уголь, а выше и дальше – более мелкие фракции. Кроме того, газ выносит пылевидный уголь – «пылевидную муку». Количество выброшенного угля, как показано, различных фракций в сотни и тысячи тонн забивает выработки на несколько десятков метров, а иногда и более, на сотни метров. Перед выбросом угольный забой как бы выпирает вперед, осыпаются отдельные куски угля, наблюдается его шелушение и даже некоторая вибрация поверхности угля. После таких предупредительных признаков уголь выбрасывается из массива, причём его движение сначала медленное. Нередко горнорабочие спасались, убегая из выработки в тот момент, когда забой стал двигаться на них.

Как установлено, в угольных пластах нет больших объемов свободного метана. Так, перед вскрытием одного из наиболее выбросоопасных пластов на одной из шахт Донбасса, в шпурах, пробуренных по пласту, почти не было обнаружено свободного метана. Однако при вскрытии пласта произошёл большой выброс с выделением метана до 1000 м^3 .

Таким образом, интенсивность газовыделения связана с процессами десорбции, переходом газа из связанного в свободное состояние. При этом, чем меньше частицы угля, тем быстрее должен происходить вынос метана.

Рассматривая процессы истечения метана из частиц угля различных фракций, можно получить аналитическую зависимость для определения объема выделившегося метана [95]:

$$V_M(\tau) = V'_M \left[1 - \frac{1}{\delta - \mu} \left\{ \delta \exp(-\mu\tau) - \mu \exp(-\delta\tau) \right\} \right], \quad (2.12)$$

где V'_M – общий объем выделившегося метана, м^3 ;

δ – коэффициент массоотдачи, связанный с молекулярной диффузией газа в порах, 1/с;

μ – коэффициент десорбции метана из угля, 1/с.

Установлено, что коэффициент массоотдачи зависит от размеров частиц и его определяют по формуле [95]

$$\delta = 6D/r^2, \quad (2.13)$$

где D – коэффициент молекулярной диффузии газа, м²/с;

r – радиус частиц угля, м.

Как установлено наблюдениями в натуральных условиях, уголь при выбросе измельчается до пыли, поэтому параметр δ будет намного превышать параметр μ , то есть $\delta \gg \mu$. Это позволяет упростить формулу (2.12) и представить её в виде

$$V_M(\tau) = V'_M \left[1 - \exp(-\mu\tau) \right]. \quad (2.14)$$

В этом случае, дифференцируя формулу (2.14) по времени τ , представим функцию скорости газовыделения из угля на протяжении от x_1 до x_2 зоны выброса в виде

$$i(\tau) = \frac{\mu V'_M}{S(x_2 - x_1)} \exp(-\mu\tau). \quad (2.15)$$

В качестве граничных и начального условий для уравнения (2.11), описывающего процессы, которые происходят в сквозной выработке, можно принять:

$$C(0, \tau) = C_0; \quad C(\infty, \tau) = C_0; \quad C(x, 0) = C_0, \quad (2.16)$$

где C_0 – объемная доля метана в выработке до выброса, %.

Для тупиковой выработки изменится лишь левое граничное условие и примет вид

$$\frac{\partial C(0, \tau)}{\partial x} = 0. \quad (2.17)$$

При внезапных прорывах метана начальное условие можно представить в виде

$$C(x, 0) = \begin{cases} C_0, & 0 < x < x_1; \\ C_1, & x_1 < x < x_2; \\ C_0 & x_2 < x < \infty, \end{cases} \quad (2.18)$$

где C_1 – объемная доля метана в потоке воздуха при его внезапном выделении, %.

Представим уравнение (2.11) в конечных разностях:

$$\frac{\Delta C}{\Delta \tau} + \frac{\Delta(uC)}{\Delta x} = \frac{\Delta}{\Delta x} \left(D_x \frac{\Delta C}{\Delta x} \right) + i(x, \tau). \quad (2.19)$$

Применим численный метод решения уравнения (2.19) при постоянных значениях параметров u и D_x и получим

$$\frac{C_m^{n+1} - C_m^n}{\Delta \tau} + u \frac{C_m^n - C_{m-1}^n}{\Delta x} = \frac{C_{m-1}^n - 2C_m^n + C_{m+1}^n}{\Delta x^2} + i(x_m, \tau_{II}), \quad (2.20)$$

где Δx – шаг по длине выработки, м;

$\Delta \tau$ – шаг по времени, с.

Индекс m относится к узлу сетки на координате x , а индекс n – к узлу сетки на координате времени.

Разрешая уравнение (2.20) относительно концентрации метана на новом временном слое, получим

$$C_m^{n+1} = C_m^n + \frac{u\Delta\tau}{\Delta x} (C_{m-1}^n - C_m^n) + \frac{D_x\Delta\tau}{\Delta x^2} (C_{m-1}^n - 2C_m^n + C_{m+1}^n) + i(x_m, \tau_{\Pi})\Delta\tau. \quad (2.21)$$

Введём в рассмотрение критерии моделирования процесса переноса метана $Cu = \frac{u\Delta\tau}{\Delta x}$ – число Куранта [207] и $Fo = \frac{D\Delta\tau}{\Delta x^2}$ – диффузионное число Фурье.

Тогда уравнение (2.21) примет критериальный вид:

$$C_m^{n+1} = (Cu + Fo)C_{m-1}^n + (1 - Cu - 2Fo)C_m^n + FoC_{m+1}^n + i(x_m, \tau_{\Pi})\Delta\tau. \quad (2.22)$$

Функция источника газовыделения на отрезке $(x_2...x_1)$ согласно выражению (2.15) в конечных разностях примет вид

$$i(\tau_{\Pi})\Delta\tau = \frac{\mu\Delta\tau V'_M}{S(x_2 - x_1)} \exp(-\mu\Delta\tau n), \quad (2.23)$$

где n – количество шагов по времени.

Установлено [95], что при радиусе частиц угля $r = 0,002$ м из него за время $\tau = 10^5$ с выделится 80 % метана. В этом случае показатель степени у экспоненты (2.15) будет равен $\mu\tau = 1,6$. Поток метана с поверхности частиц угля в единице объёма равен

$$\mu = v \frac{4\pi r_{\Pi}}{4\pi r_{\Pi} / 3} = 3v / r, \quad (2.24)$$

где v – скорость десорбции метана, м/с;

r_{Π} – приведенный радиус частиц угля, м.

Это даёт возможность, зная, что при радиусе частиц $r = 0,002$ м основное выделение метана (80 %) длится $\tau = 10^5$ с, определить скорость десорбции v , м/с:

$$v = 1,6 \frac{r}{3\tau} \approx 10^{-8}.$$

Условием устойчивости расчётной схемы (2.22) является требование

$$Cu + 2Fo < 1.$$

С.П. Греков, А.Е. Калюсский коэффициент турбулентной диффузии связывают со скоростью движения воздуха. Примем согласно этой работе коэффициент турбулентной диффузии равным

$$D_x = 4,43(ud)^{2/3}, \quad (2.25)$$

где 4,43 – размерный коэффициент, $\text{м}^{2/3}/\text{с}^{1/3}$;

d – приведенный диаметр выработки, м.

На рисунке 2.5 изображена кривая зависимости (2.25) и линия тренда в виде линейной функции

$$D_x = 0,3 + 3ud. \quad (2.26)$$

Достоверность такой аппроксимации $r_{\text{п}} = 0,95$. Поэтому более удобно пользоваться линейной зависимостью (2.26) ввиду того, что коэффициент диффузии и при отсутствии скорости воздуха не обращается в нуль, так как существуют газовыделения и хаотические тепловые потоки.

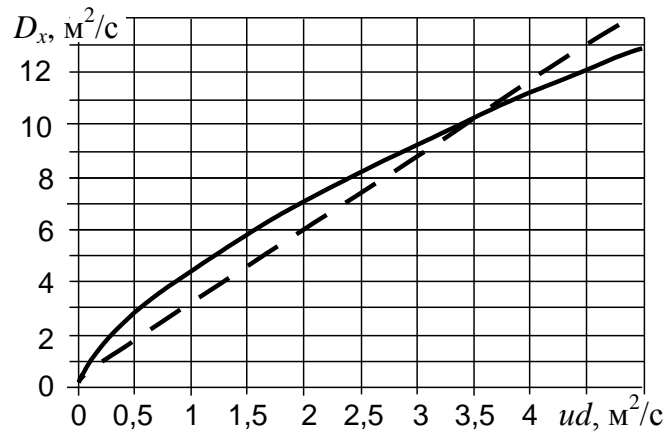


Рисунок 2.5. Результаты сравнения степенной (сплошная линия) и линейной зависимости (штриховая линия) коэффициента турбулентной диффузии от параметра ud

Задав шаг по длине выработки Δx , можно из условия устойчивости счёта (2.24) и (2.26) определить шаг по времени, приняв $d = \sqrt{S}$, при численном моделировании газодинамических процессов:

$$\Delta\tau = \frac{0,9\Delta x}{u + 2(0,3 + 3u\sqrt{S})/\Delta x}. \quad (2.27)$$

На основании предложенной расчётной схемы (2.21) с разными направлениями движения потока разработана программа моделирования формирования взрывоопасной среды при различных газодинамических явлениях.

2.3. Моделирование процессов образования взрывоопасной среды

В качестве примера моделирования формирования взрывоопасной среды рассмотрим выемочный участок с прямоточной схемой проветривания на массив угля (рисунок 2.6).

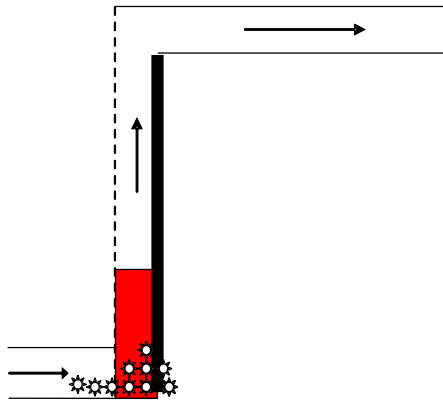


Рисунок 2.6. Схема выемочного участка с прямоточной схемой проветривания на массив угля при выбросе породы, угля и метана в нижней части лавы

• Допустим, что произошёл выброс угля и газа в нижней части лавы, в результате чего поперечное сечение лавы и конвейерной выработки уменьшилось и скорость воздуха упала до $u = 0,5$ м/с. Пусть в результате выброса 100 т угля из него выделится согласно формуле (2.2) метан общим объёмом $V'_M = 2500$ м³. При такой массе выброшенного угля дальность его отбрасывания сравнительно невелика и равна $x_2 \dots x_1 = 8 \dots 12$ м [69]. Тогда при площади сечения лавы 5 м² можно, согласно выражению (2.23), принять

$$\bar{V}'_M = \frac{V'_M}{S(x_2 - x_1)} = 50.$$

Задавая шаг по длине выработок $\Delta x = 10$ м, найдём согласно уравнению (2.27) шаг по времени: $\Delta t \approx 7$.

Экспериментальные исследования на многих шахтах Донбасса [128] дали возможность установить энергоёмкость разрушения углей при внезапных выбросах угля и газа. При этом пробы из разрушенной массы угля при выбросах отбирали по стандартной методике опробования сыпучих материалов. Разрушенный при выбросах уголь подвергался анализу с разделением частиц на 12 – 14 фракций на ситах. Характерным признаком внезапных выбросов является наличие в выработках «бешеной муки», которая представляет собой осевшую угольную пыль. Дисперсионный анализ проб «бешеной муки» показал, что она на одну треть состоит из частиц диаметром менее 0,00008 м, причём в

такой угольной пыли присутствует некоторое количество и крупных частиц размером до 0,007 м.

Сравнение данных о степени разрушения угля при внезапных выбросах и просто при механическом его разрушении показало [128], что концентрация пылевидных частиц угля в пробах в обоих случаях вполне сопоставима. Тем самым опровергнуто укоренившееся мнение о том, что внезапные выбросы характеризуются образованием большого количества «бешеной муки». Общая практика диспергирования углей при внезапных выбросах указывает на довольно частые случаи почти отсутствия образования «бешеной муки». Кроме того, не подтверждено предположение о том, что с увеличением массы выброшенного угля увеличивается степень его диспергирования.

Тщательный анализ данных [128] приведенных средних радиусов частиц угля при внезапных выбросах показал, что радиус находится в довольно узком пределе (0,0001...0,0003 м). При этом лишь в трёх случаях из 34 выбросов в лавах, штреках, квершлагах, уклонах этот радиус равнялся 0,0004...0,0007 м.

Поэтому примем для данного примера $r = 0,0002$ м. Тогда параметр равен

$$\mu\Delta\tau = \frac{3\nu}{r} \Delta\tau = 0,0011.$$

В результате в данном примере при числах Куранта $Cu = 0,63$ и Фурье $Fo = 0,135$ с учётом вида функции газовыделения (2.23) уравнение (2.22) примет удобный для моделирования вид

$$C_m^{n+1} = 0,765C_{m-1}^n + 0,1C_m^n + 0,135C_{m+1}^n + 0,055\exp(-0,0011n). \quad (2.28)$$

На рисунке 2.7 приведены результаты моделирования формирования взрывоопасной среды в лаве и за её пределами после выброса, где отрезок длиной 100...300 м означает длину лавы.

Как показывают результаты моделирования, взрыв в лаве может произойти сразу же после выброса, если имеется источник воспламенения, или взрыв возникнет уже в уклоне, и мгновенное горение распространится обратно в

лаву. В этом случае взрыв будет мощным, поскольку, как видно на рисунке 2.7, длина зоны с долей метана 10...12 % равна почти 900 м.

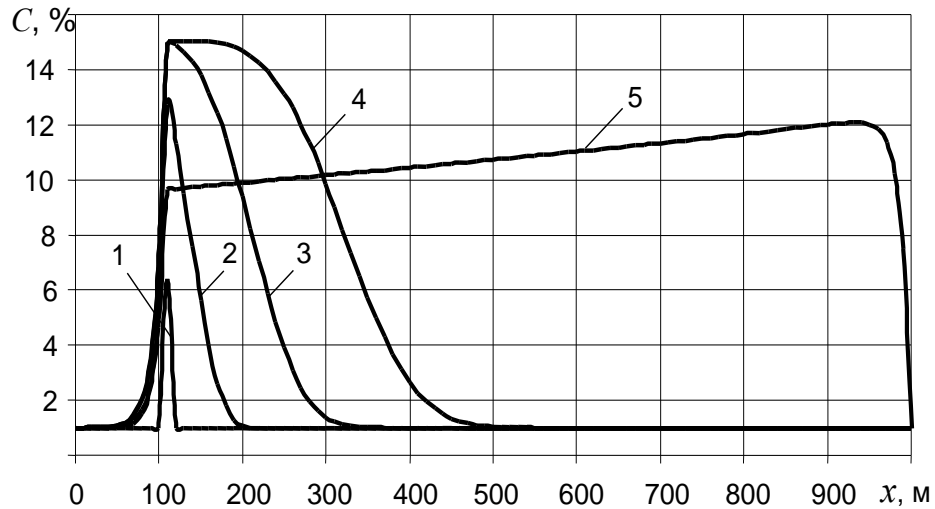


Рисунок 2.7. Формирование объемной доли метана в лаве и за её пределами через различное время после выброса:

1 – $\tau = 7$ с; 2 – 1,2 мин; 3 – 3,7 мин; 4 – 7,3 мин; 5 – 61 мин

Рассмотрим случай прорыва метана из почвы выработанного пространства этой же лавы, когда расход воздуха не сокращается и скорость его равна 2 м/с. Будем предполагать, что прорыв метана в лаву произошёл в средней её части на участке $x_2 - x_1 = 60$ м. В этой части лавы в результате прорыва метана мгновенно образовалась смесь с утечками воздуха и объемная доля метана составила 20 %. В связи с этим скорость газовыделения принята равной 0.

При шаге по длине выработок $\Delta x = 30$ м шаг по времени согласно уравнению (2.27) будет равен $\Delta \tau \approx 10$.

В данном примере при числах Куранта $Cu = 0,64$ и Фурье $Fo = 0,13$ и отсутствии функции газовыделения (2.23) уравнение (2.22) примет удобный для моделирования вид

$$C_m^{n+1} = 0,77C_{m-1}^n + 0,1C_m^n + 0,13C_{m+1}^n. \quad (2.29)$$

На рисунке 2.8 приведены с использованием зависимости (2.29) результаты моделирования формирования взрывоопасной среды в лаве и за её пределами после прорыва метана из почвы выработанного пространства.

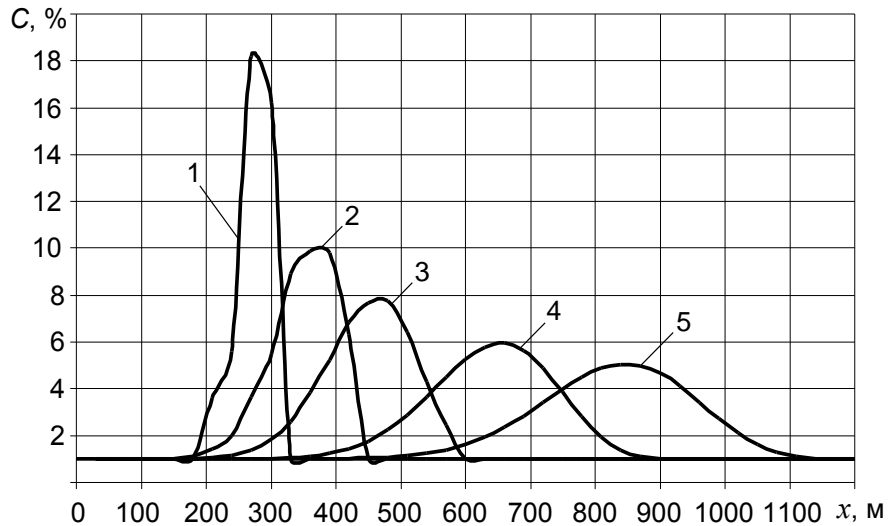


Рисунок 2.8. Формирование объемной доли метана в лаве и за её пределами через различное время после его прорыва:

1 – $\tau = 10$ с; 2 – 48 с; 3 – 1,6 мин; 4 – 3,2 мин; 5 – 4,8 мин

Как видно по данным результатов моделирования на рисунке 2.8, уже через 10 с в лаве образуется взрывоопасная объемная доля метана на протяжении 100 м, которая способна вызвать мощный взрыв. Это же может произойти и в вентиляционной выработке спустя 1 мин. Далее газовое облако будет рассеиваться и через 5 мин после прорыва метана его концентрация в уклоне станет меньше нижнего предела взрываемости.

• **Рассмотрим ещё один случай** формирования взрывоопасной среды в тупиковой выработке при внезапном выбросе породы, угля и газа (рисунок 2.9).

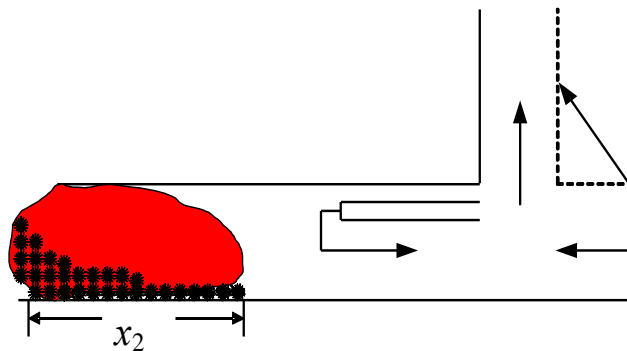


Рисунок 2.9. Схема тупиковой выработки после выброса породы, угля и газа

Пусть из забоя выработки было выброшено 10 т угля. Согласно зависимости (2.1) общий объём выделившегося метана будет равен 282 м^3 . По данным экспериментальных исследований [69], дальность распространения выброшенной угольной массы не превышает 10 м, когда масса выброшенного угля достигает 100 т. Поэтому при площади поперечного сечения тупиковой выработки $S = 11 \text{ м}^2$ примем $\bar{V}'_M = \frac{V'_M}{S(x_2 - x_1)} \approx 2,5$.

Будем считать, что выброс привёл к прекращению проветривания тупиковой выработки. Тогда, принимая шаг по длине выработок $\Delta x = 10 \text{ м}$, определяем согласно уравнению (2.27) шаг по времени $\Delta \tau = 150$.

Примем для данного примера средневзвешенный радиус частиц угля равным $0,0001 \text{ м}$. Тогда параметр $\mu \Delta \tau$ равен $\mu \Delta \tau = \frac{3v}{r} \Delta \tau = 0,045$.

В результате в данном примере при числах Куранта $Cu = 0$ и Фурье $Fo = 0,45$ с учётом вида функции газовыделения (2.23) уравнение (2.22) примет удобный для моделирования вид

$$C_m^{n+1} = 0,45C_{m-1}^n + 0,1C_m^n + 0,45C_{m+1}^n + 0,112 \exp(-0,045n). \quad (2.30)$$

На рисунке 2.10 приведены результаты моделирования формирования взрывоопасной среды в тупиковой выработке после выброса и прекращения проветривания [10]. Анализ результатов этого моделирования для выработки длиной 500 м показывает, что, несмотря на небольшую массу выброшенного угля (всего 10 т), общий объём метана 282 м^3 . Это приводит к образованию взрывоопасной концентрации метана не сразу, а приблизительно через полчаса на расстоянии 25 м, а затем через 12 ч уже на расстоянии 225 м, что может привести к мощному взрыву.

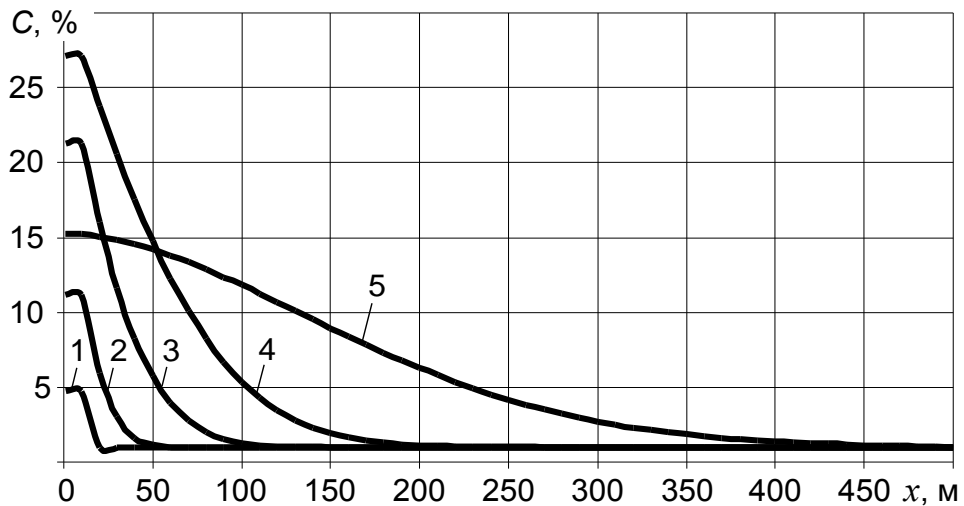


Рисунок 2.10. Объемная доля метана в тупиковой выработке через различное время после выброса:
1 – $\tau = 2,5$ мин; 2 – 25 мин; 3 – 50 мин; 4 – 2,5 ч; 5 – 12,5 ч

Таким образом, исследование формирования взрывоопасной среды при выбросах угля и газа, а также при прорывах метана наглядно показало, что основную опасность представляет не гибель людей от удушья, а гибель в случае взрыва при образовании взрывоопасной концентрации метана, которая длительно удерживается и постепенно распространяется на большие расстояния.

2.4. Выводы

1. Установлена по экспериментальным данным эмпирическая зависимость объема выделившегося метана от массы выброшенного угля в лавах и в тупиковых выработках (при газоносности пластов $25 - 28 \text{ м}^3/\text{т}$) шахт Донбасса. При значительном количестве выбрасываемого угля (порядка 200 т) не только нарушается режим проветривания выработок, но они могут быть полностью запечатаны, а выделившийся метан приводит к опрокидыванию вентиляционных потоков и к загазованию даже свежих струй воздуха.

2. Получена аналитическая зависимость скорости газовыделения из частиц выброшенного угля от радиуса частиц при десорбции метана. Предложенная

функция интенсивности источника газовыделения из частиц угля совместно с уравнением турбулентного массопереноса метана по горным выработкам позволили получить численное решение задачи формирования взрывоопасной среды при выбросах угля и газа в лаве и тупиковой выработке.

3. Установлено при математическом моделировании, что взрывоопасная среда, даже при небольшом выбросе в лаве, формируется на протяжении порядка 900 м и сохраняется около часа. В случае выброса угля в тупиковой выработке в количестве всего 10 т и общем объеме метана 280 м^3 при нарушенном проветривании взрывоопасные концентрации последнего сохраняются в горных выработках на протяжении около 200 м в течение более 10 ч.

4. Установлено, что в случае прорыва метана и кратковременного действия источника газовыделения при нормальном проветривании уже через короткое время в лаве образуется взрывоопасная концентрация, которая может распространяться на расстояние до 1000 м.

5. Предложенная математическая модель и ее численный вид решения процесса загазования горных выработок при внезапных выбросах угля и прорывах метана подтверждена натурными наблюдениями и материалами по расследованию аварий, что позволяет с достаточной достоверностью использовать полученные зависимости при прогнозах аварийных ситуаций.

6. Разработаны алгоритм и программа расчета загазования горных выработок до взрывоопасных концентраций метана при заданной мощности места расположения и времени действия выбросов или прорывов метана.

РАЗДЕЛ 3
ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ
ФОРМИРОВАНИЯ И РАСПРОСТРАНЕНИЯ ВОЗДУШНЫХ УДАРНЫХ
ВОЛН ПРИ ВЗРЫВАХ МЕТАНОПЫЛЕВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ
В СЕТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

3.1. Математическая модель процессов формирования и распространения
воздушных ударных волн

Существующие методики расчёта параметров воздушных ударных волн при взрывах газа и пыли в горных выработках основаны на статическом методе, исходящем из кратковременного характера действия избыточного давления. В данном случае считается, что можно рассматривать стационарную ударную волну с её затуханием по экспоненте на прямолинейных участках выработки, а в местах сопряжений выработок с различными коэффициентами отношения избыточных давлений до и после преодоления препятствий.

Современная угольная шахта представляет собой сложный технологический объект с разветвлённой сетью отработанных и действующих горных выработок большой протяжённости, в различных местах которых установлены вентиляционные перемычки для разделения свежих и отработанных вентиляционных струй. Поэтому очевидна несостоятельность существующих методик расчёта параметров воздушных ударных волн. Впервые газодинамический подход, основанный на численном методе решения уравнений нестационарной газовой динамики, описывающих пространственное формирование и распространение воздушных ударных волн, использован в работах С.К. Совенко [184] и А.А. Гурина. Однако предложенный газодинамический метод носит иллюстративный характер и полученные результаты требуют дальнейшего уточнения и сравнения с экспериментальными данными.

Для расчёта параметров формирования воздушных ударных волн при взрывах метана, их распространения и отражения в сети горных выработок необходимо разработать такую математическую модель, которая учитывала бы нестационарные процессы переноса газов со сверхзвуковыми скоростями не только на прямолинейных участках горных выработок, но также в местах сопряжения выработок друг с другом. При этом необходимо ещё учитывать не только аэродинамические сопротивления по пути движения вентиляционных потоков, но также и местные сопротивления в виде сужений или расширений выработок, их поворотов и разных типов перемычек, их устойчивости или разрушений в зависимости от избыточного давления и времени существования.

На рисунке 3.1 представлена схема горных выработок, включающая в себя выемочный участок и уклонное поле.

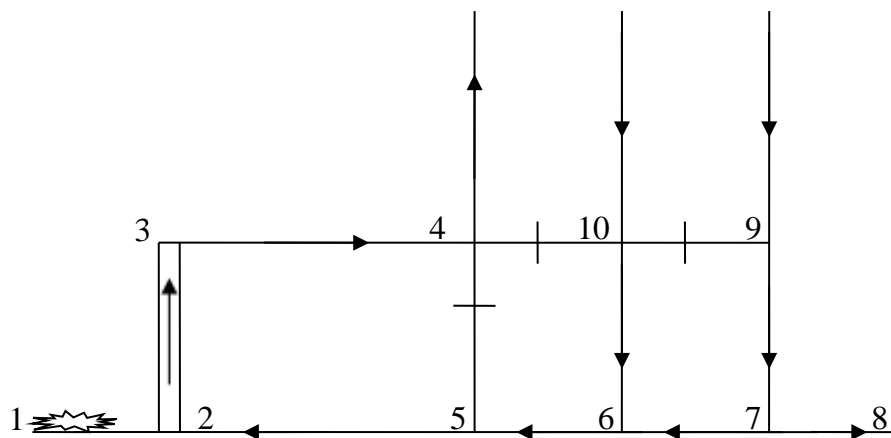


Рисунок 3.1. Схема выемочного участка в уклонном поле при взрыве метана в тупиковой подготовительной выработке: 1 – 10 – узлы

Стрелками на схеме указано направление движения воздуха до взрыва. Взрыв метана может произойти в подготовительной выработке 1 – 2, в лаве 2 – 3 или в вентиляционной выработке 3 – 4, а также в выработанном пространстве вблизи узла 4. В результате взрыва воздушная ударная волна будет распространяться как по лаве 2 – 3 и вентиляционной выработке, так и по конвейерной выработке 2 – 5, опрокидывая вентиляционный поток и отражаясь

от забоя подготовительной выработки 7 – 8, разрушая, а возможно и нет, вентиляционные переемычки в выработках 4 – 5, 4 – 10, 9 – 10 и т.д.

Для корректной постановки задачи переноса газов в сети выработок будем использовать двумерный подход. Поскольку газы при больших скоростях сжимаются, используем сокращенные уравнения, описывающие их течение, что удобно для изложения и оценки численных схем решения. Сокращённая запись уравнений течения газов может быть следующей [3, 81, 122, 126, 175]:

$$\frac{\partial U}{\partial \tau} + \frac{\partial F}{\partial x} + \frac{\partial G}{\partial y} = 0. \quad (3.1)$$

Здесь функции U , F , G представляют собой упорядоченные наборы основных переменных и выглядят таким образом:

$$U = \begin{Bmatrix} \rho \\ \rho u \\ \rho v \\ E \end{Bmatrix}; \quad F = \begin{Bmatrix} \rho u \\ P + \rho u^2 \\ \rho u v \\ u(E + P) \end{Bmatrix}; \quad G = \begin{Bmatrix} \rho v \\ \rho u v \\ P + \rho v^2 \\ v(E + P) \end{Bmatrix}, \quad (3.2)$$

где ρ – плотность газовой смеси, кг/м³;

u – продольная составляющая скорости смеси газов вдоль оси выработки, м/с;

v – поперечная составляющая скорости смеси газов, м/с;

P – давление, Па;

E – полная энергия потока газов, Па;

τ – время, с;

x – координата, направленная вдоль оси выработки, м;

y – координата, направленная перпендикулярно к стенкам выработки, м.

Полная энергия потока газов представляет собой сумму тепловой и кинетической энергий:

$$E = c_v \rho T + \rho \frac{u^2 + v^2}{2}, \quad (3.3)$$

где c_v – удельная теплоёмкость газов при постоянном объёме, Дж/(кг·К);

T – температура смеси газов, К.

В свою очередь известно, что температура связана с плотностью и давлением газов:

$$P = \rho B T, \quad (3.4)$$

где B – газовая постоянная, Дж/(кг·К).

При рассмотрении течения смеси газов в каждой выработке вентиляционной сети проще перейти от двумерной задачи к одномерной, формируя в линию каждый элемент сети, как это используют в шахтной аэрологии. С этой целью проинтегрируем уравнение (3.1) по поперечному сечению выработки и получим

$$\frac{\partial US}{\partial \tau} + \frac{\partial FS}{\partial x} + (G_1 S_1 - G_2 S_2) / b = 0, \quad (3.5)$$

где S – площадь поперечного сечения выработки, м²;

S_1, S_2 – площади сечений поперечных потоков газов, поступающих в выработку и исходящих из нее, м²;

b – ширина выработки, м.

Здесь G_1 и G_2 представляют собой значения функций соответственно на левой и правой границах выработки. Очевидно, интеграл от производной функции имеет вид

$$\int \frac{\partial G}{\partial y} dS = \iint \frac{\partial G}{\partial y} dy dz = (G_1 S_1 - G_2 S_2) / b, \quad (3.6)$$

где z – координата по высоте выработки, м.

В результате для одномерного течения газов вместо четырёх получим три уравнения, где матрицы (3.2) примут вид

$$U = \begin{Bmatrix} \rho \\ \rho u \\ E \end{Bmatrix}; F = \begin{Bmatrix} \rho u \\ (P + \rho u^2) \\ u(E + P) \end{Bmatrix}; G_1 - G_2 = \begin{Bmatrix} (\rho v)_1 - (\rho v)_2 \\ (\rho u v)_1 - (\rho u v)_2 \\ [v(E + P)]_1 - [v(E + P)]_2 \end{Bmatrix}. \quad (3.7)$$

Анализ элементов третьей матрицы (3.7) показывает, что в первой строчке присутствуют функции притоков или оттоков массы газов, во второй строчке – приток или отток количества движения за счёт трения о боковые стенки выработки, а в третьей строчке – приток или отток внутренней энергии от стенок.

Будем считать, что в выработках вне сопряжений боковой обмен масс отсутствует: $(\rho v)_1 - (\rho v)_2 = 0$, а наличие пульсаций поперечной скорости у стенок выработки приводит к возникновению сил трения. Тогда можно принять во второй строчке третьей матрицы поперечные пульсации пропорциональными продольной скорости и записать

$$(\rho u v)_1 - (\rho u v)_2 = \frac{k_{\text{тр}}}{2} \rho u |u|, \quad (3.8)$$

где $k_{\text{тр}}$ – коэффициент пропорциональности или коэффициент трения газов о стенки выработки.

Наличие поперечных пульсаций скорости приводит к возникновению теплообмена потока газов со стенками выработки, в результате чего можно третью строчку третьей матрицы представить таким образом:

$$[(E + P)v]_1 - [(E + P)v]_2 = -4a_T(T_0 - T), \quad (3.9)$$

где α_T – коэффициент пропорциональности или коэффициент теплообмена, Па·м/(с·К);

T_0 – температура стенок выработки, К.

Используя матрицы (3.7) и выражения (3.8) и (3.9), вместо одного уравнения (3.5) получим при $b \approx 4S/\Pi$ систему уравнений для описания одномерных течений газов с образованием ударных волн:

$$\begin{cases} \frac{\partial \rho S}{\partial \tau} + \frac{\partial(\rho u S)}{\partial x} = 0; \\ \frac{\partial(\rho u S)}{\partial \tau} + \frac{\partial[(P + \rho u^2)S]}{\partial x} = -\frac{k_{\text{тр}}\Pi}{8} \rho u |u|; \\ \frac{\partial(ES)}{\partial \tau} + \frac{\partial[(P + E)uS]}{\partial x} = \alpha_T \Pi (T_0 - T), \end{cases} \quad (3.10)$$

где Π – периметр выработки, м.

При этом внутреннюю энергию газов в соответствии с уравнением (3.4) определяют по формуле

$$E = \frac{c_v}{B} P + \frac{\rho u^2}{2}. \quad (3.11)$$

Газовая постоянная выражается через удельные теплоёмкости газов:

$$B = c_p - c_v, \quad (3.12)$$

где c_p – удельная теплоёмкость при постоянном давлении, Дж/(кг·К).

Так как отношение теплоёмкостей заранее известно (для воздуха $\gamma = c_p/c_v = 1,4$), то формула (3.11) примет вид

$$E = \frac{1}{\gamma - 1} P + \frac{\rho u^2}{2}, \quad (3.13)$$

где $\gamma = c_p/c_v$ – отношение теплоёмкостей газов.

Таким образом, система уравнений (3.10) позволяет определить плотность, скорость и внутреннюю энергию газов в каждой выработке, после чего с использованием (3.13) можно вычислить давление по формуле

$$P = (\gamma - 1) \left(E - \frac{\rho u^2}{2} \right) \quad (3.14)$$

и каждый раз подставлять это значение во вторую и третью формулу системы (3.10).

При расчётах удобно пользоваться относительными значениями плотности газов, давления, температуры и скорости движения газов:

$$\bar{\rho} = \rho/\rho_0; \quad \bar{P} = P/P_0; \quad \bar{T} = T/T_0; \quad \bar{u} = u/c, \quad (3.15)$$

где c – скорость, равная 290 м/с, близкая к скорости звука при нормальных условиях, м/с.

Остальные обозначения с нулевым индексом – это параметры при нормальных условиях. Вводя безразмерные параметры, представим систему уравнений (3.10) в виде

$$\begin{cases} \frac{\partial \bar{\rho}}{\partial \tau} + c \frac{\partial (\bar{\rho} \bar{u})}{\partial x} = 0; \\ \frac{\partial (\bar{\rho} \bar{u})}{\partial \tau} + c \frac{\partial (\bar{P} + \bar{\rho} \bar{u}^2)}{\partial x} = -\frac{k_{\text{тр}} \text{Пс}}{8S} \bar{\rho} \bar{u} \left| \bar{u} \right|; \\ \frac{\partial (\bar{E})}{\partial \tau} + c \frac{\partial [(\bar{E} + \bar{P}) \bar{u}]}{\partial x} = \frac{\alpha \Pi}{\rho_0 B S} (1 - \bar{P}/\bar{\rho}). \end{cases} \quad (3.16)$$

Здесь заменено отношение давления к плотности газов на квадрат скорости звука [122]:

$$P_0 / \rho_0 = c^2, \quad (3.17)$$

а безразмерная функция внутренней энергии согласно выражению (3.13) представлена в виде

$$\bar{E} = E / (\rho_0 c^2) = \frac{1}{\gamma - 1} \bar{P} + \frac{\bar{\rho} \bar{u}^2}{2}. \quad (3.18)$$

Таким образом, система уравнений (3.16) сводится к трём искомым функциям: относительным давлению, плотности газов и их скорости. При этом температура выражена через отношение давления к плотности газов согласно уравнению состояния (3.4).

Рассмотрим, какими уравнениями можно пользоваться при течении газов через сопряжения выработок. Очевидно, наиболее сложные – сопряжения в виде крестовины (рисунок 3.2).

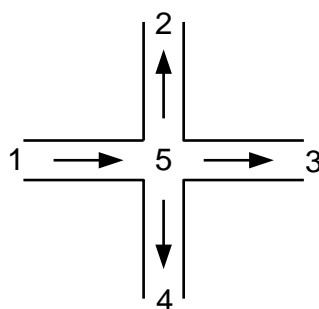


Рисунок 3.2. Сопряжения выработок в виде крестовины: 1 – 5 – узлы

Такие сопряжения показаны на рисунке 3.1 в узлах 4 и 10. Нетрудно убедиться, что все остальные сопряжения выработок являются лишь частным случаем сопряжения, представленного на рисунке 3.2. Так, перекрывая выработку 2 – 5 или 4 – 5, получаем тройник (см. рисунок 3.1, узлы 2, 5, 6 и 7). Перекрывая выработки 3 – 5 и 4 – 5, получаем поворот потока (см. рисунок 3.1,

узел 3). Перекрывая три выработки 2 – 5, 3 – 5 и 4 – 5, получаем тупик (см. рисунок 3.1, узлы 1 и 8).

Рассмотрим элементы третьей матрицы системы (3.2). Первый элемент матрицы содержит в себе значения входящих или выходящих на сопряжениях потоков газов. В этом случае первое уравнение сохранения массы в узлах согласно уравнениям (3.1) и (3.7) можно представить в виде

$$\frac{\partial \rho S}{\partial \tau} + \frac{\partial(\rho u S)}{\partial x} + \left[(\rho u S)_1 - (\rho u S)_2 \right] / b = 0. \quad (3.19)$$

Если уравнение (3.19) представить в конечных разностях по продольной координате, то получим

$$\frac{d(\rho S)}{d\tau} + \frac{\Delta(\rho u S)}{\Delta x} + \left[(\rho u S)_1 - (\rho u S)_2 \right] / b = 0. \quad (3.20)$$

Принимая за массовые расходы в разных направлениях функции

$$Q_x = \rho u S_x / \rho_0; \quad Q_y = \rho v S_y / \rho_0 \quad (3.21)$$

и полагая $\Delta x = b$, вместо выражения (3.20) получим

$$\frac{d(\bar{\rho})}{d\tau} + \frac{\sum_{i=1}^n Q_i}{S \Delta x} = 0, \quad (3.22)$$

где $Q_i = \rho_i u_i S_i$ – расход газа в i -й выработке, примыкающей к узлу, м³/с;

n – количество выработок, примыкающих к узлу.

Из анализа уравнения (3.22) следует, что изменение плотности в объёме сопряжения $S \Delta x$ зависит от суммы потоков, входящих и выходящих из узла. При

равенстве входящих и выходящих из узла потоков плотность не будет меняться и остаётся постоянной.

Представим расходы в безразмерном виде:

$$\bar{Q}_i = Q_i / (cS) = \bar{\rho}_i \bar{u}_i S_i / S \quad (3.23)$$

и приведём уравнение (3.22) к виду

$$\frac{d(\bar{\rho})}{d\tau} + c \frac{\sum_{i=1}^n \bar{Q}_i}{\Delta x} = 0. \quad (3.24)$$

Рассмотрим вторую строчку в третьей матрице (3.7). Наличие поперечной скорости у стенок выработки приводит к возникновению дополнительных местных сил трения. Тогда можно принять, что во второй строчке третьей матрицы значения поперечных пульсаций потоков газов пропорциональны продольной скорости, и записать

$$(\rho u v)_1 - (\rho u v)_2 = \frac{k_1 + k_2}{2} \rho u |u|, \quad (3.25)$$

где k_1 и k_2 – коэффициенты пропорциональности или коэффициенты местного сопротивления трения газов о левую и правую стенки выработки с учётом поворотов и перемешивания потока.

В результате видим, что уравнение количества движения аналогично второму уравнению системы (3.10):

$$\frac{\partial(\rho u)}{\partial \tau} + \frac{\partial(P + \rho u^2)}{\partial x} = -\frac{k_1 + k_2}{2b} \rho u |u|. \quad (3.26)$$

Очевидно, уравнение (3.26) будет справедливо при движении газов в любом направлении x или y .

Рассмотрим третью строчку в третьей матрице (3.7). Здесь на сопряжении учтен поперечный перенос внутренней энергии и поэтому третье уравнение (3.7) можно представить в виде

$$\frac{\partial(ES)}{\partial\tau} + \frac{\partial[(E+P)uS]}{\partial x} = \frac{1}{b} \left\{ \left[\upsilon S_1(E+P) \right]_1 - \left[\upsilon S_2(E+P) \right]_2 \right\}. \quad (3.27)$$

Для сопряжения выработок представим уравнение (3.27) в конечных разностях по продольной координате x . Принимая $\Delta x = b$, получим

$$\frac{d(ES)}{d\tau} + \frac{\Delta[(E+P)uS]}{\Delta x} = \frac{1}{\Delta x} \left\{ \left[\upsilon S_1(E+P) \right]_1 - \left[\upsilon S_2(E+P) \right]_2 \right\}. \quad (3.28)$$

Согласно выражениям (3.21) произведения значений плотностей на скорости газов и площади сечений выработок представляют собой расходы воздуха. Поэтому уравнение (3.28) можно представить в виде

$$\frac{d(E)}{d\tau} + \frac{\sum_{i=1}^n Q_i(E_i + P_i) / \rho_i}{S\Delta x} = 0. \quad (3.29)$$

Из анализа уравнения (3.29) следует, что изменение внутренней энергии в объёме сопряжения $S\Delta x$ зависит от суммы тепловых и динамических потоков, входящих и выходящих из узла. При равенстве входящих и выходящих из узла потоков внутренняя энергия не будет меняться и остаётся постоянной, что подтверждает закон её сохранения.

Представим в уравнении (3.29) искомые параметры в безразмерном виде и получим

$$\frac{d(\bar{E})}{d\tau} + c \frac{\sum_{i=1}^n \bar{Q}_i (\bar{E}_i + \bar{P}_i) / \bar{\rho}_i}{\Delta x} = 0. \quad (3.30)$$

При разбиении выработки на элементы к каждому узлу будут примыкать только две ветви. В этом случае $n = 2$.

Для внутренних узлов каждой выработки представим первое уравнение системы (3.10) в конечных разностях по координате x :

$$\frac{d(\rho)}{d\tau} + \frac{\Delta(\rho u S)}{S \Delta x} = 0. \quad (3.31)$$

Выражая скорости движения газов по выработкам через расходы, получим

$$\frac{d(\bar{\rho})}{d\tau} + \frac{\sum_{i=1}^n \bar{Q}_i}{S \Delta x} = 0. \quad (3.32)$$

Представляя расходы газов в относительных координатах, вместо уравнения (3.32) получим

$$\frac{d(\bar{\rho})}{d\tau} + c \frac{\sum_{i=1}^n \bar{Q}_i}{\Delta x} = 0. \quad (3.33)$$

Сравнивая формулы (3.22) и (3.33), можно убедиться, что они не отличаются друг от друга, за исключением количества элементов, примыкающих к узлу. Аналогично можно убедиться, что при адиабатическом процессе, когда можно пренебречь теплообменом со стенками выработок при

$a_T = 0$, третье уравнение системы (3.10) приведено к виду (3.30), где количество элементов выработки, примыкающей к узлу, будет равно $n = 2$.

Сравнивая второе уравнение системы (3.10) с уравнением (3.26), можно также убедиться, что они ничем друг от друга не отличаются, если в первом отбросить множитель S . Как уже было отмечено, второе уравнение (3.16) можно использовать при расчетах в любом направлении движения и представить его в виде

$$\frac{\partial(\bar{Q}_j)}{\partial\tau} + c \frac{\partial(\bar{P}_j + \bar{Q}_j^2/\bar{\rho}_j)}{\partial x} = -\frac{\tilde{r}_j}{\bar{\rho}_j} \bar{Q}_j \left| \bar{Q}_j \right|, \quad (3.34)$$

где $\tilde{r}_j = \frac{k_j \Pi_j c}{8S_j}$ – удельное аэродинамическое сопротивление элемента сети выработок в любом направлении движения j , включая и сопряжение с учётом его угла, $1/c$;

$\bar{Q}_j = \frac{(\rho u S)_j}{\rho_0 c S} = \bar{\rho}_j \bar{u}_j$ – относительный расход газов в направлении движения j .

Уравнение (3.34) представим также в конечных разностях по x . Обычно градиент статического давления представляют в центральных разностях, а градиент динамического давления – в разностях по потоку [3]. Однако более правильно и то и другое представлять одинаково в центральных разностях, поскольку их сумма означает полное давление. Поэтому для конечных приращений по длине вместо уравнения (3.34) получим

$$\frac{d(\bar{Q}_j)}{d\tau} + c \frac{(\bar{P}_{j,i+1} + \bar{Q}_{j,i+1}^2/\bar{\rho}_{j,i+1}) - (\bar{P}_{j,i-1} + \bar{Q}_{j,i-1}^2/\bar{\rho}_{j,i-1})}{2\Delta x} = \frac{\tilde{r}_j}{\bar{\rho}_j} \bar{Q}_j \left| \bar{Q}_j \right|. \quad (3.35)$$

Согласно рисунку 3.2 имеем два прямолинейных направления 1 – 5 – 3 и 2 – 5 – 4. Поэтому в первом случае принимаем $j = 1$, а во втором $j = 2$. Индекс i будет означать номер узла в направлении j .

Рассмотрим различные варианты сопряжений выработок (рисунок 3.3).

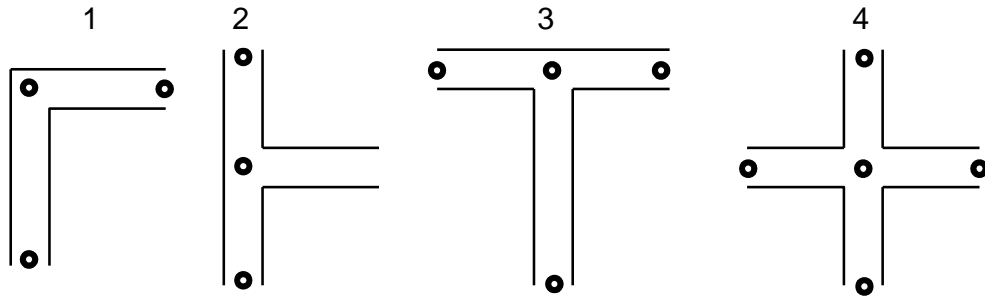


Рисунок 3.3. Основные схемы сопряжений горных выработок

Обозначим горизонтальные направления $j = 1$, вертикальные направления $j = 2$. Узел сопряжения обозначим i .

Очевидно, при повороте потока в узле (сопряжение 1) горизонтальный и вертикальный потоки обращаются в нуль, так как на стенках скорости должны равняться нулю. Поэтому в узле сопряжения 1 следует принять $Q_{1,i} = Q_{2,i} = 0$. В сопряжении 2 в узле из-за стенки слева для горизонтального потока следует принять $Q_{1,i} = 0$. В сопряжении 3, наоборот, для вертикального потока из-за стенки $Q_{2,i} = 0$. В то же время на сопряжении 4 существуют два потока: горизонтальный и вертикальный, – расходы которых определяют по уравнению (3.35). По этому же уравнению определяют вертикальный поток в сопряжении 2 и горизонтальный поток в сопряжении 3.

Таким образом, по уравнению (3.35) однозначно определяют расходы газов в узлах при различных сопряжениях выработок, а по уравнениям (3.30) и (3.33) – плотность газов и внутреннюю энергию при адиабатическом процессе для любых узлов на сопряжениях или условных узлов при разбиении выработок на элементы. Объединим уравнения (3.30), (3.33) и (3.35) в систему и получим

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{d(\bar{\rho})}{d\tau} + c \frac{\sum_{i=1}^n \bar{Q}_i}{\Delta x} = 0; \\ \frac{d(\bar{Q}_j)}{d\tau} + c \frac{(\bar{P}_{j,i+1} + \bar{Q}_{j,i+1}^2 / \bar{\rho}_{j,i+1}) - (\bar{P}_{j,i-1} + \bar{Q}_{j,i-1}^2 / \bar{\rho}_{j,i-1})}{2\Delta x} = -\frac{\tilde{r}_j}{\bar{\rho}_i} \bar{Q}_j \left| \bar{Q}_j \right|; \\ \frac{d(\bar{E})}{d\tau} + c \frac{\sum_{i=1}^n \bar{Q}_i (\bar{E}_i + \bar{P}_i) / \bar{\rho}_i}{\Delta x} = 0. \end{array} \right. \quad (3.36)$$

Система (3.36) состоит из обыкновенных дифференциальных уравнений и решать ее можно, например, методом Рунге-Кутты или другими методами. Так, методом Рунге-Кутты решают системы двух первых уравнений системы (3.36) для дозвуковых потоков в вентиляционных сетях при различных незначительных аэродинамических возмущениях, имеющих место при изменении режимов работы главных вентиляторов проветривания и регулировании сопротивления вентиляционных дверей. Несмотря на меньшее количество уравнений, а также принятие изотермических условий, такие задачи, включающие тысячи элементов вентиляционной сети, решаются методом параллельного программирования, требующего подключения к одновременной работе до пяти компьютеров [186, 187]. В нашем случае можно рассматривать не всю вентиляционную сеть, а ту её часть, где имеют место воздушные ударные волны.

В качестве начальных условий до возникновения взрыва примем

$$\bar{\rho}(0) = 1; \quad \bar{P}(0) = 1; \quad \bar{Q}_j(0) = 0. \quad (3.37)$$

Принятие равными нулю относительных расходов воздуха обосновано тем, что реальные скорости воздуха 1...4 м/с в горных выработках пренебрежимо малы по сравнению со скоростью звука. При этом начальная

относительная внутренняя энергия газов согласно уравнениям (3.13) и (3.37) будет равна

$$\bar{E}(0) = \frac{\bar{P}(0)}{\gamma - 1} = 2,5. \quad (3.38)$$

При быстром воспламенении и начальной нулевой скорости движения газов их плотность даже в зоне горения согласно первому уравнению системы (3.37) вначале остаётся постоянной $\bar{\rho}(0) = 1$. Следовательно, согласно уравнению состояния (3.4) в зоне горения резкое повышение температуры от T_0 до T_1 приведёт к резкому повышению давления от P_0 до P_1 . Поэтому в момент взрыва начальные условия вместо (3.37) и (3.38) примут вид

$$\bar{\rho}(0) = 1; \bar{P}(0) = \begin{cases} 1, \text{ если } 0 \leq x < x_1; \\ \bar{P}_1, \text{ если } x_1 \leq x \leq x_1 + L; \\ 1, \text{ если } x_1 + L < x < \infty, \end{cases} \bar{Q}_j(0) = 0; \bar{E}(0) = 2,5\bar{P}(0); \quad (3.39)$$

где $\bar{P}_1 = P_1 / P_0$ – относительное давление в зоне взрыва;

P_1 – давление в месте взрыва, МПа;

x_1 – расстояние от начала выработки, м;

L – длина зоны быстрого горения и взрыва, м.

С помощью экспериментальных исследований установлена зависимость избыточного давления в месте взрыва от объёма 5...15 % метановоздушной смеси:

$$\Delta P_1 / P_0 = 0,067V / S + 0,4\sqrt{(1 + 0,029V / S)V / S}, \quad (3.40)$$

где ΔP_1 – начальное избыточное давление, МПа;

V – объём взорванной смеси газов, м³;

S – средняя площадь поперечного сечения выработки, м².

На рисунке 3.4 представлены результаты расчёта по формуле (3.40). Там же нанесены экспериментальные данные.

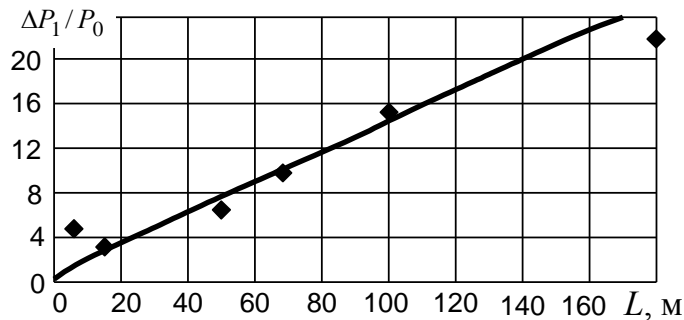


Рисунок 3.4. Расчётная зависимость и экспериментальные данные (♦) изменения давления по длине штольни при взрыве метана

Сравнение расчётных и экспериментальных данных указывает на их удовлетворительную сходимость. Задавая длину зоны воспламенения, можно определить избыточное давление, задать краевые условия (3.39) и решать систему уравнений различными методами, к примеру методом Рунге-Кутты.

3.2. Аналитические решения задачи распространения воздушных ударных волн в тупиковых и сквозных выработках

При взрывах метана небольшой мощности возникают дозвуковые скорости потоков смеси газов и давления, которые могут травмировать людей. В этих условиях температура смеси газов меняется незначительно, в чём можно убедиться, анализируя уравнение сохранения энергии при установившемся адиабатическом процессе [3]:

$$T_1 = T_0 + \frac{u^2}{2000}, \quad (3.41)$$

где T_0 — температура при нормальных условиях, К;

T_1 — температура при торможении потоков смеси газов, К;

u — скорость смеси газов, м/с.

Эту формулу обычно используют при сверхзвуковых обтеканиях крыльев самолёта. Из анализа формулы (3.41) следует, что при скорости потока даже 200 м/с и полном торможении струи температура может повыситься всего на 20 К. Если принять $T_0 = 300$ К, то в результате торможения получим $T_1 = 320$ К.

Таким образом, при дозвуковых течениях газов их состояние можно считать изотермическим и принимать вместо (3.4) уравнение состояния в виде

$$P = \rho B T_0. \quad (3.42)$$

В этом случае отношение давлений будет равно отношению плотностей:

$$P / P_0 = \rho / \rho_0. \quad (3.43)$$

Здесь параметры с индексами 0 соответствуют нормальным условиям. Тогда первое уравнение системы (3.10) при постоянном сечении выработки можно представить в виде

$$\frac{\partial(P / P_0)}{\partial \tau} + \frac{\partial(\rho u / \rho_0)}{\partial x} = 0. \quad (3.44)$$

Обозначая $\bar{P} = P / P_0$ как относительное давление и $\bar{u} = \rho u / (\rho_0 c)$ как массовую относительную скорость, приведём уравнение (3.44) к виду

$$\frac{\partial(\bar{P})}{\partial \tau} + c \frac{\partial \bar{u}}{\partial x} = 0. \quad (3.45)$$

Здесь $c = \sqrt{P_0 / \rho_0}$ – параметр, эквивалентный скорости звука [122], м/с.

Второе уравнение системы (3.10) при постоянном сечении выработки можно представить в виде

$$\frac{\partial(\rho u)}{\partial \tau} + \frac{\partial(P + \rho u^2)}{\partial x} = -\frac{k_{\text{тр}} \Pi}{8} \rho u \left| u \right|. \quad (3.46)$$

Дадим оценку величин, входящих во второе слагаемое уравнения (3.46):

$$P + \rho u^2 = P(1 + \rho u^2 / P) = P(1 + \rho_0 u^2 / P_0). \quad (3.47)$$

Оценка второго слагаемого (3.47) по сравнению с единицей показывает, что оно составляет всего 12 % при скорости потока газов $u = 100$ м/с, плотности газов при нормальных условиях $\rho_0 = 1,2$ кг/м³ и давлении при нормальных условиях $P_0 = 100$ кПа. Поэтому с достаточной степенью точности можно уравнение (3.46) для дозвуковых потоков представлять в виде

$$\frac{\partial(\rho u)}{\partial \tau} + \frac{\partial P}{\partial x} = -\frac{k_{\text{тр}} \Pi}{8} \rho u \left| u \right|. \quad (3.48)$$

Представляя искомые параметры в безразмерном виде, получим

$$\frac{\partial \bar{u}}{\partial \tau} + c \frac{\partial \bar{P}}{\partial x} = -\frac{k_{\text{тр}} \Pi |u|}{8S} \bar{u}. \quad (3.49)$$

Для получения аналитического решения задачи линеаризуем [178] правую часть уравнения (3.49). На рисунке 3.5 показаны кривая изменения квадратичной зависимости и линия тренда, аппроксимирующая её с достаточной степенью точности (достоверность аппроксимации $r^2 = 0,87$), что позволяет принять $|u| \approx u_0 = 80$ м/с.

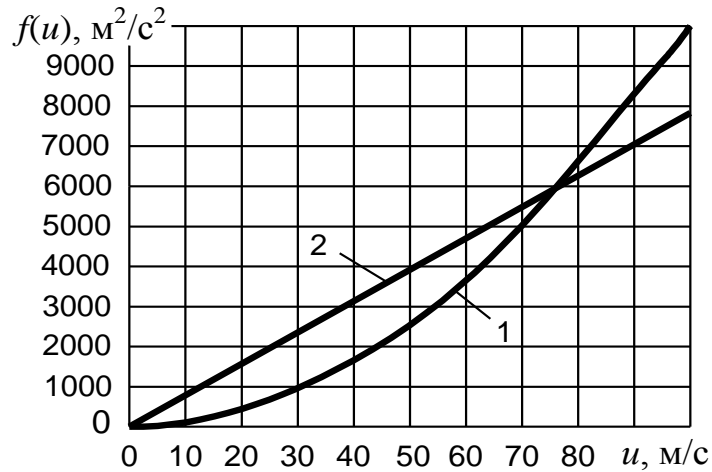


Рисунок 3.5. Представление квадратичной (1) и линейной (2) зависимостей аэродинамического сопротивления выработки (здесь функцию $f(u)=|u|^2$ берут как квадратичную без учета знака и как линейную зависимость при $|u| = 80$ м/с)

В результате система уравнений (3.45) и (3.49) может быть представлена в виде

$$\begin{cases} \frac{\partial \bar{P}}{\partial \tau} + c \frac{\partial \bar{u}}{\partial x} = 0; \\ \frac{\partial \bar{u}}{\partial \tau} + c \frac{\partial \bar{P}}{\partial x} = -2r\bar{u}, \end{cases} \quad (3.50)$$

где $r = \frac{\lambda u_0}{4\sqrt{S}}$ – параметр, характеризующий аэродинамическое сопротивление выработки, 1/с.

Здесь для упрощения расчётов и уменьшения исходных данных принят периметр выработки $\Pi = 4\sqrt{S}$.

Систему уравнений (3.50) сведём к одному уравнению, избавляясь от функции скорости, для чего первое уравнение системы (3.50) продифференцируем по времени, а второе уравнение продифференцируем по координате

$$\frac{\partial \bar{P}}{\partial \tau^2} + c \frac{\partial^2 \bar{u}}{\partial x \partial \tau} = 0;$$

$$\frac{\partial^2 \bar{u}}{\partial \tau \partial x} + c \frac{\partial^2 \bar{P}}{\partial x^2} = -2m \frac{\partial \bar{u}}{\partial x} = \frac{2r}{c} \frac{\partial P}{\partial \tau}. \quad (3.51)$$

Исключая функцию скорости, придём к одному уравнению

$$\frac{\partial^2 \bar{P}}{\partial \tau^2} + 2r \frac{\partial \bar{P}}{\partial \tau} = c^2 \frac{\partial^2 \bar{P}}{\partial x^2}. \quad (3.52)$$

Полученное уравнение ничем не отличается от классического уравнения для электрических цепей, решение которого может быть получено методом Фурье разделения переменных. Для этого необходимо задать начальные и граничные условия. Пусть в результате взрыва газовой смеси в каком-то месте выработки сформировалось давление

$$\bar{P}(x,0) = \begin{cases} 1, & 0 \leq x < x_1; \\ \bar{P}_1, & x_1 \leq x \leq x_2; \\ 1, & x > x_2. \end{cases} \quad (3.53)$$

При рассмотрении тупиковой выработки её забой будет непроницаемым, где можно принять

$$\frac{\partial \bar{P}(0, \tau)}{\partial x} = 0. \quad (3.54)$$

На другом конце очень длинной выработки примем давление, равным атмосферному:

$$\bar{P}(L, \tau) = 1, \quad (3.55)$$

где L – длина выработки, м.

Ещё одно начальное условие для производной по времени функции давления следует принять, полагая, что движение воздуха пренебрежимо мало по сравнению с дозвуковыми течениями смеси газов. Тогда на основании первого уравнения системы (3.50) будем иметь

$$\frac{\partial \bar{P}(x, 0)}{\partial \tau} = 0. \quad (3.56)$$

Будем искать решение уравнения (3.52) в виде произведения двух функций: одной функции $F_x(x)$, зависящей только от x , и другой функции $F_\tau(\tau)$, зависящей только от τ . Тогда можно записать, что

$$\bar{P} = F_x F_\tau. \quad (3.57)$$

Продифференцируем предполагаемое решение по соответствующим координатам и подставим функции и их производные в уравнение (3.52). В результате получим

$$F_\tau'' F_x + 2m F_x F_\tau' = c^2 F_x'' F_\tau. \quad (3.58)$$

Здесь штрихами обозначены производные по соответствующим координатам.

Полученное уравнение (3.58) можно представить в виде

$$\left(F_\tau'' + 2r F_\tau' \right) / F_\tau = c^2 F_x'' / F_x = -\mu_n^2. \quad (3.59)$$

Очевидно, что переменные разделились, левая и правая части могут зависеть только от некоторой константы μ_n . Будем искать решение для функции от x для уравнения

$$c^2 F_x'' + \mu_n^2 F_x = 0. \quad (3.60)$$

Решение уравнения (3.60) ищем в виде косинуса, чтобы оно удовлетворяло граничным условиям (3.55) и (3.56):

$$F_x = \cos(\mu_n x / c). \quad (3.61)$$

Чтобы решение (3.61) удовлетворяло условию (3.55), необходимо вычесть из функции \bar{P} единицу и все константы μ_n представить в виде

$$\mu_n = \pi c(n - 1/2) / L, \quad (3.62)$$

где n – число из натурального ряда от одного и до бесконечности.

В этом случае решение (3.61) принимает вид

$$F_x = \cos \left[\pi(n - 1/2)x / L \right]. \quad (3.63)$$

Из равенств (3.59) следует, что уравнение для функции только от времени имеет вид

$$F_\tau'' + 2rF_\tau' + \mu_n^2 F_\tau = 0. \quad (3.64)$$

Характеристическое уравнение, соответствующее уравнению (3.64), имеет вид

$$k_n^2 + 2rk_n + \mu_n^2 = 0. \quad (3.65)$$

Решая характеристическое уравнение (3.65), находим его корни

$$k_n = -r \pm \sqrt{r^2 - \mu_n^2}. \quad (3.66)$$

Подставляя (3.62) в формулу (3.66), получим

$$k_n = -r \pm \sqrt{r^2 - \left[\pi c(n-1/2)/L \right]^2}. \quad (3.67)$$

Будем считать, что аэродинамическое сопротивление выработки достаточно мало и подкоренное выражение всегда отрицательно. Тогда корни уравнения имеют действительные и мнимые значения, что позволяет представить решение уравнения (3.64) в виде

$$F_\tau = b_n \exp(-r\tau) \left[\cos(q_n \tau) + \frac{r}{q_n} \sin(q_n \tau) \right], \quad (3.68)$$

где b_n – константа, определяемая из начального условия (3.53);

$q_n = \sqrt{[\pi c(n-1/2)/L]^2 - r^2}$ – параметр, принимаемый больше нуля.

Объединяя решения (3.63) и (3.68), получим согласно (3.57) решение для давления в виде бесконечного ряда:

$$\bar{P} = 1 + \exp(-r\tau) \sum_{n=1}^{\infty} b_n \cos \left[\pi(n-1/2)x/L \right] \left[\cos(q_n \tau) + \frac{r}{q_n} \sin(q_n \tau) \right]. \quad (3.69)$$

Нетрудно убедиться, что в этом случае выполняются все краевые условия за исключением начального условия (3.53). Чтобы это условие выполнялось, необходимо его разложить по косинусам, принимая

$$\bar{P}(x,0) = 1 + \sum_{n=1}^{\infty} b_n \cos \left[\pi(n-1/2)x/L \right]. \quad (3.70)$$

Согласно (3.53) найдем:

$$\begin{aligned} b_n &= \frac{2}{L} (\bar{P} - 1) \int_{x_1}^{x_2} \left\{ \cos \left[\pi(n-1/2)x/L \right] \right\} dx = \\ &= \frac{2(\bar{P}_1 - 1)}{\pi(n-1/2)} \left\{ \sin \left[\pi(n-1/2)x_2/L \right] - \sin \left[\pi(n-1/2)x_1/L \right] \right\}. \end{aligned} \quad (3.71)$$

Таким образом, полученное точное решение (3.69) может быть использовано для моделирования динамики волны давления во времени τ , с, при взрывах смеси газов небольшой мощности в тупиковой выработке (рисунок 3.6).

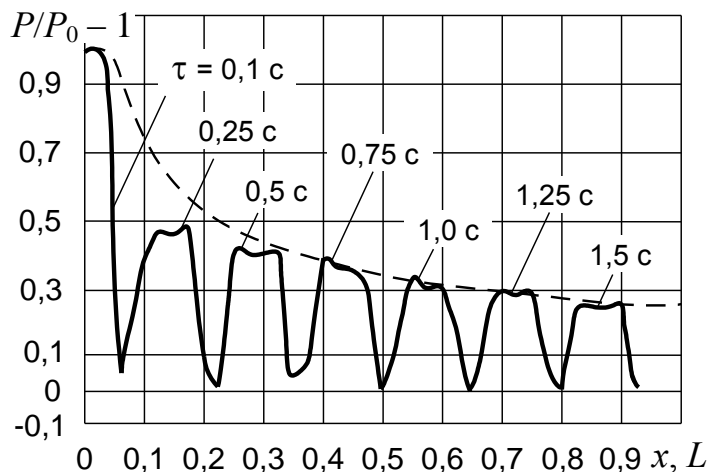


Рисунок 3.6. Динамика волны давления во времени τ , с, в тупиковой выработке при взрыве небольшой мощности (штриховая линия – огибающая максимальных давлений)

При расчётах использованы следующие исходные данные. Коэффициент аэродинамического сопротивления выработки принят равным $\lambda = 0,1$, что соответствует используемому в рудничной аэрологии коэффициенту $\alpha = \lambda \rho_0 / 8 = 0,1 \cdot 1,2 / 8 = 15 \cdot 10^{-3} \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$. Параметр $r = 0,5 \text{ 1/с}$ выбран из расчёта, что площадь поперечного сечения выработки $S = 16 \text{ м}^2$ и средняя скорость потока воздуха при линейной аппроксимации квадратичного закона сопротивления $u_0 = 80 \text{ м/с}$. Скорость звука принята $c = 300 \text{ м/с}$, а длина выработки $L = 500 \text{ м}$. Длина зоны скачкообразного увеличения давления в забое тупиковой выработки составляет 5 % от общей длины выработки и равна $l = 25 \text{ м}$.

На рисунке 3.6 также представлена огибающая максимального избыточного давления в различных сечениях выработки, которая определена по эмпирической формуле

$$P_{\max} / P_1 - 1 = \frac{1}{1 + a \left[\left(x - l + |x - l| \right) / L \right]^{0,5}}. \quad (3.72)$$

Здесь эмпирическая константа принята равной $a = 9$, хотя для других условий она должна быть связана с конкретными исходными данными.

После прохождения волны сжатия от забоя выработки к её устью появляется, как показали результаты моделирования, обратная волна разрежения во времени τ , с, как показано на рисунке 3.7, которая движется уже к забою выработки.

Как видно, в волне разрежения давление может на 15 % стать ниже заданного при взрыве.

Таким образом, при взрыве в тупиковой выработке возникают две волны: волна давления, движущаяся от забоя к устью выработки, и волна разрежения, движущаяся, наоборот, от устья к забою выработки.

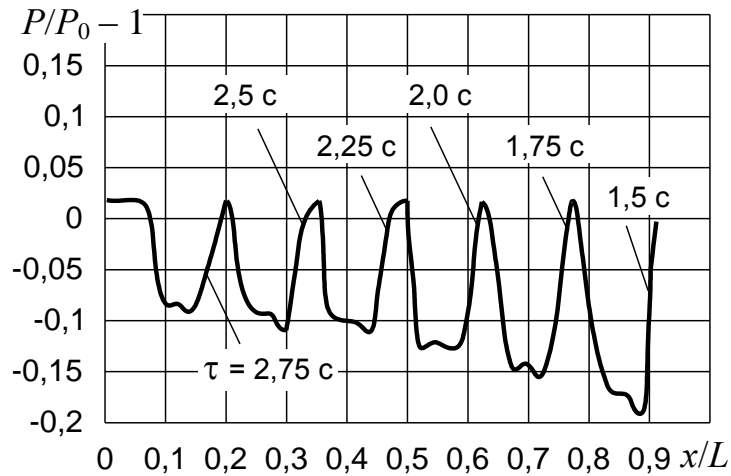


Рисунок 3.7. Динамика волны разрежения во времени τ , с, в тупиковой выработке, движущейся к забою при взрыве небольшой мощности

Другое аналитическое решение задачи можно получить, если в качестве левого граничного условия рассматривать не забой выработки, а также выход выработки на поверхность, где вместо выражения (3.54) можно принять аналогично (3.55) условие

$$\bar{P}(0, \tau) = 1. \quad (3.73)$$

В этом случае решение уравнения (3.60) ищем в виде синуса, чтобы оно удовлетворяло граничным условиям (3.55) и (3.73) за вычетом единицы:

$$F_x = \sin(\mu_n x / c). \quad (3.74)$$

Тогда все константы μ_n можно представить в виде

$$\mu_n = \pi c n / L, \quad (3.75)$$

где n – число из натурального ряда от одного и до бесконечности.

В этом случае решение уравнения (3.61) принимает вид

$$F_x = \sin(\pi n x / L). \quad (3.76)$$

Решение для функции F_τ останется таким же. Тогда, объединяя решения (3.63) и (3.76), получим согласно (3.57) решение для давления в виде бесконечного ряда:

$$\bar{P} = 1 + \exp(-r\tau) \sum_{n=1}^{\infty} b_n \sin(\pi n x / L) \left[\cos(q_n \tau) + \frac{r}{q_n} \sin(q_n \tau) \right]. \quad (3.77)$$

Нетрудно убедиться, что в этом случае выполняются все краевые условия, за исключением начального условия (3.53). Чтобы это условие выполнялось, необходимо его разложить по синусам, принимая

$$\bar{P}(x,0) = 1 + \sum_{n=1}^{\infty} b_n \sin(\pi n x / L), \quad (3.78)$$

откуда согласно (3.53) найдём

$$b_n = \frac{2}{L} (\bar{P} - 1) \int_{x_1}^{x_2} \sin(\pi n x / L) dx = \frac{2(\bar{P}_1 - 1)}{\pi n} \left[\cos(\pi n x_1 / L) - \cos(\pi n x_2 / L) \right]. \quad (3.79)$$

Полученное решение (3.79) можно использовать наряду с решением (3.71) в зависимости от того, где произошёл взрыв и куда распространяется волна давления.

При взрыве небольшой мощности в лаве, если рассматривать тупиковую выработку и лаву или конвейерный штрек и лаву как единое целое, эпицентр взрыва будет располагаться на некотором расстоянии от концов выработки. В этом случае возникшая волна сжатия в средней части выработки раздваивается (рисунок 3.8), как показывают результаты моделирования и расчёта по формуле (3.71) или (3.78), и будет двигаться в оба конца.

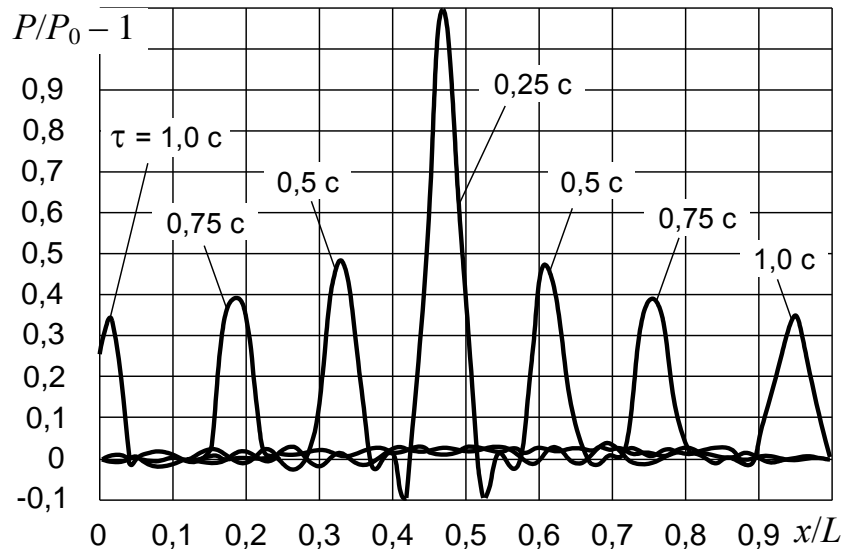


Рисунок 3.8. Динамика волны давления в горной выработке (до $x/L < 0,1$) при взрыве небольшой мощности (от центра выработки в разные стороны через $0,25$ с)

Однако при достижении забоя тупиковой выработки возникает всплеск давления от $0,4$ до $0,8$, то есть давление удваивается, как видно на рисунках 3.8, а в сквозной выработке на обоих её концах избыточное давление полностью подавляется.

Некоторые малые пульсации давления, отмеченные на рисунках 3.6 – 3.8, связаны с медленной сходимостью рядов (3.71) и (3.77), однако при количестве членов ряда $n = 50$ достигается удовлетворительная сходимость рядов к начальному распределению давления в виде прямоугольника с точностью до 10% .

Полученные аналитические решения задачи динамики волны давления при небольшой их мощности дают возможность делать проверку численным методом решения задачи в случае взрывов смеси газов и пыли любой мощности.

3.3. Численный метод расчета параметров формирования воздушных ударных волн

Для реализации численного метода расчёта динамики волны давления при небольшой мощности взрывов смеси газов и для сравнения полученных

результатов с аналитическими решениями задачи используем ту же систему уравнений (3.50), которую представим в конечных разностях:

$$\begin{cases} \frac{\Delta \bar{P}}{\Delta \tau} + c \frac{\Delta \bar{u}}{\Delta x} = 0; \\ \frac{\Delta \bar{u}}{\Delta \tau} + c \frac{\Delta \bar{P}}{\Delta x} = -2r\bar{u}. \end{cases} \quad (3.80)$$

Для стабилизации расчёта одномерного распространения волны давления и устранения осцилляций, появляющихся за скачком давления, при использовании явных схем [122] обычно вводят в уравнения типа (3.80) искусственную вязкость в виде второй производной для скорости. Такую поправку сделаем, введя во все уравнения диффузию массы, вязкость и диссипацию энергии.

Используем второе уравнение системы (3.80) для стационарного процесса:

$$c \frac{\Delta \bar{P}}{\Delta x} = -2r\bar{u}. \quad (3.81)$$

Производная по x приводит уравнение (3.81) в конечных разностях к виду

$$c \frac{\Delta^2 \bar{P}}{\Delta x^2} = -2r \frac{\Delta \bar{u}}{\Delta x}. \quad (3.82)$$

Вводя некоторый коэффициент k стабилизации потока для схемы (3.80), приведём, используя (3.82), первое уравнение системы (3.80) к виду

$$\frac{\Delta \bar{P}}{\Delta \tau} + c \frac{\Delta \bar{u}}{\Delta x} = \frac{kc^2}{2r} \frac{\Delta^2 \bar{P}}{\Delta x^2}. \quad (3.83)$$

Из выражения (3.83) следует, что при коэффициенте стабилизации $k = 0$ уравнение (3.83) превращается в первое уравнение системы (3.80), а при $k \neq 0$ получаем уравнение типа уравнения конвективной теплопроводности или диффузии [175]. Таким образом, введенная искусственная диффузия давления имеет определённый физический смысл.

Используем центральные разности для первой производной по пространственной координате и для явной схемы получим

$$\bar{P}_m^{n+1} = \bar{P}_m^n + Cu(\bar{u}_m^{n-1} - \bar{u}_m^{n+1})/2 + kCu(\bar{P}_m^{n-1} - 2\bar{P}_m^n + \bar{P}_m^{n+1}), \quad (3.84)$$

где k – коэффициент стабилизации потока как эмпирическая константа;

m – шаг по пространственной координате, м;

n – шаг по времени, с.

Для второго уравнения системы (3.80) используем схему также с центральными разностями по пространственной переменной и комбинированную схему для правой части. В результате будем иметь

$$\bar{u}_m^{n+1} = \bar{u}_m^n + Cu(\bar{P}_m^{n-1} - \bar{P}_m^{n+1})/2 + Cu \frac{r\Delta x}{c} (\bar{u}_m^n + \bar{u}_m^{n+1}), \quad (3.85)$$

откуда, разрешая функцию скорости относительно нового временного слоя, получим

$$\bar{u}_m^{n+1} = \frac{(1 - Cu r\Delta x/2c)\bar{u}_m^n + Cu(\bar{P}_m^{n-1} - \bar{P}_m^{n+1})}{1 + Cu r\Delta x/2c}. \quad (3.86)$$

Для устойчивости счёта необходимо потребовать, чтобы в уравнении (3.86) число Куранта соответствовало неравенству

$$Cu < \frac{2c}{r\Delta x}, \quad (3.87)$$

откуда следует, что шаг по времени должен быть меньше $\Delta t < 2/m$. Это говорит о том, что во всех случаях следует принимать число Куранта $Cu < 1$.

В то же время коэффициент стабилизации k согласно уравнению (3.84) должен быть меньше

$$k < \frac{r\Delta x}{cCu}. \quad (3.88)$$

Выбор численного метода решения задачи распространения и отражения ударных волн позволяет моделировать газодинамические процессы в широком диапазоне изменения исходных параметров ударных волн и сравнивать полученные результаты с точными решениями.

Используем полученные зависимости (3.84) и (3.86) для численных расчётов динамики волны давления и для сравнения полученных результатов с точными решениями задачи, принимая те же краевые условия, что отмечены ранее, а также те же исходные данные и число Куранта $Cu = 0,5$ (рисунок 3.9,а).

При моделировании установлено, что уменьшение числа Куранта почти не влияет на осцилляции. Их погашение возможно только с помощью коэффициента стабилизации, который при числе Куранта $Cu = 0,5$ может быть принят равным $k = 0,035$.

Из приведенных результатов расчёта видно, что численное решение совершенно не соответствует аналитическому решению задачи, поскольку возникают осцилляции, искажающие истинную картину процесса. Лишь с помощью схемной диффузии давления удаётся несколько погасить осцилляции, приняв коэффициент стабилизации $k = 0,035$, и получить результаты, удовлетворительно согласующиеся с аналитическим решением (рисунок 3.9, б).

Ещё более несоответствующие действительности получаются результаты расчёта с увеличением времени с момента взрыва. В этом случае осцилляции совершенно искажают истинную картину процесса, как видно на рисунке 3.10,а.

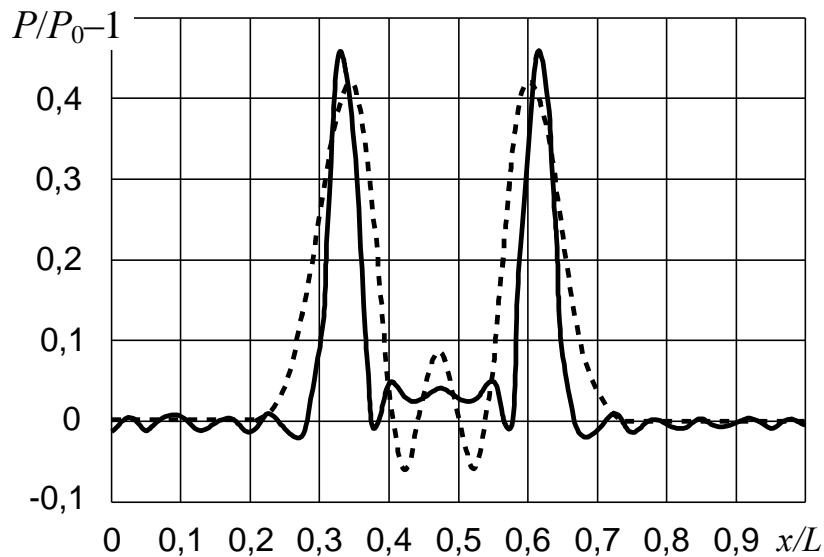
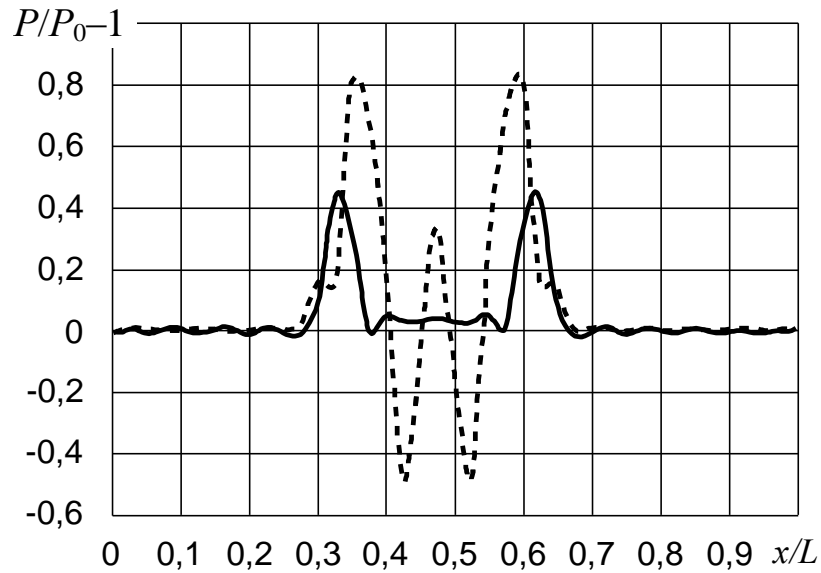


Рисунок 3.9. Результаты численного (штриховые линии) и аналитического (сплошные линии) решения задачи распространения волны давления в сквозной выработке через 0,5 с с момента взрыва в ее средней части:
 а – без стабилизации численного решения; б – со стабилизацией

Только с помощью введения схемной диффузии давления (рисунок 3.10,б) удаётся восстановить истинную картину процесса, принимая такое же значение коэффициента стабилизации $k = 0,035$.

Как видно, волны давления при стабилизации процесса раздвинулись и почти совпадают по расположению и по максимуму с точным решением с погрешностью не более 14 %.

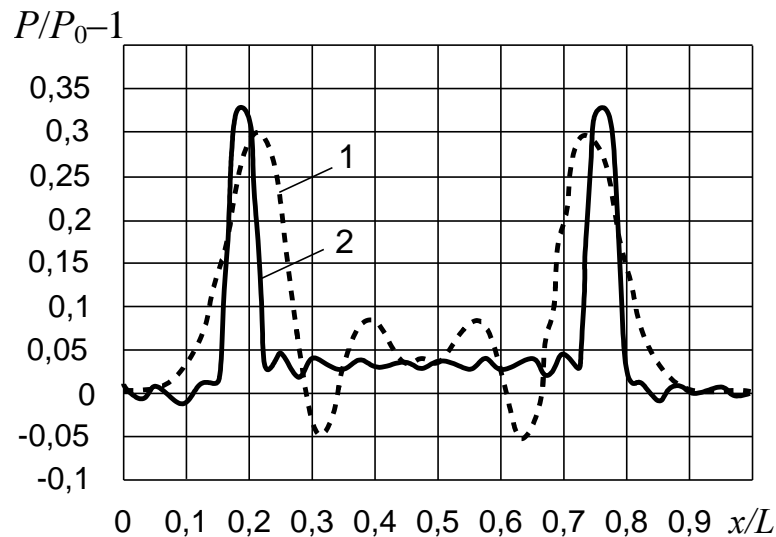
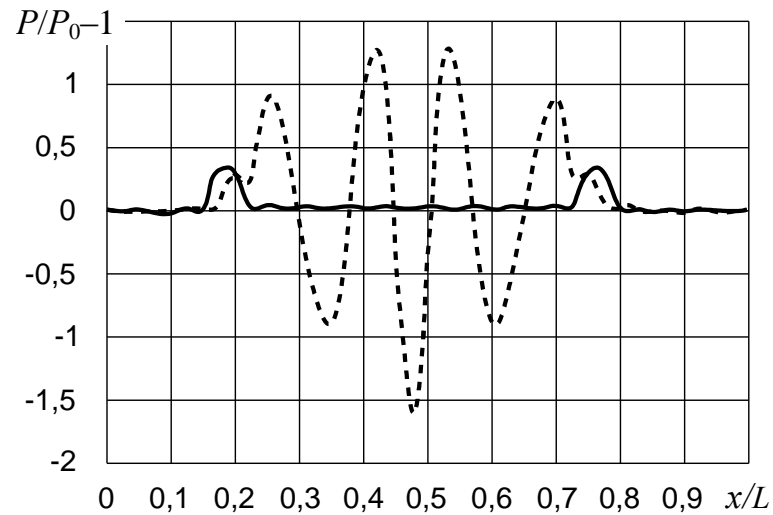


Рисунок 3.10. Результаты численного (штриховые линии) и аналитического (сплошные линии) решения задачи распространения волны давления в сквозной выработке спустя 1 с с момента взрыва в средней ее части:
а – без стабилизации численного решения; б – со стабилизацией

На основании выполненного анализа режимов движения газов при взрывах различной мощности установлено, что дозвуковые движения газов протекают, по сути, в изотермических условиях с повышением температуры на 20...30 К. Это позволило получить численные решения, согласующиеся с аналитическими решениями распространения ударных волн в сквозных и в тупиковых выработках.

Установлено в результате моделирования распространения воздушных ударных волн, что при взрыве в средней части выработки волна раздваивается и движется в двух противоположных направлениях, постепенно угасая, однако при столкновении с забоем выработки давление ударной волны удваивается.

Полученные аналитические решения задачи распространения и отражения ударных волн с дозвуковой скоростью дают возможность делать прогноз последствий действия ударных волн вдали от эпицентра взрыва и устанавливать достоверность данных, полученных численным методом.

Исследуем далее, как отражается на точности расчета учёт кинетической энергии и квадратичного закона сопротивления при взрывах. С этой целью представим уравнение (3.46) в безразмерном виде для искомых параметров:

$$\frac{\partial(\bar{u})}{\partial\tau} + c \frac{\partial(\bar{P} + \bar{u}^2 / \bar{\rho})}{\partial x} = - \frac{k_{\text{тр}} \Pi c}{8S} \bar{u} \left| \bar{u} \right| / \bar{\rho}. \quad (3.89)$$

Для изотермических условий ($\bar{P} = \bar{\rho}$) уравнение (3.89) примет вид

$$\frac{\partial(\bar{u})}{\partial\tau} + c \frac{\partial(\bar{P} + \bar{u}^2 / \bar{P})}{\partial x} = - \frac{k_{\text{тр}} \Pi c}{8S} \bar{u} \left| \bar{u} \right| / \bar{P}. \quad (3.90)$$

Для уравнения (3.90) используем схему также с центральными разностями по пространственной переменной и комбинированную схему (явную и неявную) для правой части. В результате в конечных разностях получим

$$\begin{aligned} \bar{u}_m^{n+1} = & \bar{u}_m^n + \text{Cu}(\bar{P}_{m-1}^n - \bar{P}_{m+1}^n + \bar{u}_{m-1}^n{}^2 / \bar{P}_{m-1}^n - \bar{u}_{m+1}^n{}^2 / \bar{P}_{m+1}^n) / 2 + \\ & + \bar{r} \text{Cu} \left| \bar{u}_m^n \right| (\bar{u}_m^n + \bar{u}_m^{n+1}) / 2 \bar{P}_m^n, \end{aligned} \quad (3.91)$$

где $\bar{r} = \frac{\lambda \Delta x}{2\sqrt{S}}$ – относительное аэродинамическое сопротивление участка выработки.

Разрешая функцию скорости относительно нового временного слоя, приведём формулу (3.91) к виду

$$\bar{u}_m^{n+1} = \frac{(1 - \bar{r}Cu \left| \bar{u}_m^n \right| / 2\bar{P}_m^n) \bar{u}_m^n + Cu(\bar{P}_{m-1}^n - \bar{P}_{m+1}^n + \bar{u}_{m-1}^{n2} / \bar{P}_{m-1}^n - \bar{u}_{m+1}^{n2} / \bar{P}_{m+1}^n)}{1 + \bar{r}Cu \left| \bar{u}_m^n \right| / 2\bar{P}_m^n}. \quad (3.92)$$

Для расчёта давления используем расчётную формулу (3.84).

Применение комбинированной схемы в правой части формулы (3.91) позволяет повысить точность расчётов. Продемонстрируем это на простом примере. Пусть необходимо решить численными методами уравнение вида

$$y'(\tau) = -y^2. \quad (3.93)$$

Точным решением этого уравнения при $y(0) = 1$ является функция

$$y(\tau) = \frac{1}{1 + \tau}. \quad (3.94)$$

Аналогом рассматриваемого уравнения при численном расчёте являются

$$\left. \begin{aligned} y^{n+1} &= y^n - y^{n2} \Delta\tau && \text{– явная схема;} \\ y^{n+1} &= \frac{(1 - y^n \Delta\tau / 2) y^n}{1 + y^n \Delta\tau / 2} && \text{– комбинированная схема.} \end{aligned} \right\} \quad (3.95)$$

Сравнение комбинированных схем в выражениях (3.91) и (3.95) показывает, что они друг от друга ничем не отличаются. Результаты расчётов по

формулам (3.94) и (3.95) представлены на рисунке 3.11, откуда видно, что комбинированная схема по сравнению с явной обладает большей точностью и рекомендована для применения в расчётах.

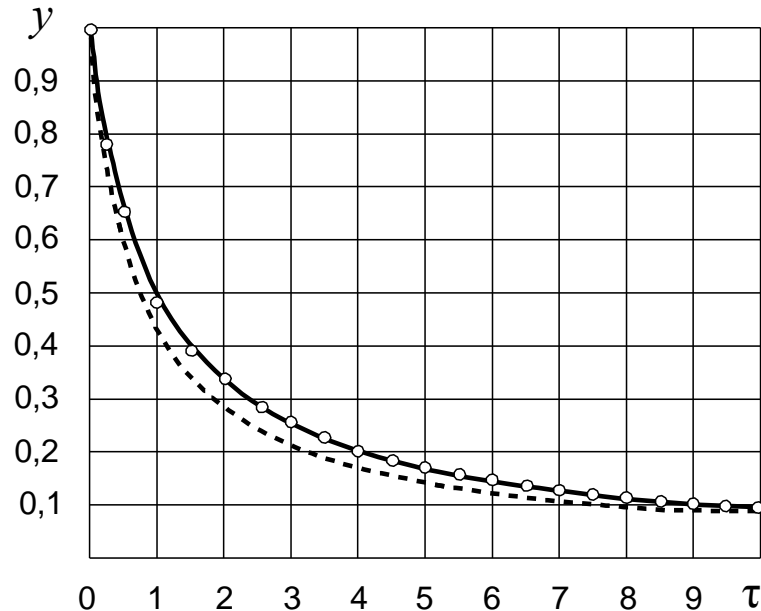


Рисунок 3.11. Результаты расчёта поведения функции y во времени по точной формуле (сплошная линия), по явной схеме (штриховая линия) и по комбинированной схеме (\circ)

Как видно, комбинированная схема даёт намного более точные результаты расчёта и поэтому предпочтительна.

Результаты численных расчётов по формулам (3.84) и (3.91) распределения относительного избыточного давления вдоль выработки при времени $\tau = 0,5$ с и $\tau = 1$ с с момента взрыва небольшой мощности в центре с учётом кинетической энергии потока смеси газов представлены на рисунке 3.12.

Сделанные ранее предположения о возможности не учитывать кинетическую энергию потока смеси газов и пренебрегать нелинейностью аэродинамического сопротивления довольно обоснованы.

Показано на различных примерах, что без введения схемной диффузии какой-либо субстанции численные решения задачи могут давать осцилляции, которые ошибочно будут приниматься за волны давления и искажать картину процесса до неузнаваемости.

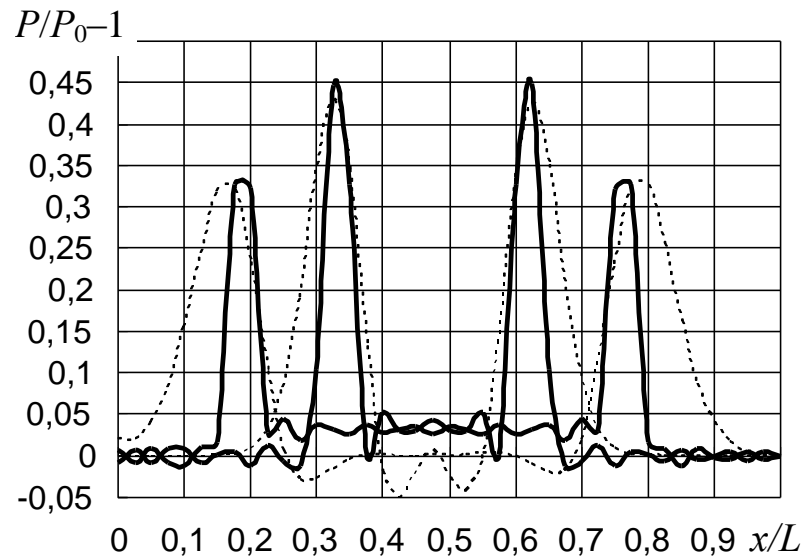


Рисунок 3.12. Результаты численного (штриховые линии) и аналитического (сплошные линии) расчёта распределения относительного избыточного давления по обе стороны от эпицентра взрыва спустя 0,5 с (волна высокого давления) и спустя 1 с (волна разрежения)

Это говорит о том, с какой осторожностью надо подходить к численным расчётам и получаемым результатам при использовании явных схем даже с центральными разностями второго порядка точности.

Полученные аналитические и численные решения задачи распространения воздушных ударных волн удовлетворительно согласуются друг с другом и могут быть использованы не только для прогноза ситуации при взрывах небольшой мощности, но и начиная с того места, где избыточное давление становится меньше 0,1 МПа, а скорости течения смеси газов – меньше скорости звука, что имеет большое практическое значение при выборе безопасных расстояний от эпицентра взрыва любой мощности.

3.4. Выводы

1. При взрывах малой мощности и дозвуковых скоростях движения потоков установлено, что дозвуковые скорости движения газов протекают, по сути, в изотермических условиях с повышением температуры всего на 20...40 К. Это

позволило получить аналитические решения и проверить достоверность численных методов распространения воздушных ударных волн в сквозных и в тупиковых выработках.

2. Установлено, что полученные аналитические решения задачи распространения воздушных ударных волн могут быть использованы наряду с численными решениями не только для прогноза ситуации при взрывах небольшой мощности, но и тогда, когда избыточное давление становится меньше 0,1 МПа, а скорости течения смеси газов меньше скорости звука, что имеет большое практическое значение при выборе безопасных расстояний от эпицентра взрыва любой мощности.

3. Показано, что для погашения больших осцилляций при численном методе решения задачи динамики ударной волны необходимо введение коэффициента схемной вязкости, чтобы полученные результаты совпадали с аналитическими решениями для сквозной и для тупиковой выработок.

4. Установлено, что при взрыве в средней части тупиковой выработки воздушная ударная волна раздваивается и движется в двух противоположных направлениях, постепенно угасая, однако при столкновении с забоем выработки давление в ударной волне удваивается.

РАЗДЕЛ 4
МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ФОРМИРОВАНИЯ
И РАСПРОСТРАНЕНИЯ ВОЗДУШНЫХ УДАРНЫХ ВОЛН

4.1. Распространение воздушных ударных волн в адиабатических условиях

При взрывах метана и пыли большой мощности и сверхзвуковых скоростях движения газов их температура будет существенно повышаться, особенно в адиабатических условиях, когда игнорируется теплообмен со стенками горных выработок. В этом случае необходимо учитывать, кроме уравнений переноса массы и количества движения, ещё уравнение сохранения внутренней энергии смеси газов, описываемой третьим уравнением системы (3.10). Как и в предыдущем разделе, удобно ввести безразмерную массовую скорость $\bar{u} = \rho u / (\rho_0 c)$, в результате чего система уравнений (3.16) примет вид

$$\begin{cases} \frac{\partial \bar{\rho}}{\partial \tau} + c \frac{\partial (\bar{u})}{\partial x} = 0; \\ \frac{\partial (\bar{u})}{\partial \tau} + c \frac{\partial (\bar{P} + \bar{u}^2 / \bar{\rho})}{\partial x} = - \frac{k_{\text{тр}} \Pi c}{8S} \bar{u} \left| \frac{\partial \bar{u}}{\partial x} \right| / \bar{\rho}; \\ \frac{\partial (\bar{E})}{\partial \tau} + c \frac{\partial [(\bar{E} + \bar{P}) \bar{u} / \bar{\rho}]}{\partial x} = \frac{\alpha \Pi}{\rho_0 B S} (1 - \bar{P} / \bar{\rho}). \end{cases} \quad (4.1)$$

При этом внутреннюю энергию с введением массовой скорости определяют согласно (3.18) по формуле

$$\bar{E} = E / (\rho_0 c^2) = \frac{1}{\gamma - 1} \bar{P} + \frac{\bar{u}^2 / \bar{\rho}}{2}. \quad (4.2)$$

Удобство вида системы уравнений (4.1) заключается в том, что в левой части под знаком производных по времени присутствуют искомые функции. Считая процесс адиабатическим в теплоизолированных выработках ($\alpha = 0$), используем для расчёта явную схему с центральными разностями и комбинированную схему для правой части второго уравнения системы (4.1). Тогда с учётом схемной диффузии массы и диссипации энергии получим

$$\left\{ \begin{array}{l} \bar{\rho}_m^{n+1} = \bar{\rho}_m^n + \text{Cu} \left(\bar{u}_{m-1}^n - \bar{u}_{m+1}^n \right) / 2 + k\text{Cu} \left(\bar{\rho}_{m-1}^n - 2\bar{\rho}_m^n + \bar{\rho}_{m+1}^n \right); \\ \bar{u}_m^{n+1} = \frac{\left(1 - \bar{r}\text{Cu} \left| \bar{u}_m^n \right| / 2\bar{\rho}_m^n \right) \bar{u}_m^n + \text{Cu} \left(\bar{P}_{m-1}^n - \bar{P}_{m+1}^n + \bar{u}_{m-1}^{n2} / \bar{\rho}_{m-1}^n - \bar{u}_{m+1}^{n2} / \bar{\rho}_{m+1}^n \right) / 2}{1 + \bar{r}\text{Cu} \left| \bar{u}_m^n \right| / 2\bar{\rho}_m^n}; \\ \bar{E}_m^{n+1} = \bar{E}_m^n + \text{Cu} \left[\left(\bar{E}_{m-1}^n + \bar{P}_{m-1}^n \right) \bar{u}_{m-1}^n / \bar{\rho}_{m+1}^n - \left(\bar{E}_{m+1}^n + \bar{P}_{m+1}^n \right) \bar{u}_{m+1}^n / 2\bar{\rho}_{m+1}^n \right] / 2 + \\ + k\text{Cu} \left(\bar{P}_{m-1}^n - 2\bar{P}_m^n + \bar{P}_{m+1}^n \right) / (\gamma - 1). \end{array} \right. \quad (4.3)$$

Третье уравнение полученной системы удобно согласно (4.2) разрешить относительно функции давления, в результате чего получим:

$$\left\{ \begin{array}{l} \bar{\rho}_m^{n+1} = \bar{\rho}_m^n + \text{Cu} \left(\bar{u}_{m-1}^n - \bar{u}_{m+1}^n \right) / 2 + k\text{Cu} \left(\bar{\rho}_{m-1}^n - 2\bar{\rho}_m^n + \bar{\rho}_{m+1}^n \right); \\ \bar{u}_m^{n+1} = \frac{\left(1 - \bar{r}\text{Cu} \left| \bar{u}_m^n \right| / 2\bar{\rho}_m^n \right) \bar{u}_m^n + \text{Cu} \left(\bar{P}_{m-1}^n - \bar{P}_{m+1}^n + \bar{u}_{m-1}^{n2} / \bar{\rho}_{m-1}^n - \bar{u}_{m+1}^{n2} / \bar{\rho}_{m+1}^n \right) / 2}{1 + \bar{r}\text{Cu} \left| \bar{u}_m^n \right| / 2\bar{\rho}_m^n}; \\ \bar{P}_m^{n+1} = \bar{P}_m^n + (\gamma - 1) \left(\bar{u}_m^{n2} / \bar{\rho}_m^n - \bar{u}_m^{n+12} / \bar{\rho}_m^{n+1} \right) / 2 + \\ + \text{Cu} \left\{ \left[\gamma \bar{P}_{m-1}^n + (\gamma - 1) \bar{u}_{m-1}^{n2} / 2\bar{\rho}_{m-1}^n \right] \bar{u}_{m-1}^n / \bar{\rho}_{m-1}^n - \right. \\ \left. - \left[\gamma \bar{P}_{m+1}^n + (\gamma - 1) \bar{u}_{m+1}^{n2} / 2\bar{\rho}_{m+1}^n \right] \bar{u}_{m+1}^n / \bar{\rho}_{m+1}^n \right\} / 2 + k\text{Cu} \left(\bar{P}_{m-1}^n - 2\bar{P}_m^n + \bar{P}_{m+1}^n \right). \end{array} \right. \quad (4.4)$$

Преимущество предлагаемой схемы численных расчётов по сравнению с известной схемой [109] заключается в том, что в первую и в третью формулы (4.4) введены схемные диффузия массы и диссипация энергии для погашения осцилляций, обязательно возникающих и искажающих конфигурацию воздушных ударных волн. Эти осцилляции присущи явным схемам, использующим аппроксимации второго порядка точности по пространственной координате при сверхзвуковых скоростях движения газов и должны погашаться введением схемной диффузии, если рассмотрены только уравнения переноса количества движения [81]. Кроме того, вторая формула построена по комбинированной схеме, повышающей, как было показано ранее, точность расчётов. Игнорирование потерь теплоты ($\alpha = 0$) аргументировано рассмотрением адиабатического процесса при быстро протекающих химических реакциях, что повышает надёжность численных расчётов с некоторым завышением расчётного давления.

В качестве краевых условий используют, как и ранее, условия для сквозной выработки неизменности параметров на границах. Начальное условие для давления меняется скачком в месте взрыва от P_0 до задаваемого давления P_1 в зависимости от длины зоны воспламенения с взрывоопасной концентрацией метана. В результате можно принять

$$\left. \begin{aligned} \bar{\rho}_m^0 = 1; \quad \bar{\rho}_0^{n+1} = 1; \quad \bar{\rho}_m^{n+1} = 1; \\ \bar{u}_m^0 = 0; \quad \bar{u}_0^{n+1} = 0; \quad \bar{u}_m^{n+1} = 0; \\ \bar{P}_m^0 = \begin{cases} \bar{P}_m^0 = 1 \text{ при } 0 < \bar{x} < \bar{x}_1; \bar{x}_2 < \bar{x} < 1; \\ \bar{P}_m^0 = \bar{P}_1 \text{ при } \bar{x}_1 < \bar{x} < \bar{x}_2; \end{cases} \\ \bar{P}_0^{n+1} = 1; \quad \bar{P}_m^{n+1} = 1. \end{aligned} \right\} \quad (4.5)$$

Для тупиковой выработки изменятся лишь граничные условия у забоя из-за непроницаемости стенок. Поэтому для плотности и давления здесь можно принять

$$\bar{\rho}_0^{n+1} = \rho_1^{n+1}; \quad \bar{P}_0^{n+1} = \bar{P}_1^{n+1}. \quad (4.6)$$

Остальные краевые условия остаются такими же, как и для сквозной выработки. Моделировали развитие и затухание воздушной ударной волны при мощных взрывах метана по расчётной схеме (4.4) с использованием краевых условий (4.5) и (4.6). При моделировании длина зоны взрывоопасной концентрации метана увязывалась с мощностью взрыва согласно экспериментальным данным (см. рисунок 3.4).

На рисунках 4.1 – 4.4 представлены результаты численных расчётов распределения безразмерных плотности, скорости, давления и температуры вдоль сквозной выработки через различное время с момента взрыва при скачке давления до 0,8 МПа в результате взрыва в средней части на длине 50 м с общей протяжённостью выработки 1000 м.

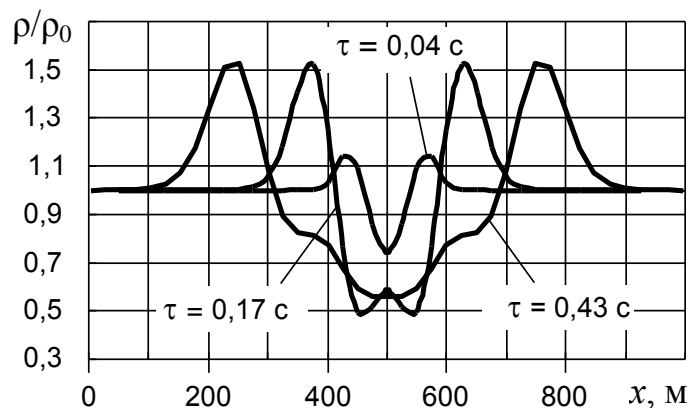


Рисунок 4.1. Распределение относительной плотности смеси газов вдоль сквозной выработки через различное время с момента мощного взрыва

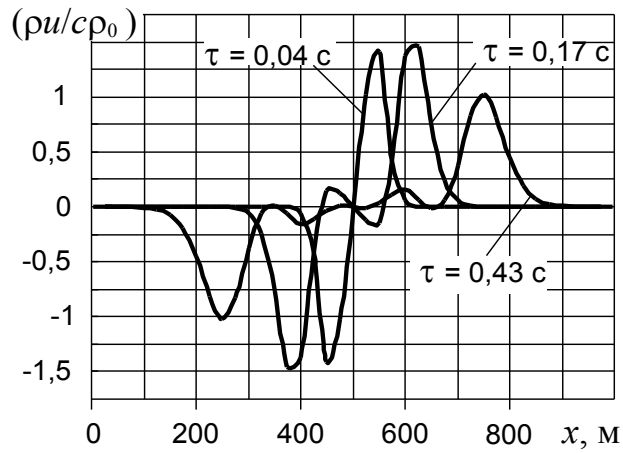


Рисунок 4.2. Распределение относительной скорости смеси газов вдоль сквозной выработки через различное время с момента мощного взрыва

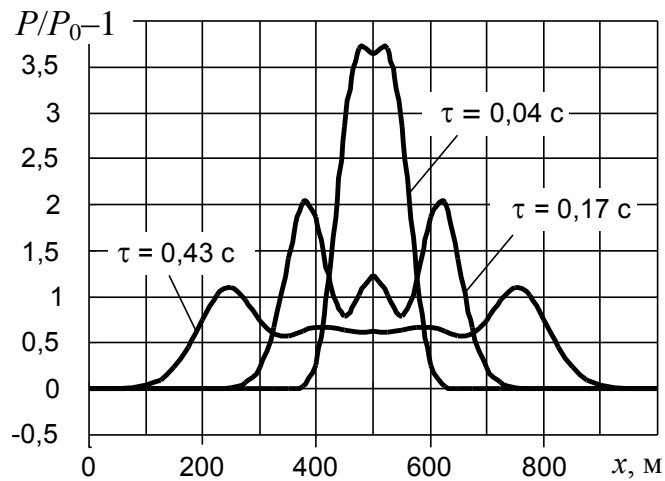


Рисунок 4.3. Распределение относительного избыточного давления вдоль сквозной выработки через различное время с момента мощного взрыва

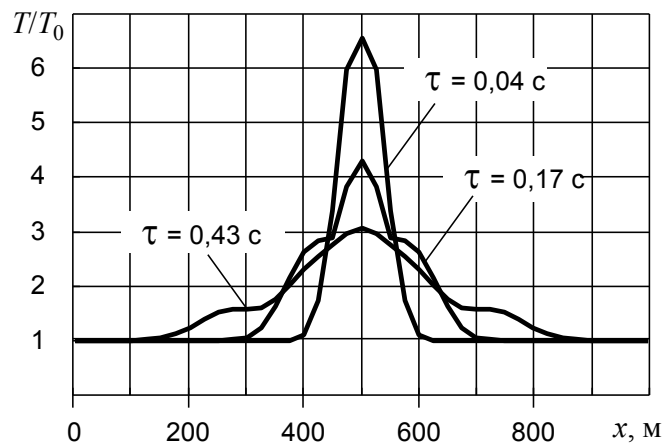


Рисунок 4.4. Распределение относительной температуры вдоль сквозной выработки через различное время с момента мощного взрыва

Как видно из рисунка 4.1, в зоне мощного взрыва плотность смеси газов падает, а во фронте образовавшихся двух воздушных ударных волн плотность наоборот повышается. Поэтому неправомерно принимать плотность пропорциональной давлению, как принимали при взрывах небольшой мощности, поскольку отклонения от среднего значения составляют 50 % и больше.

Возникновение мощного взрыва (см. рисунок 4.2) вызывает сверхзвуковые течения газов в противоположные от эпицентра стороны. Спустя некоторое время волны становятся дозвуковыми на расстоянии примерно 250 м по обе стороны от эпицентра.

Как видно из рисунка 4.3, в первый момент образовавшаяся воздушная ударная волна не разделяется на две части, а лишь заметен небольшой провал с образованием на одной кривой двух максимумов. Затем образуются две воздушные ударные волны, движущиеся в противоположных направлениях всё дальше друг от друга, полностью симметричные относительно эпицентра взрыва с одинаковыми максимумами, которые со временем уменьшаются.

При мощном взрыве температура в его эпицентре увеличивается более чем в 6 раз (см. рисунок 4.4), а её поражающее действие может распространиться в обе стороны на 300...400 м. В то же время взрыв небольшой мощности, например 0,05 МПа, приводит к повышению температуры всего на 20...30 К.

При расчётах принимали число $Cu = 0,1$ и коэффициент стабилизации погашения осцилляций $k = 1,0$. Различные вариации этих параметров приводили к большим осцилляциям, например при увеличении числа Куранта и уменьшении коэффициента стабилизации. С другой стороны, увеличение коэффициента, более указанного, приводит к большому размыву волны давления и других параметров, что не соответствует действительности.

Кроме взрывов в сквозных выработках, например в лавах и вентиляционных выработках, часто возникают взрывы в тупиковых выработках, особенно при взрывных работах.

Результаты численных экспериментов в тупиковых выработках представлены на рисунках 4.5 – 4.8.

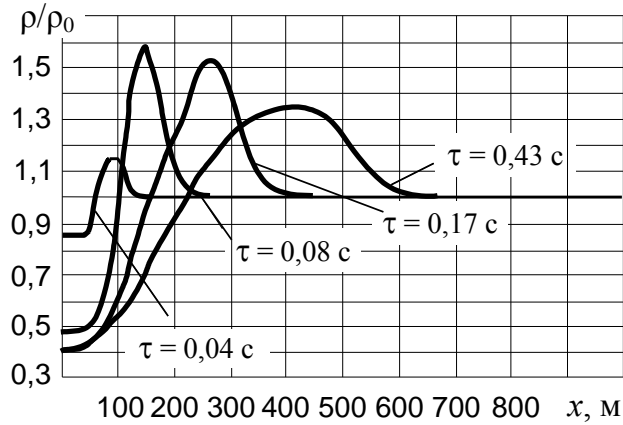


Рисунок 4.5. Распределение относительной плотности смеси газов вдоль тупиковой выработки через различное время с момента мощного взрыва в забое

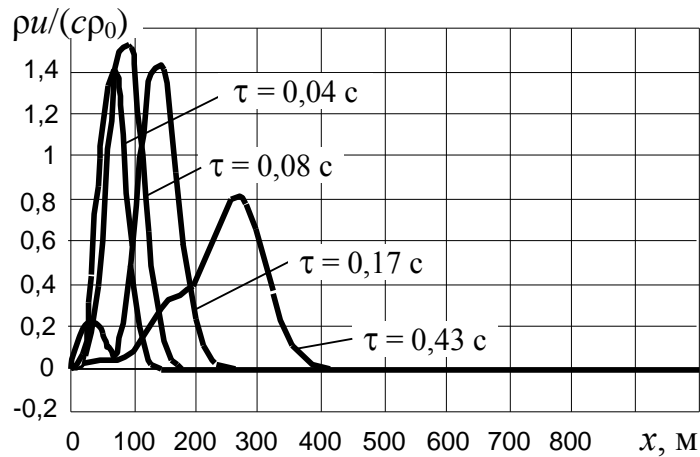


Рисунок 4.6. Распределение относительной скорости смеси газов вдоль тупиковой выработки через различное время с момента мощного взрыва

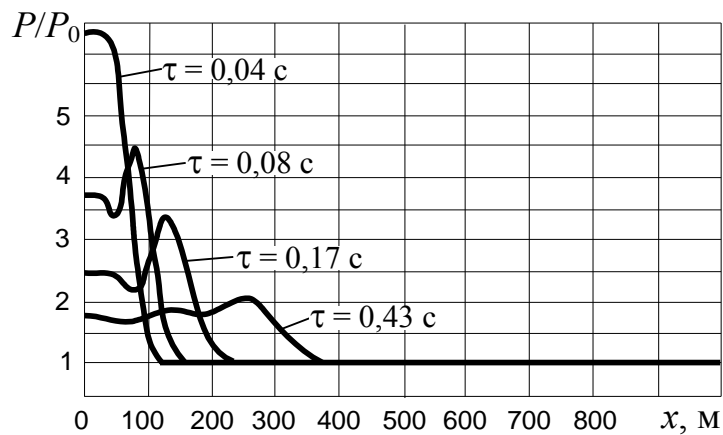


Рисунок 4.7. Распределение относительного давления вдоль тупиковой выработки через различное время с момента мощного взрыва в забое

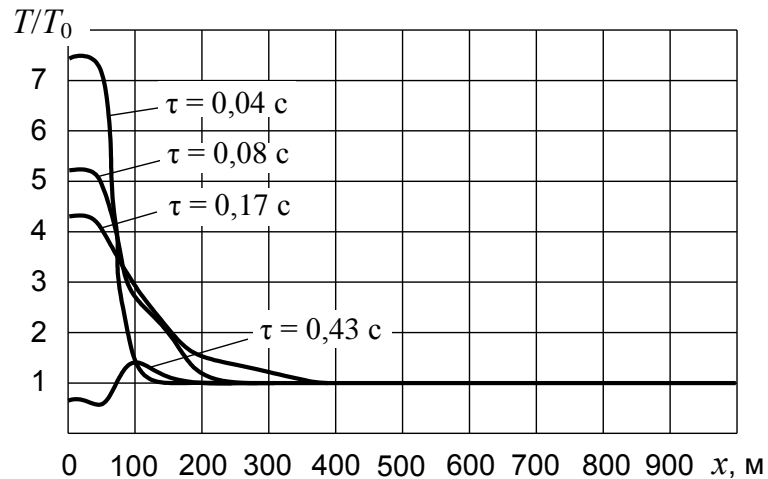


Рисунок 4.8. Распределение относительной температуры вдоль тупиковой выработки через различное время с момента мощного взрыва в забое

Как видно (см. рисунок 4.5), при мощном взрыве в забое тупиковой выработки создаётся разрежение, а через 100...200 м, наоборот, газоздушная смесь уплотняется, и максимум уплотнения смещается к устью выработки. Здесь, в тупиковой выработке, колебания плотности весьма существенны (до 50 % от первоначального значения в обе стороны).

При мощном взрыве в тупиковой выработке вблизи забоя (см. рисунок 4.6) скорости смеси газов близки к нулю, но на расстоянии 50...150 м от забоя скорость становится сверхзвуковой и лишь через 300 м скорость движения газов – дозвуковая.

Как видно (см. рисунок 4.7), образовавшееся в забое тупиковой выработки максимальное давление при мощном взрыве затем снижается и максимум смещается к устью выработки. Так, на расстоянии 250 м от забоя вместо 0,7 МПа максимум равен уже 0,2 МПа.

Как видно из рисунка 4.8, при взрыве большой мощности в забое тупиковой выработки образуется максимальная температура, со временем постепенно снижаясь. Поражающее действие температуры распространяется на 300 м и более.

При расчётах и в этом случае принимали число $C_u = 0,1$, а коэффициент стабилизации $k = 0,5$. При этом установлено, что коэффициент стабилизации необходимо в каждом случае выбирать таким образом, чтобы погашать

осцилляции до небольших колебаний, не допуская большого размазывания скачков давления.

Таким образом, численные эксперименты в сквозных и тупиковых выработках при мощных взрывах дали возможность получить полную картину происходящих процессов и установить их закономерности по поведению всех параметров, таких, как плотность и скорость движения смеси газов, давление и температура образующейся газовой среды.

Полученные результаты дают возможность распространить их на всю вентиляционную сеть с учётом всех местных сопротивлений на пути движения смеси газов.

4.2. Формирование и распространение воздушных ударных волн при цепной реакции горения и теплообмене со стенками выработки

Всё разнообразие проявлений горения относится к двум основным явлениям – возникновению и распространению пламени. Возникновение пламени является результатом прогрессирующего самоускорения химической реакции, которое становится возможным только при наличии определённых термических условий, создаваемых внешним источником – искровым разрядом, горячими стенками выработки или в результате адиабатического сжатия.

Специфическим свойством образовавшегося очага пламени является его способность к быстрому распространению по реакционной цепи. Распространение пламени относят к двум классам – дозвуковое (ламинарное или турбулентное) и сверхзвуковое (детонационное) движение газов.

Установлено радикальное отличие детонационной волны от всех видов распространения пламени. Так, детонационная или взрывная волна распространяется с постоянной скоростью независимо от длины выработки и независимо от её поперечного сечения, а также от условий на концах. Стационарность процесса распространения волны объясняется тем, что её скорость значительно превышает скорость звука и, например, при сгорании

метана с кислородом равна 2528 м/с. Это означает, что взрывная волна, в отличие от медленного горения, характеризуется соединением пламени и механического возмущения. Распространение пламени посредством теплопроводности и диффузионного обмена между зоной горения и свежим газом приводит к тому, что скорость распространения пламени оказывается ниже скорости звука. Наоборот, скорость распространения детонационной волны всегда значительно выше скорости звука, а это значит, что в механизме этого распространения не участвует передача теплоты теплопроводностью или диффузией. Следовательно, в детонационной волне воспламенение в последовательных слоях газов вызывается адиабатическим сжатием без потерь теплоты. Поэтому при рассмотрении детонационной волны необходимо в уравнение сохранения энергии добавлять теплоту химической реакции.

В то же время при рассмотрении вопроса формирования и распространения ударных волн обычно в качестве начальных условий принимается какое-то статическое давление на некотором участке выработки, как это и задавалось ранее. Однако это, строго говоря, не соответствует физике процесса. В реальных условиях, на самом деле, источник воспламенения в каком-либо месте поджигает горючую смесь газов, в результате чего возникает цепная реакция быстрого горения с химическими реакциями и выделением большого количества теплоты. Поэтому задавать надо не давление, а количество теплоты в каком-либо месте выработки с быстрым распространением пламени вдоль загазованной зоны.

В этом случае третье уравнение системы (4.1) представим в виде

$$\frac{\partial(\bar{E})}{\partial\tau} + c \frac{\partial[(\bar{E} + \bar{P})\bar{u} / \bar{\rho}]}{\partial x} = \frac{\alpha\Pi}{\rho_0 B S} (1 - \bar{P} / \bar{\rho}) + \frac{q}{\rho_0 B T_0}, \quad (4.7)$$

где q – количество теплоты, выделяемой в единице объема выработки при цепной реакции горения, как функция времени и расстояния, Вт/м³;

B – газовая постоянная, Дж/(кг·К).

Функция выделяемого количества теплоты должна задаваться на некотором участке загазованной зоны выработки с учётом скорости распространения пламени по формуле

$$q(x, \tau) = \begin{cases} q_0 \left[1 + \left(10^{-5} + U_n \tau - x \right) / \left| 10^{-5} + U_n \tau - x \right| \right] / 2l & \text{при } \tau \leq l / U_n; \\ 0 & \text{при } \tau > l / U_n, \end{cases} \quad (4.8)$$

где q_0 – заданное количество теплоты при цепных реакциях горения, Вт/м³;

U_n – скорость распространения пламени, м/с;

l – длина загазованной зоны, м;

x – текущая координата в промежутке ($x_1 < x < x_1 + l$).

В отличие от системы (4.5) краевые условия должны иметь вид

$$\left. \begin{aligned} \bar{\rho}_m^0 = 1; \quad \bar{\rho}_0^{n+1} = 1; \quad \bar{\rho}_m^{n+1} = 1; \\ \bar{u}_m^0 = 0; \quad \bar{u}_0^{n+1} = 0; \quad \bar{u}_m^{n+1} = 0; \\ \bar{P}_m^0 = 1; \\ \bar{P}_0^{n+1} = 1; \quad \bar{P}_m^{n+1} = 1. \end{aligned} \right\} \quad (4.9)$$

Краевые условия (4.9) указывают на то, что до воспламенения горючей смеси никаких возмущений нет и нет необходимости задавать скачок давления в каком-либо месте.

В результате, используя систему уравнений (4.1) и вместо второго уравнения уравнение (4.7), в конечных разностях получим

$$\left\{ \begin{array}{l}
\bar{\rho}_m^{n+1} = \bar{\rho}_m^n + \text{Cu} \left(\bar{u}_{m-1}^n - \bar{u}_{m+1}^n \right) / 2 + k\text{Cu} \left(\bar{\rho}_{m-1}^n - 2\bar{\rho}_m^n + \bar{\rho}_{m+1}^n \right); \\
\bar{u}_m^{n+1} = \frac{1}{1 + \bar{r}\text{Cu} \left| \bar{u}_m^n \right| / 2\bar{\rho}_m^n} \left[\left(1 - \bar{r}\text{Cu} \left| \bar{u}_m^n \right| / 2\bar{\rho}_m^n \right) \bar{u}_m^n + \right. \\
\left. + \text{Cu} \left(\bar{P}_{m-1}^n - \bar{P}_{m+1}^n + \bar{u}_{m-1}^{n2} / \bar{\rho}_{m-1}^n - \bar{u}_{m+1}^{n2} / \bar{\rho}_{m+1}^n \right) / 2 \right]; \\
\bar{P}_m^{n+1} = \bar{P}_m^n + (\gamma - 1) \left(\bar{u}_m^{n2} / \bar{\rho}_m^n - \bar{u}_m^{n+12} / \bar{\rho}_m^{n+1} \right) / 2 + \\
+ \text{Cu} \left\{ \left[\gamma \bar{P}_{m-1}^n + (\gamma - 1) \bar{u}_{m-1}^{n2} / 2\bar{\rho}_{m-1}^n \right] \bar{u}_{m-1}^n / \bar{\rho}_{m-1}^n - \right. \\
\left. - \left[\gamma \bar{P}_{m+1}^n + (\gamma - 1) \bar{u}_{m+1}^{n2} / 2\bar{\rho}_{m+1}^n \right] \bar{u}_{m+1}^n / \bar{\rho}_{m+1}^n \right\} / 2 + \\
+ k\text{Cu} \left(\bar{P}_{m-1}^n - 2\bar{P}_m^n + \bar{P}_{m+1}^n \right) + \alpha\text{Cu} \left(1 - \bar{P}_m^n / \bar{\rho}_m^n \right) + \text{Cu} \bar{q}_m^n,
\end{array} \right. \quad (4.10)$$

где $\bar{\alpha} = \frac{(\gamma - 1)\alpha\Pi\Delta x}{\rho_0 c B S}$ – безразмерный коэффициент теплоотдачи стенкам выработки;

$\bar{q}_m^n = \frac{(\gamma - 1)q_m^n \Delta x}{\rho_0 c B T_0}$ – безразмерная функция тепловыделения при цепных реакциях горения.

Это даёт возможность производить численные расчёты распределения параметров плотности, скорости, температуры и давления вдоль тупиковых и сквозных выработок при взрывах большой или малой мощности и цепной реакции горения.

На рисунках 4.9 – 4.12 представлены результаты численных расчётов распределения безразмерных плотности, скорости, давления и температуры

вдоль тупиковой выработки через различное время с момента взрыва при цепной реакции горения в призабойной части выработки на протяжении $l = 150$ м.

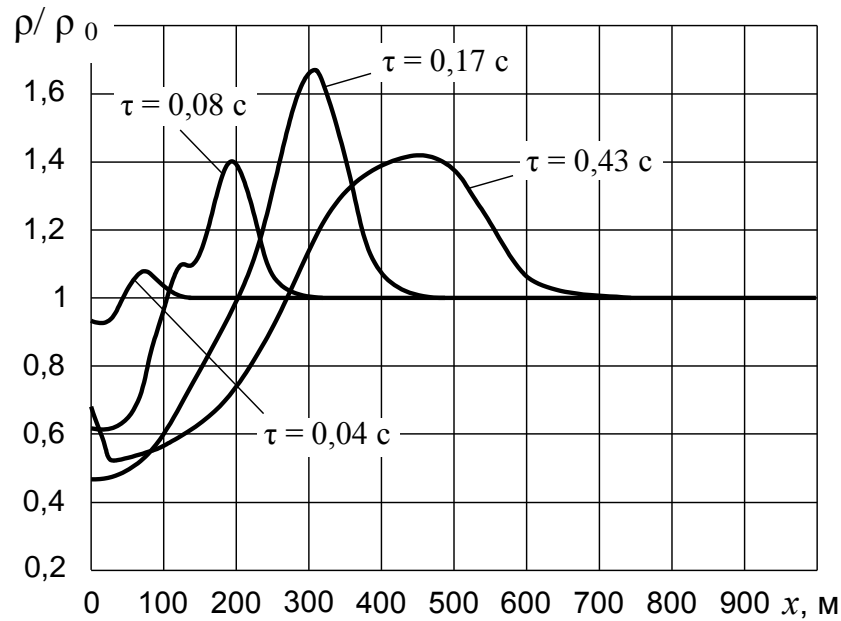


Рисунок 4.9. Распределение относительной плотности смеси газов вдоль тупиковой выработки через различное время с момента начала цепной реакции горения

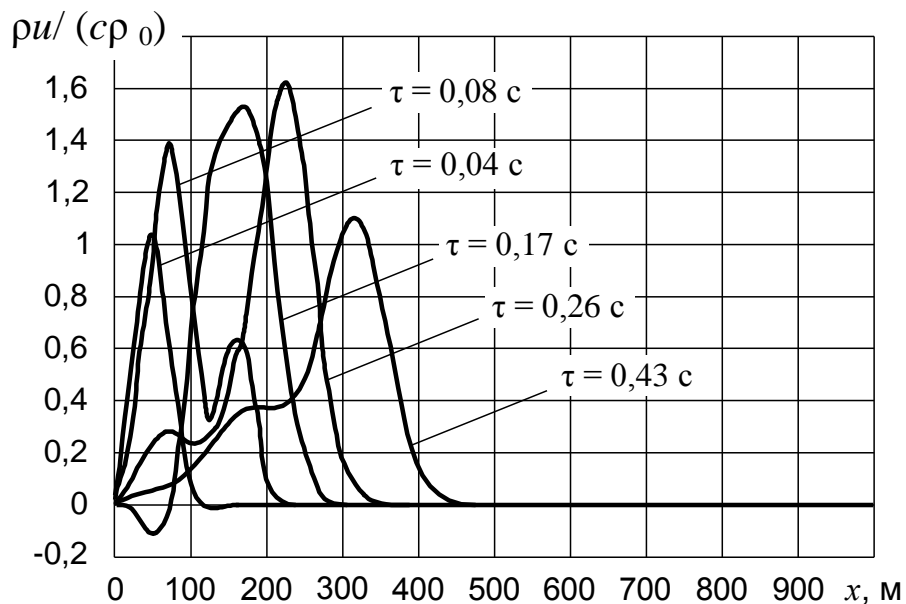


Рисунок 4.10. Распределение относительной скорости смеси газов вдоль тупиковой выработки через различное время с момента начала цепной реакции горения

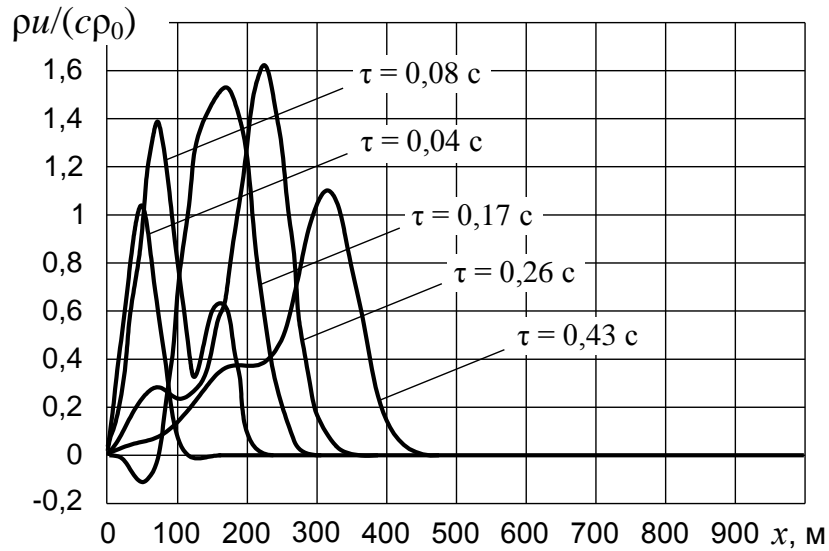


Рисунок 4.11. Распределение относительного давления вдоль тупиковой выработки через различное время с момента начала цепной реакции горения

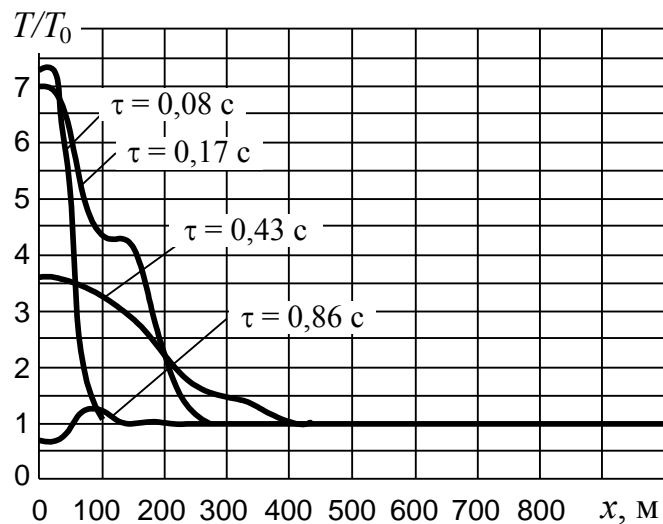


Рисунок 4.12. Распределение относительной температуры вдоль тупиковой выработки через различное время с момента начала цепной реакции горения

Из сравнения данных рисунков 4.5 и 4.9 следует, что они почти не отличаются, если принять безразмерные параметры $\bar{\alpha} = 0,1$ и $\bar{q}_0 = 36$. Колебания относительной плотности будут находиться в пределах от 0,45 до 1,65, однако максимум плотности смещается со 150 на 320 м, что объясняется не мгновенным заданием давления, как ранее, а учётом перемещения фронта горения при цепной реакции.

Из сравнения данных рисунков 4.6 и 4.10 следует, что учёт цепной реакции горения приводит к смещению области со сверхзвуковым течением с 200 до 400 м. Смещается также и максимум скорости со 100 на 230 м, хотя его значение сохраняется.

Сравнивая полученные данные, приведенные на рисунке 4.11, при цепной реакции с данными на рисунке 4.7 при задании первоначального давления в виде скачка, приходим к выводу, что задание теплового источника формирует давление и максимальную воздушную ударную волну уже за зоной горения где-то на расстоянии 75 м от забоя при длине зоны горения 50 м. Таким образом, давление – вторичный фактор и не может быть задано заранее. При этом термодинамический подход к распространению ударных волн показывает, что при одинаковых исходных данных полученные значения давления смещаются дальше вдоль выработки. Так, давление 0,2 МПа наблюдается на расстоянии 350 м от забоя выработки, в то время как это же давление имеет место на расстоянии 250 м, если его первоначальное значение задать в виде столбика.

Из сравнения полученных данных на рисунках 4.8 и 4.12 следует, что при цепной реакции горения высокие температуры распространяются дальше по выработке с поражающим действием до 400...500 м. То, что максимальные температуры достигают 2000 К, подтверждают экспериментальные данные, где наблюдались максимальные температуры и до 3500 К.

Таким образом, предложена схема численных расчётов распространения и отражения ударных волн большой мощности, отличающаяся от известных схем введением схемных диффузии массы, вязкости и диссипации энергии для погашения осцилляций, обязательно возникающих и искажающих конфигурацию ударных волн. Кроме того, для численных расчётов использована комбинированная схема решения уравнения количества движения, повышающая точность расчётов.

Выполненные численные эксперименты с различными исходными данными давления взрыва позволили определить протекание во времени газодинамических процессов и установить, что при цепной реакции горения

высокие температуры распространяются далеко по выработке с поражающим действием.

Как установлено при численном моделировании, задание теплового источника формирует давление и максимальную воздушную ударную волну за пределами зоны горения при цепной реакции горения газов взрывчатой концентрации.

Для установления достоверности предложенного численного метода расчёта параметров формирования и распространения воздушных ударных волн результаты моделирования сравнивали с известными данными численных расчётов.

При сравнении вначале принимали начальное распределение давления в виде его скачка на некоторой длине выработки при отсутствии цепной реакции горения ($\bar{q}_m^n = 0$). При этом отношение удельных теплоёмкостей газов принимали равным $\gamma = 1,4$; периметр выработки – равным $\Pi = 4\sqrt{S}$.

Как показали расчёты, коэффициенты диффузии и диссипации энергии могут быть приняты одинаковыми, однако они, как уже отмечалось, должны зависеть от начального удельного давления.

Данные расчётов при $P_1/P_0 \leq 30$ показывают, что указанные коэффициенты могут быть определены по формуле

$$k = 0,05 P_1/P_0 . \quad (4.11)$$

При расчёте по формуле (4.11) исключаются огромные осцилляции, не соответствующие действительности при числе Куранта $Cu \leq 0,1$ и коэффициенте аэродинамического сопротивления $\lambda \geq 0,02$.

На рисунке 4.13 приведены результаты численного моделирования распространения воздушных ударных волн в тупиковой выработке при взрыве метана с начальным скачком давления $P_1/P_0 = 4$ на расстоянии 50 м от её забоя. В остальной части выработки принимали начальное давление $P_1/P_0 = 1$.

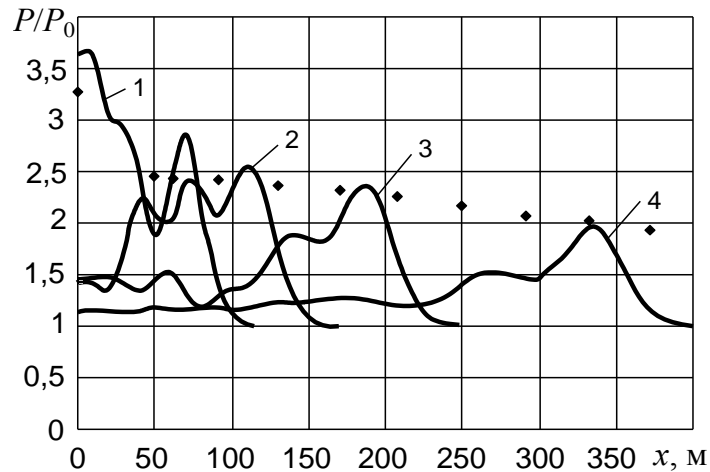


Рисунок 4.13. Распределение давления в тупиковой выработке через различные моменты времени после взрыва метана:
 1 – 0,066 с; 2 – 0,165 с; 3 – 0,33 с; 4 – 0,66 с;
 ◆ – экспериментальные данные

Здесь же приведены известные данные [109] моделирования изменения максимального давления вдоль тупиковой выработки в виде огибающей кривой (маркеры). Расчёты проводили при общих одинаковых исходных данных: $S = 10 \text{ м}^2$; $\bar{r} = 0,1$; $\bar{\alpha} = 0,001$.

Сравнение полученных расчётных данных с известными данными моделирования Р.Б. Тяна [207] показывает, что пики максимальных давлений вдоль выработки примерно совпадают с их огибающей кривой. Однако сами кривые являются гладкими без осцилляций, что вызывает сомнение, как они были получены без введения в рассмотрение коэффициентов диффузии и диссипации энергии.

Дальнейшие расчёты выполнены при цепной реакции горения метана, когда не задаётся начальное распределение давления в виде скачка на некоторой площадке, а вводится в третью формулу (4.10) функция мгновенного источника тепловыделения, перемещающегося вдоль выработки на каждой итерации по времени, которая представлена в виде

$$\bar{q}_m^n = 3,5n\Delta x / \sqrt{S}, \quad (4.12)$$

где Δx – шаг по длине выработки при численных расчётах, м;

n – номер шага по времени.

При этом принято, что число $n < N \approx \sqrt{S}/\Delta x$ меньше некоторого целого числа, соответствующего длине зоны загазованности выработки при достижении в её конце максимального значения давления 2,8 МПа.

На рисунке 4.14 приведены результаты моделирования распространения избыточного давления по тупиковой выработке при цепной реакции горения на отрезке длиной 220 м, что соответствует давлению 2,8 МПа в конце указанного участка, считая от забоя выработки, при площади её поперечного сечения $S = 10 \text{ м}^2$.

Кривая и маркеры указывают на границы максимальных избыточных давлений в выработке, закреплённой металлической крепью с железобетонной затяжкой, площадью сечения $S = 10 \text{ м}^2$ и аэродинамическим сопротивлением $\lambda = 0,12 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$, соответствующим сопротивлению, принимаемому равным $0,018 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$.

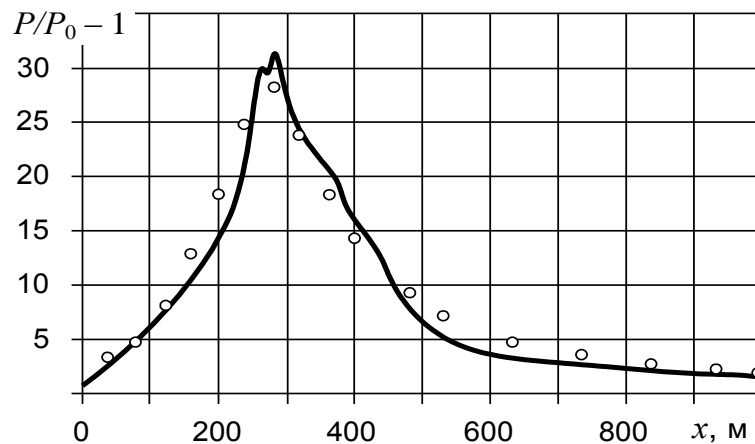


Рисунок 4.14. Распределение относительного избыточного давления в тупиковой выработке в зоне горения и за её пределами: кривая – расчётные данные; \circ – экспериментальные данные

Результаты сравнения данных численного моделирования динамики ударных волн при цепной реакции горения с известными данными показывают, что границы максимальных избыточных давлений примерно совпадают.

Кроме того, при численном моделировании установлено, что нельзя принимать начальное распределение давления в виде скачка на участке длиной более 50 м. Это приводит к длительному угасанию ударных волн и не соответствует действительности. В этом случае следует рассматривать процессы с цепной реакцией горения метана и пыли.

4.3. Взаимодействие воздушных ударных волн на пути их движения при повторных взрывах

Математическое моделирование взаимодействия воздушных ударных волн при взрывах метана, а затем пыли выполняли сначала для тупиковой выработки. При этом был принят начальный скачок давления $P_1/P_0 = 4$ в 50 м от забоя выработки. В остальной части выработки принимали начальное давление $P_1/P_0 = 1$ [18].

На рисунке 4.15 приведены результаты моделирования распространения воздушных ударных волн при взрывах метана с последующим взрывом пыли на расстоянии от забоя выработки 200...250 м при тех же исходных данных, что и в предыдущем примере.

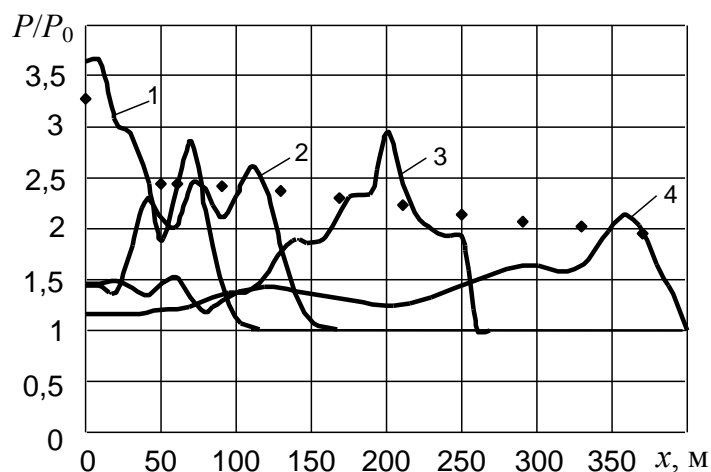


Рисунок 4.15. Распределение давления в тупиковой выработке через различные промежутки времени после взрыва метана с последующим взрывом пыли:

1 – 0,066 с; 2 – 0,165 с; 3 – 0,33 с; 4 – 0,66 с;

◆ – экспериментальные данные

Здесь же приведены известные данные [109] моделирования изменения максимального давления вдоль тупиковой выработки в виде огибающей кривой (маркеры) без взрыва пыли. Расчёты проводили при общих одинаковых исходных данных: $S = 10 \text{ м}^2$; $\bar{r} = 0,1$; $\bar{\alpha} = 0,001$.

Данные моделирования показывают, что на расстоянии 200...250 м от забоя выработки слой пыли на ее стенках переходит во взвешенное состояние и взрывается. При этом принималось [150], что дополнительное избыточное давление при взрыве пыли составляет 30 % от первоначального и равно 0,09 МПа.

Как видно, взрыв пыли вызывает дополнительный скачок давления на расстоянии 200 м от забоя почти до 0,3 МПа, после чего скачок быстро уменьшается и уже на расстоянии 350 м всего на 10 % превышает давление при взрыве только метана.

Дальнейшее математическое моделирование взаимодействия воздушных ударных волн при взрывах метана, а затем пыли выполняли в сквозной выработке. На рисунке 4.16 приведены результаты моделирования распространения ударных волн в сквозной выработке при взрыве метана с последующим взрывом пыли на расстоянии от эпицентра первого взрыва 200 м, расположенного в 400 м от входа в выработку, при тех же исходных данных, что и в предыдущих примерах.

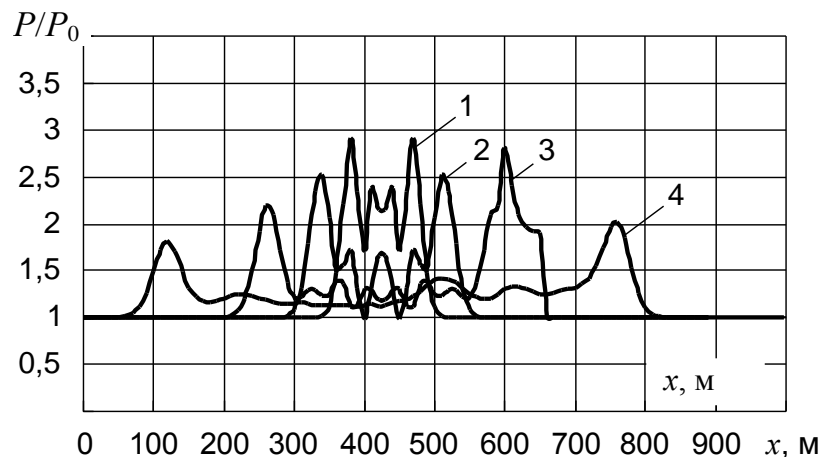


Рисунок 4.16. Распределение давления в сквозной выработке через различные промежутки времени после взрыва метана с последующим взрывом пыли:

1 – 0,066 с; 2 – 0,165 с; 3 – 0,33 с; 4 – 0,66 с

Как видно, после взрыва метана в лаве повторный взрыв пыли в вентиляционной выработке мощностью 30 % от первоначального приводит к асимметрии распространения ударных волн. В этом случае через 0,66 с после первого взрыва волна давления справа на расстоянии 760 м от входа уже превышает 0,2 МПа, а слева на расстоянии 120 м от входа это давление такое же, как и в первом случае.

Математическое моделирование взаимодействия ударных волн при повторных взрывах метана проводили при первом взрыве метана в тупиковой выработке с последующим взрывом в лаве. При этом задавали скачок давления не на некотором участке выработки, а в виде цепной реакции быстрого горения, переходящего во взрыв, как уже было рассмотрено и подтверждено экспериментально.

На рисунке 4.17 представлены результаты моделирования взаимодействия воздушных ударных волн при мощных взрывах сначала в тупиковой выработке, а затем в лаве.

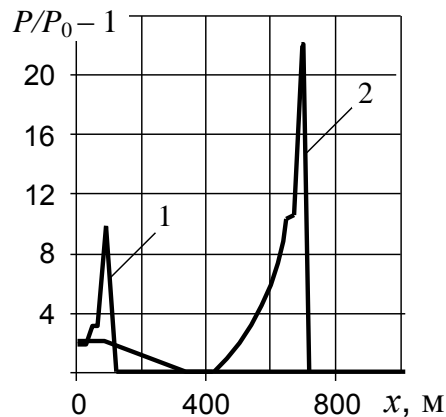


Рисунок 4.17. Взаимодействие воздушных ударных волн при взрывах метана сначала в тупиковой выработке (1), а затем в лаве (2)

При математическом моделировании взаимодействия воздушных ударных волн принимали, что взрыв метана произошёл в тупиковой выработке на протяжении 100 м, а затем по всей лаве (200 м), начиная с 500 м от устья тупика. Это вызвало скачок давления в тупике до 1 МПа, а в лаве на 2,2 МПа, что находится в полном соответствии с данными Р.Б. Тяна [207], если принять

площади сечения выработок 10 м^2 и аэродинамические сопротивления $0,015 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$.

Как видно на рисунке 4.17, между эпицентрами взрывов через некоторое время возникает разрежение, а в забое тупика – удвоение скачка давления.

4.4. Скачки скорости и давления при сверхзвуковой скорости движения газов на прямых участках выработки

При сверхзвуковой скорости движения газов скачки скорости и давления возникают на прямолинейных участках выработок и в местах их сопряжений друг с другом [30]. Рассмотрим стационарное движение газов со сверхзвуковой скоростью в горной выработке при длительно действующем мощном источнике. В данном случае можно получить аналитическое решение задачи.

Для стационарного движения газов используем те же уравнения сохранения массы, количества движения и энергии, что и в системе (3.10), но при адиабатическом процессе ($\alpha_m = 0$) и вне зависимости от времени:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{d(\rho u S)}{dx} = 0; \\ \frac{d[(P + \rho u^2)S]}{dx} = -\frac{k_{\text{тр}} \Pi}{8} \rho u |u|; \\ \frac{d[(P + E)uS]}{dx} = 0. \end{array} \right. \quad (4.13)$$

Из первого уравнения системы (4.13) следует, что при стационарном режиме массовый расход газов является постоянной величиной, равной

$$\rho u S = G_1, \quad (4.14)$$

где G_1 – массовый расход газов, кг/с.

Это позволяет представить третье уравнение системы (4.13) в виде

$$\frac{d(P/\rho + E/\rho)}{dx} = 0. \quad (4.15)$$

Согласно (3.11) полная энергия потока газов представляет собой сумму тепловой и кинетической энергий. В свою очередь, температура связана с плотностью и давлением уравнением состояния газов (3.4).

Используя эти зависимости, представим уравнение (4.15) в виде

$$\frac{d\left[(B + c_v)T + u^2/2\right]}{dx} = 0. \quad (4.16)$$

Согласно (3.12) уравнение (4.16) примет вид

$$\frac{d(T + u^2/2c_p)}{dx} = 0, \quad (4.17)$$

где c_p – удельная теплоёмкость при постоянном давлении, равная для воздуха $1000 \text{ м}^2/(\text{с}^2 \cdot \text{К})$.

В таком случае решение уравнения (4.17) можно представить в виде

$$T + u^2/c_p = T_1, \quad (4.18)$$

где T_1 – температура в эпицентре взрыва, К.

Полученная формула (4.18) находится в полном соответствии с формулой, используемой для расчёта температуры торможения сверхзвуковых потоков.

Из формулы (4.18) получим

$$u = \pm \sqrt{2c_p(T_1 - T)}, \quad (4.19)$$

откуда следует, что резкое повышение температуры при быстром горении метана и пыли вызовет в каком-либо месте выработки скачкообразное увеличение объёма газов, следовательно, скорости газов в двух направлениях. Так, при температуре газов в месте взрыва $T_1 = 2300$ К и температуре сверхзвукового потока $T = 300$ К скорость движения газов в двух направлениях при $c_p = 1000$ м²/(с²·К) будет равна $u = \pm 2000$ м/с.

На рисунке 4.18 представлена схема поступления газов со сверхзвуковой скоростью, например, из лавы в сквозную выработку с подсвечиванием струи при длительно действующем источнике возмущения.

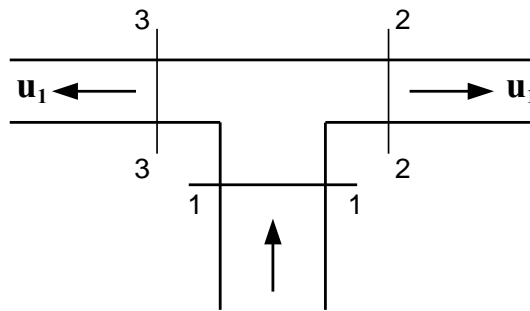


Рисунок 4.18. Схема поступления газов со сверхзвуковой скоростью в сквозную выработку при постоянно действующем источнике возмущения

Очевидно, движущийся в сечении 1 – 1 со сверхзвуковой скоростью поток газов останавливается, натываясь на стенку сквозной выработки, его кинетическая энергия переходит в тепловую согласно формуле (4.18), после чего, наоборот, тепловая энергия переходит в энергию движения в обе стороны сквозной выработки в сечениях 2 – 2 и 3 – 3. Такое движение может возникнуть при взрыве в выработанном пространстве, из которого продукты горения попадут в лаву.

При постоянной площади поперечного сечения выработки представим второе уравнение системы (4.13) в виде

$$\frac{d(P + \rho u^2)}{dx} = -\frac{k_{\text{тр}} \Pi}{8S} \rho u |u|. \quad (4.20)$$

С учётом выражений (4.14) и (3.4) преобразуем уравнение (4.20) к виду

$$\frac{d\left[\rho(BT + u^2)\right]}{dx} = -\frac{k_{\text{тр}}\Pi G_1}{8S^2} \left|u\right|. \quad (4.21)$$

Подставляя в уравнение (4.21) формулу (4.18), получим

$$\frac{d\left\{\rho\left[B(T_1 - u^2 / 2c_p) + u^2\right]\right\}}{dx} = -\frac{k_{\text{тр}}\Pi G_1}{8S^2} \left|u\right|. \quad (4.22)$$

Используя далее формулу (4.14), приведём уравнение (4.22) к виду

$$\frac{d\left[BT_1 / u + (1 - B / 2c_p)u\right]}{dx} = -\frac{k_{\text{тр}}\Pi}{8S} \left|u\right|. \quad (4.23)$$

Так как отношение теплоёмкостей $\gamma = c_p / c_v$, то согласно (3.4) уравнение (4.23) без учёта модуля скорости движения газов принимает вид

$$\frac{d\left\{BT_1 / u + \left[(\gamma + 1) / 2\gamma\right]u\right\}}{u} = -\frac{k_{\text{тр}}\Pi}{8S} dx. \quad (4.24)$$

Входящие в уравнение (4.24) параметры за исключением скорости, являются константами, поэтому, принимая за периметр $\Pi = 4\sqrt{S}$, можно представить уравнение (4.24) в виде

$$\frac{2\gamma BT_1}{\gamma + 1} d(1/u) / u + du / u = -\frac{\gamma}{\gamma + 1} \frac{k_{\text{тр}}}{\sqrt{S}} dx. \quad (4.25)$$

Интегрируя уравнение (4.25), получим

$$\frac{\gamma B T_1}{\gamma + 1} \frac{1}{u^2} + \ln u = -\frac{\gamma}{\gamma + 1} \frac{k_{\text{тр}} x}{\sqrt{S}} + A, \quad (4.26)$$

где A – константа интегрирования, определяемая из условия

$$A = \frac{\gamma B T_1}{\gamma + 1} \frac{1}{u_1^2} + \ln u_1, \quad (4.27)$$

где u_1 – скорость потока газов за поворотом (см. рисунок 4.18) в сечении 2 – 2 или в сечении 3 – 3 (при движении влево без учёта знака), м/с.

Полученное решение (4.26) почти не отличается от известного, если принять за критическую скорость выражение

$$u_k = \sqrt{\frac{2\gamma}{\gamma + 1} B T_1}. \quad (4.28)$$

Здесь, как принято, критическая скорость характеризует степень преобразования тепловой энергии при взрыве в кинетическую. Так как газовая постоянная $B = c_p - c_v$, то формула (4.28) принимает вид

$$u_k = \sqrt{\frac{2(\gamma - 1)}{\gamma + 1} c_p T_1}. \quad (4.29)$$

Поскольку для воздуха $\gamma = 1,4$, а удельная теплоёмкость при постоянном давлении $c_p = 1000 \text{ м}^2/(\text{с}^2 \cdot \text{К})$, то, подставляя эти значения в формулу (4.29), получим

$$u_k = 18,3 \sqrt{T_1}. \quad (4.30)$$

Эта формула упрощает расчёты.

Подставляя константу интегрирования (4.27) и формулу (4.28) в решение (4.26), будем иметь

$$\frac{u_k^2}{u_1^2} - \frac{u_k^2}{u^2} - \ln(u/u_1)^2 = \frac{2\gamma}{\gamma+1} \frac{k_{\text{тр}} x}{\sqrt{S}}. \quad (4.31)$$

Обозначим $\bar{u} = u/u_k$ и $\bar{u}_1 = u_1/u_k$ как относительные скорости по выработке (см. рисунок 4.18). Правую часть формулы (4.31) обозначим как приведенную переменную длину выработки. Тогда вместо (4.31) получим

$$\xi = \frac{1}{\bar{u}_1^2} - \frac{1}{\bar{u}^2} - 2 \ln(\bar{u}/\bar{u}_1), \quad (4.32)$$

где $\xi = \frac{2\gamma}{\gamma+1} \frac{k_{\text{тр}} x}{\sqrt{S}}$ – приведенная текущая длина выработки.

При адиабатическом процессе движение газов разделяют на сверхзвуковое и дозвуковое. В первой области движения скорость падает, а во второй будет повышаться. На границе этих областей происходит скачок уплотнения воздушного потока или образование воздушной ударной волны. При этом скорости перед скачком и после скачка связаны соотношением

$$u_2 u_3 = u_k^2, \quad (4.33)$$

откуда получаем

$$\bar{u}_2 \bar{u}_3 = 1, \quad (4.34)$$

где $\bar{u}_2 = u_2/u_k$ – относительная скорость до скачка уплотнения воздушного потока;

$\bar{u}_3 = u_3/u_k$ – относительная скорость после скачка.

Это даёт возможность установить значения скорости перед скачком уплотнения воздушного потока и после скачка, а также определить местоположение скачка в зависимости от начальной сверхзвуковой скорости и приведенной длины выработки.

Используя формулу (4.32), найдём приведенное расстояние до скачка уплотнения воздушного потока:

$$\xi_c = \frac{1}{\bar{u}_1^2} - \frac{1}{\bar{u}_2^2} - 2 \ln(\bar{u}_2/\bar{u}_1). \quad (4.35)$$

В то же время за скачком уплотнения воздушного потока расстояние от скачка до выхода потока из выработки в атмосферу можно, согласно (4.32), определить по формуле

$$\xi - \xi_c = \frac{1}{\bar{u}_3^2} - \frac{1}{\bar{u}_4^2} - 2 \ln(\bar{u}_4/\bar{u}_3), \quad (4.36)$$

где $\bar{u}_4 = u_4/u_k$ – относительная скорость на выходе потока в атмосферу, принимаемая равной критической скорости, то есть равной 1.

Тогда формула (4.36) с учётом (4.34) примет вид

$$\xi - \xi_c = \bar{u}_2^2 - 1 - 2 \ln(\bar{u}_2). \quad (4.37)$$

Складывая левые и правые части уравнений (4.35) и (4.37), получим

$$\xi = \frac{1}{\bar{u}_1^2} - \frac{1}{\bar{u}_2^2} - 2 \ln(\bar{u}_2/\bar{u}_1) + \bar{u}_2^2 - 1 - 2 \ln(\bar{u}_2). \quad (4.38)$$

Полученное уравнение (4.38) содержит одну неизвестную функцию \bar{u}_2 , однако не разрешается в явном виде относительно неё. Поэтому используем линию тренда как квадратичную зависимость и с погрешностью не более 10...12 % получим

$$f(\bar{u}_2) = \bar{u}_2^2 - 4\ln(\bar{u}_2) - 1/\bar{u}_2^2 \approx \bar{u}_2^2 - 2\bar{u}_2 + 1. \quad (4.39)$$

На рисунке 4.19 представлены зависимости левой и правой частей выражения (4.39) от относительной скорости перед скачком уплотнения воздушного потока.

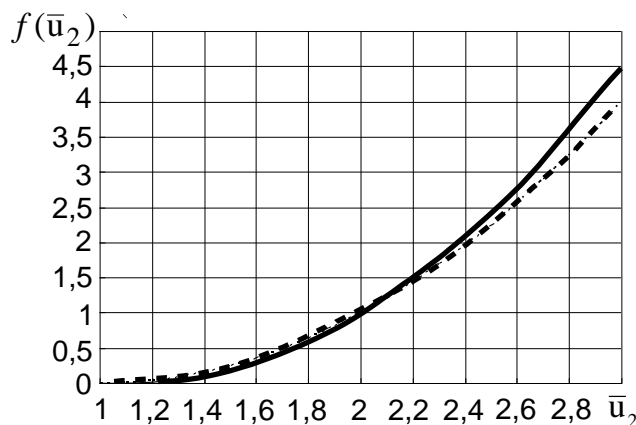


Рисунок 4.19. Зависимость левой (сплошная линия) и правой (штриховая линия) частей выражения (4.39) от относительной скорости перед скачком уплотнения воздушного потока

Это позволяет представить уравнение (4.35) в виде

$$\bar{u}_2^2 - 2\bar{u}_2 = \xi - 1/\bar{u}_1^2 - 2\ln(\bar{u}_1), \quad (4.40)$$

разрешая которое относительно неизвестной функции \bar{u}_2 , будем иметь

$$\bar{u}_2 = 1 + \sqrt{1 + \xi - 1/\bar{u}_1^2 - 2\ln(\bar{u}_1)}. \quad (4.41)$$

Зная теперь искомую функцию \bar{u}_2 , легко определить по формулам (4.34) и (4.35) значение скорости потока газов за скачком уплотнения воздушного потока, а также месторасположение скачка уплотнения.

Используя зависимость (4.32), можно найти установившееся распределение скоростей вдоль выработки по формулам

$$\left. \begin{aligned} \xi &= \frac{1}{\bar{u}_1^2} - \frac{1}{\bar{u}^2} - 2\ln(\bar{u}/\bar{u}_1), \text{ если } 0 < \xi < \xi_c; \\ \xi &= \xi_c + \frac{1}{\bar{u}_3^2} - \frac{1}{\bar{u}^2} - 2\ln(\bar{u}/\bar{u}_3), \text{ если } \xi_c < \xi < \xi_k, \end{aligned} \right\} \quad (4.42)$$

где ξ_c – приведенное расстояние до скачка уплотнения воздушного потока, м;
 ξ_k – приведенная длина всей выработки, м.

На рисунке 4.20 показано, как меняется скорость смеси газов вдоль выработки со скачком при следующей начальной сверхзвуковой скорости $\bar{u}_1 = 2,25$, соответствующей температуре при взрыве $T_1 = 2000$ К. При этом приведенная длина всей выработки принималась равной 2.

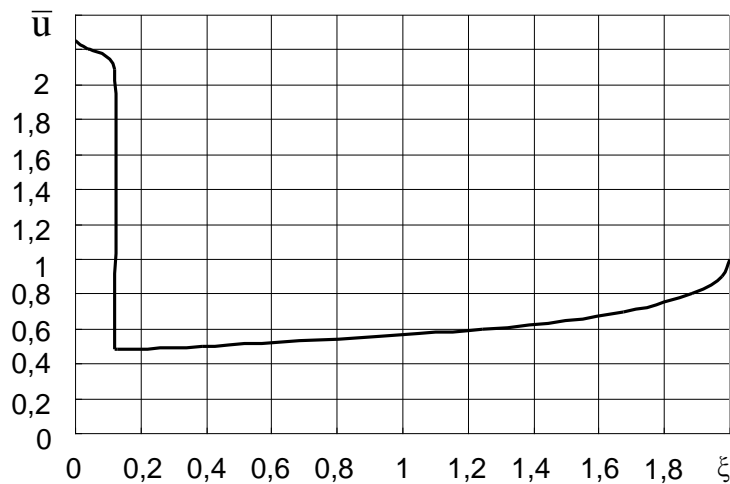


Рисунок 4.20. Распределение скорости потока газов вдоль выработки со скачком уплотнения

Анализируя полученные расчётные данные, приходим к выводу, что участок со сверхзвуковой скоростью движения газов мал по сравнению с участком с дозвуковой скоростью движения и становится всё меньше с увеличением длины выработки.

Установим, как меняется давление вдоль выработки со скачком уплотнения, для чего вначале найдём, как меняется плотность в зависимости температуры. Так, согласно уравнению (4.14) при постоянной площади сечения выработки имеем

$$\rho u = \rho_1 u_1, \quad (4.43)$$

откуда получаем

$$\bar{\rho} = \bar{u}_1 / \bar{u}, \quad (4.44)$$

где $\bar{\rho} = \rho / \rho_1$ – относительная плотность;

ρ_1 – плотность газов на входе в выработку, кг/м³.

Найдём теперь зависимость относительной температуры от относительной скорости газов, используя формулу (4.18), которую представим в виде

$$\bar{T} = T / T_1 = 1 - u^2 / (2c_p T_1). \quad (4.45)$$

Так как температура торможения связана с критической скоростью соотношением (4.29), то вместо формулы (4.45) получим

$$\bar{T} = 1 - \frac{\gamma - 1}{\gamma + 1} \bar{u}^2. \quad (4.46)$$

Тогда согласно уравнению состояния газов (3.4) найдём

$$\bar{P} = P / P_1 = \bar{\rho} \bar{T}. \quad (4.47)$$

Подставляя сюда формулы (4.44) и (4.46), будем иметь

$$\bar{P} = \frac{\bar{u}_1}{\bar{u}} \left(1 - \frac{\gamma - 1}{\gamma + 1} \bar{u}^2 \right). \quad (4.48)$$

На рисунке 4.21 показано, как меняется давление вдоль выработки со скачком уплотнения воздушного потока при начальной сверхзвуковой скорости $\bar{u}_1 = 2,25$, соответствующей температуре при взрыве $T_1 = 2000$ К. При этом приведенную длину всей выработки принимали, как и ранее, равной 2.

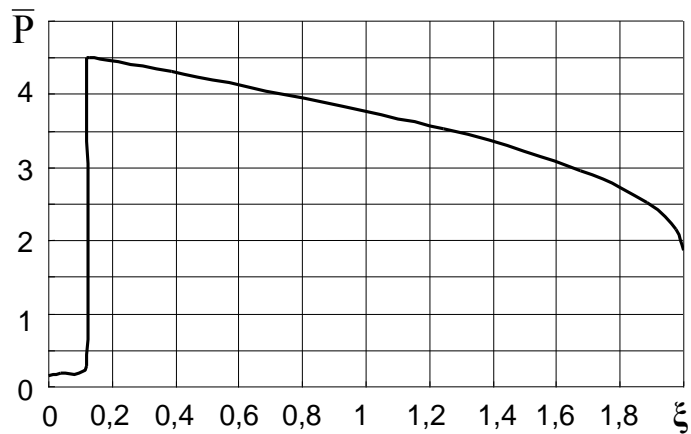


Рисунок 4.21. Распределение давления вдоль выработки со скачком уплотнения воздушного потока

Как видно, скачок уплотнения приводит к скачку давления в том же самом месте, где происходит переход от сверхзвуковой скорости течения газов к дозвуковой. Таким образом показано, что участок со сверхзвуковым течением газов пренебрежимо мал, особенно при больших длинах выработок, и давление за скачком уплотнения начинает снижаться в режиме дозвуковой скорости течения газов.

4.5. Воздушные ударные волны в местах сопряжений выработок

При движении ударной волны по горным выработкам при взрывах метана и пыли существует множество препятствий, способствующих уменьшению или увеличению давления во фронте волны. К таким препятствиям относятся искривления и повороты выработок, резкие изменения их поперечных сечений на сопряжениях выработок, а также их количество в местах сопряжений.

Для исследования механизма образования скачков давления на сопряжениях выработок используем ту же систему уравнений сохранения массы, количества движения и энергии (3.10) для описания одномерных течений газов с образованием воздушных ударных волн.

Систему уравнений (3.10) представим в конечных разностях по пространственной координате и получим

$$\begin{cases} \frac{d(\rho S)}{d\tau} + \frac{\Delta(\rho u S)}{\Delta x} = 0; \\ \frac{d(\rho u S)}{d\tau} + \frac{\Delta[(P + \rho u^2)S]}{\Delta x} = -\frac{k_{\text{тр}}\Pi}{8} \rho u |u|; \\ \frac{d(ES)}{d\tau} + \frac{\Delta[(P + E)uS]}{\Delta x} = \alpha_m \Pi (T_0 - T). \end{cases} \quad (4.49)$$

Умножая левую и правую части уравнений системы (4.49) на Δx , будем иметь

$$\begin{cases} \Delta x \frac{d(\rho S)}{d\tau} + \Delta(\rho u S) = 0; \\ \Delta x \frac{d(\rho u S)}{d\tau} + \Delta(P + \rho u^2)S = -\frac{k_{\text{тр}}\Pi\Delta x}{8} \rho u |u|; \\ \Delta x \frac{d(ES)}{d\tau} + \Delta(P + E)uS = \alpha_m \Pi \Delta x (T_0 - T). \end{cases} \quad (4.50)$$

Поскольку на сопряжениях выработок их продольные размеры сопоставимы с поперечными и малы по сравнению с длинами выработок, то в объёме сопряжений тепломассообменные процессы будут происходить мгновенно и скачком, что позволяет, полагая процесс адиабатическим ($\alpha_\tau = 0$), использовать на сопряжениях при $\Delta x \rightarrow 0$ вместо (4.50) следующую систему уравнений:

$$\begin{cases} \Delta(\rho u S) = 0; \\ \Delta[(P + \rho u^2)S] = -\frac{k_{\text{тр}}\Pi\Delta x}{8} \rho u |u|; \\ \Delta[(P + E)uS] = 0. \end{cases} \quad (4.51)$$

При этом внутреннюю энергию газов E необходимо определять по формуле (3.13).

Кроме того, на сопряжениях выработок следует рассматривать не сопротивление по длине, а местное сопротивление, которое будет зависеть от ряда факторов, в частности от углов поворота потока. Поэтому примем за коэффициент местного сопротивления выражение

$$\zeta = \frac{k_{\text{тр}} \Pi \Delta x}{4S}. \quad (4.52)$$

Тогда с учётом (3.13) и (4.52) вместо системы уравнений (4.51) получим

$$\begin{cases} \Delta(\rho u S) = 0; \\ \Delta(P + \rho u^2) = -\frac{\zeta}{2} \rho u |u|; \\ \Delta\left[\left(\frac{\gamma}{\gamma-1} P + \frac{\rho u^2}{2}\right) u S\right] = 0. \end{cases} \quad (4.53)$$

Приращения параметров в уравнениях системы (4.53) означают разницу их значений за сопряжением и перед сопряжением, что позволяет записать

$$\begin{cases} \rho u S = G_1; \\ P + \rho u^2 + \frac{\zeta}{2} \rho u |u| = P_1 + (\rho u^2)_1; \\ \left(\frac{\gamma}{\gamma-1} P / \rho + \frac{u^2}{2}\right) \rho u S = \left(\frac{\gamma}{\gamma-1} P_1 / \rho_1 + \frac{u_1^2}{2}\right) G_1, \end{cases} \quad (4.54)$$

где $G_1 = \rho_1 u_1 S$ – массовый расход газов, кг/с, а индекс 1 относится к параметрам перед сопряжением.

С учётом первого уравнения системы (4.54) третье уравнение упрощается, и вся система принимает вид

$$\begin{cases} \rho u S = G_1; \\ P + \rho u^2 + \frac{\zeta}{2} \rho u |u| = P_1 + (\rho u^2)_1; \\ \frac{\gamma}{\gamma-1} P / \rho + \frac{u^2}{2} = \frac{\gamma}{\gamma-1} P_1 / \rho_1 + \frac{u_1^2}{2}. \end{cases} \quad (4.55)$$

Анализ полученной системы уравнений (4.55) показывает, что они выражают законы сохранения массы газов, количества движения и энергии при переходе через сопряжение выработок. Если не учитывать местное сопротивление ($\zeta = 0$), система уравнений (4.55) полностью совпадает с системой уравнений для скачков давления при взрывах и выражает так называемые условия динамической совместимости или условия Гюгонио.

Будем считать, что правые части уравнений системы (4.55) содержат известные функции перед сопряжением выработок, тогда имеем три уравнения с тремя неизвестными для определения за сопряжением скорости движения газов u , их плотности ρ и давления P , а тем самым и температуры исходя из уравнения состояния (3.4).

Так как отношение удельных теплоёмкостей для газов известно ($\gamma = 1,4$), то система уравнений (4.55) может быть представлена в виде

$$\begin{cases} \rho u S = G_1; \\ P + \rho u^2 + \frac{\zeta}{2} \rho u |u| = P_1 + (\rho u^2)_1 = P_{\Pi}; \\ P / \rho + \frac{u^2}{7} = P_1 / \rho_1 + \frac{u_1^2}{7} = E_1, \end{cases} \quad (4.56)$$

где P_{Π} – полное давление (статическое плюс динамическое) перед сопряжением выработок, Па;

E_1 – полная тепловая энергия потока газов перед сопряжением выработок, Дж/кг.

Согласно первому уравнению системы (4.56) получим

$$\rho u^2 = \frac{G_1^2}{\rho S^2}. \quad (4.57)$$

Подставляя это выражение во второе уравнение системы (4.56), будем иметь

$$P + (1 + \zeta/2) \frac{G_1^2}{\rho S^2} = P_{\Pi}, \quad (4.58)$$

откуда найдём

$$\frac{1}{\rho} = (P_{\Pi} - P) \frac{S^2}{(1 + \zeta/2) G_1^2}. \quad (4.59)$$

Подставляя полученное выражение в третье уравнение системы (4.56), получим

$$(D_1 - P) \frac{S^2}{(1 + \zeta/2) G_1^2} \left[P + \frac{(P_{\Pi} - P)}{7(1 + \zeta/2)} \right] = E_1. \quad (4.60)$$

Преобразуем уравнение (4.60) к виду

$$P_{\Pi} P - P^2 + \frac{(P_{\Pi} - P)^2}{7(1 + \zeta/2)} = \frac{(1 + \zeta/2) G_1^2}{S^2} E_1. \quad (4.61)$$

В результате получаем квадратное уравнение относительно искомого давления P за сопряжением выработок:

$$\left[\frac{1}{7(1 + \zeta/2)} - 1 \right] P^2 + \left[P_{\Pi} - \frac{2P_{\Pi}}{7(1 + \zeta/2)} \right] P + \frac{P_{\Pi}^2}{7(1 + \zeta/2)} - \frac{(1 + \zeta/2) G_1^2}{S^2} E_1 = 0. \quad (4.62)$$

Дальнейшие преобразования приводят уравнение (4.62) к виду

$$\left[7(1 + \zeta/2) - 1\right]P^2 + \left[2 - 7(1 + \zeta/2)\right]P_{\Pi}P - \left[P_{\Pi}^2 - \frac{7(1 + \zeta/2)^2 G_1^2}{S^2} E_1\right] = 0. \quad (4.63)$$

Решение полученного уравнения имеет вид

$$P = \frac{[7(1 + \zeta/2) - 2]P_{\Pi}}{2[7(1 + \zeta/2) - 1]} + \sqrt{\left(\frac{[7(1 + \zeta/2) - 2]P_{\Pi}}{2[7(1 + \zeta/2) - 1]}\right)^2 + \left[P_{\Pi}^2 - \frac{7(1 + \zeta/2)^2 G_1^2}{S^2} E_1\right] \frac{1}{7(1 + \zeta/2) - 1}}. \quad (4.64)$$

Зная давление за сопряжением выработок, можно, используя формулу (4.59), определить плотность газов:

$$\rho = \frac{(1 + \zeta/2)G_1^2}{(P_{\Pi} - P)S^2}. \quad (4.65)$$

Температуру за сопряжением выработок можно определить, используя формулу (3.4):

$$T = P/(\rho B). \quad (4.66)$$

При этом здесь скорость движения газов определяется согласно первому уравнению системы (4.66):

$$u = G_1/(\rho S). \quad (4.67)$$

Таким образом, получены аналитические решения (4.64) – (4.67) уравнений системы (4.56), которые дают возможность определить искомые параметры за различными сопряжениями выработок.

При моделировании влияния на скачки давления различного рода сопротивлений разделим на P_1 левую и правую части формулы (4.64). Для этого предварительно примем перед сопряжением отношение кинетической энергии к статической равным

$$k_1 = \rho_1 u_1^2 / P_1. \quad (4.68)$$

Тогда с учётом (4.68) и (4.58) формула (4.64) примет вид

$$P/P_1 = \frac{[7(1 + \zeta/2) - 2](1 + k_1)}{2[7(1 + \zeta/2) - 1]} + \left\{ \left[\frac{[7(1 + \zeta/2) - 2](1 + k_1)}{2[7(1 + \zeta/2) - 1]} \right]^2 + \left[\left(1 + k_1\right)^2 - \frac{7(1 + \zeta/2)^2 k_1}{(S/S_1)^2} \left(1 + k_1/7\right) \right] \frac{1}{7(1 + \zeta/2) - 1} \right\}^{\frac{1}{2}}. \quad (4.69)$$

Из полученной формулы (4.69) следует, что скачок давления на сопряжении выработок в большой степени зависит от отношения кинетической энергии к статической, от отношения площадей сечения выработок после и до сопряжения, а также от коэффициента местного сопротивления.

При математическом моделировании установлено, что скачки давления возникают особенно тогда, когда кинетическая энергия потока газов превосходит статическую энергию, то есть превосходит давление. На рисунке 4.22 представлена зависимость относительного давления от отношения энергий динамической к статической при одинаковых площадях поперечных сечений выработок ($S = S_1$) и отсутствии местных сопротивлений ($\zeta = 0$).

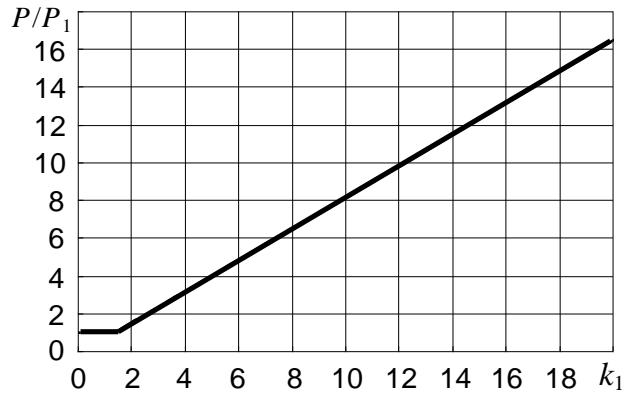


Рисунок 4.22. Зависимость скачков давления в выработках от отношения кинетической энергии к статической

Как показывают результаты моделирования, когда кинетическая энергия меньше статической, скачки давления отсутствуют при одинаковых сечениях выработок и отсутствии местных сопротивлений. В этом случае при $k_1 \leq 1$ можно пренебречь кинетической энергией в третьем уравнении системы (4.56), так как она составляет 14 % и меньше, и считать процесс изотермическим, при котором выполняется условие

$$P/\rho = P_1/\rho_1. \quad (4.70)$$

Тогда уравнение (4.69) примет вид

$$P + (1 + \zeta/2) \frac{P_1}{P} \frac{G_1^2}{\rho_1 S^2} = P_{\Pi}, \quad (4.71)$$

откуда получим

$$P^2 - P_{\Pi} P + (1 + \zeta/2) \frac{P_1 G_1^2}{\rho_1 S^2} = 0. \quad (4.72)$$

Решение квадратного уравнения (4.72) представим в виде

$$P = P_{\Pi}/2 + \sqrt{P_{\Pi}^2/4 - (1 + \zeta/2) P_1 \rho_1 u_1^2 (S_1/S)^2}. \quad (4.73)$$

Вводя, как и ранее, параметр k_1 и раскрывая согласно (4.56) выражение для P_n , приведём формулу (4.73) к виду

$$P/P_1 = (1 + k_1)/2 + \sqrt{(1 + k_1)^2/4 - (1 + \zeta/2)k_1(S_1/S)^2}. \quad (4.74)$$

На рисунке 4.23 приведены результаты моделирования по формуле (4.74) скачков давления на сопряжении двух выработок в зависимости от отношения площадей их поперечных сечений при $k_1 = 0,05$ и разных местных сопротивлениях.

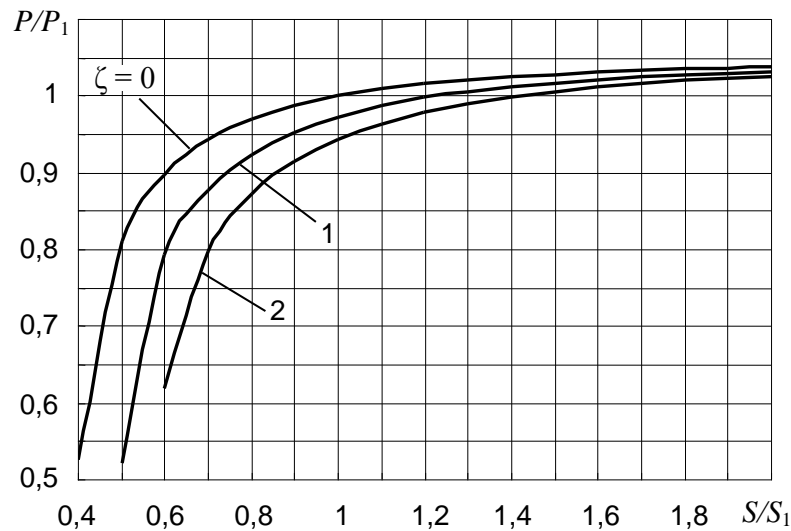


Рисунок 4.23. Зависимость скачков давления на сопряжении двух выработок от отношения площадей их поперечных сечений при разном коэффициенте местного сопротивления: $\zeta = 0$; $\zeta = 1$; $\zeta = 2$

Анализ полученных результатов моделирования показывает, что наибольший скачок в уменьшении давления имеет место при уменьшении площади поперечного сечения выработки за сопряжением. В то же время увеличение площади поперечного сечения выработки за сопряжением приводит к незначительному увеличению давления, что соответствует экспериментальным данным.

Таким образом, полученные аналитические зависимости для расчёта скачков давления на сопряжениях выработок дали возможность определить

искомые параметры за различного рода сопряжениями выработок, если они известны до сопряжений.

При этом установлено, что скачок давления на сопряжении выработок в большой степени зависит от отношения кинетической энергии к статической, от отношения площадей сечения выработок до и после сопряжения, а также от коэффициента местного сопротивления.

Как показали результаты моделирования, когда кинетическая энергия меньше статической, скачков давления нет при одинаковых площадях сечения выработок и отсутствии местных сопротивлений. В этом случае можно пренебречь кинетической энергией, так как она составляет 14 % и меньше, и считать процесс изотермическим.

Также установлено, что при существенном преобладании статического давления над кинетическим можно пользоваться формулами, используемыми в гидравлике и аэрологии, связывая перепад давления на сопряжениях с потерями только на трение.

4.6. Затухание воздушных ударных волн на сопряжениях в сети горных выработок

Характеристикой, дающей численную оценку поведения воздушной ударной волны на сопряжении горных выработок, является коэффициент затухания ударной волны. Коэффициент затухания равен отношению относительного избыточного давления во фронте воздушной ударной волны до прохождения сопряжения к давлению после прохождения его. Значение коэффициента затухания зависит от нескольких факторов: вида преодолеваемого воздушной ударной волной сопряжения, количества примыкающих к сопряжению выработок, соотношения площадей сечения примыкающих к сопряжению выработок, давления во фронте проходящей воздушной ударной волны.

Как известно [184], прохождение воздушной ударной волной сопряжений горных выработок сопровождается сложным процессом перераспределения энергии вследствие разделения фронта воздушной ударной волны на несколько фронтов, отражения и дифракции фронтов, возникновения волн разрежения. Для описания подобных процессов естественно использовать двумерную систему уравнений Эйлера [184].

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\partial \bar{\rho}}{\partial \tau} + c \left(\frac{\partial \bar{u}}{\partial x} + \frac{\partial \bar{v}}{\partial y} \right) = 0; \\ \frac{\partial (\bar{u})}{\partial \tau} + c \left(\frac{\partial (\bar{P} + \bar{u}^2 / \bar{\rho})}{\partial x} + \frac{\partial (\bar{u}\bar{v} / \bar{\rho})}{\partial y} \right) = -\zeta_x \bar{u} \left| \bar{u} \right| / \bar{\rho}; \\ \frac{\partial (\bar{v})}{\partial \tau} + c \left(\frac{\partial (\bar{u}\bar{v} / \bar{\rho})}{\partial x} + \frac{\partial (\bar{P} + \bar{v}^2 / \bar{\rho})}{\partial y} \right) = -\zeta_y \bar{v} \left| \bar{v} \right| / \bar{\rho}; \\ \frac{\partial (\bar{E})}{\partial \tau} + c \left(\frac{\partial [(\bar{E} + \bar{P})\bar{u} / \bar{\rho}]}{\partial x} + \frac{\partial [(\bar{E} + \bar{P})\bar{v} / \bar{\rho}]}{\partial y} \right) = \frac{q}{\rho_0 R T_0}, \end{array} \right. \quad (4.75)$$

где ζ_x, ζ_y – коэффициенты аэродинамического сопротивления в соответствующих направлениях.

Численное решение этой системы при мелком шаге разбиения требует значительных вычислительных мощностей и таким образом может существенно увеличить время расчета распространения воздушных ударных волн в сети горных выработок, количество которых может достигать нескольких сотен. Численная схема для системы (4.75) будет иметь вид

$$\left. \begin{aligned}
\bar{\rho}_{m,l}^{n+1} &= \bar{\rho}_{m,l}^n + \text{Cu} \frac{\bar{u}_{m-1,l}^n S_2 - \bar{u}_{m+1,l}^n S_4 + \bar{v}_{m,l-1}^n S_1 - \bar{v}_{m,l+1}^n S_3}{2S} + \\
&\quad + k\text{Cu}(\bar{\rho}_{m-1,l}^n + \bar{\rho}_{m+1,l}^n + \bar{\rho}_{m,l+1}^n + \bar{\rho}_{m,l-1}^n - 4\bar{\rho}_{m,l}^n); \\
\bar{u}_{m,l}^{n+1} &= \bar{u}_{m,l}^n \frac{2\bar{\rho}_{m,l}^n - \bar{\zeta}_x |\bar{u}_{m,l}^n|}{2\bar{\rho}_{m,l}^n + \bar{\zeta}_x \text{Cu} |\bar{u}_{m,l}^n|} + \\
&\quad + \frac{\text{Cu} \left(\bar{P}_{m-1,l}^n - \bar{P}_{m+1,l}^n + \frac{(\bar{u}_{m-1,l}^n)^2}{\bar{\rho}_{m-1,l}^n} - \frac{(\bar{u}_{m+1,l}^n)^2}{\bar{\rho}_{m+1,l}^n} + \frac{\bar{u}_{m,l-1}^n \bar{v}_{m,l-1}^n}{\bar{\rho}_{m,l-1}^n} - \frac{\bar{u}_{m,l+1}^n \bar{v}_{m,l+1}^n}{\bar{\rho}_{m,l+1}^n} \right)}{1 + \bar{\zeta}_x \text{Cu} |\bar{u}_{m,l}^n| / 2\bar{\rho}_{m,l}^n}; \\
\bar{v}_{m,l}^{n+1} &= \bar{v}_{m,l}^n \frac{2\bar{\rho}_{m,l}^n - \bar{\zeta}_y |\bar{v}_{m,l}^n|}{2\bar{\rho}_{m,l}^n + \bar{\zeta}_y \text{Cu} |\bar{v}_{m,l}^n|} + \\
&\quad + \frac{\text{Cu} \left(\bar{P}_{m,l-1}^n - \bar{P}_{m,l+1}^n + \frac{(\bar{v}_{m,l-1}^n)^2}{\bar{\rho}_{m,l-1}^n} - \frac{(\bar{v}_{m,l+1}^n)^2}{\bar{\rho}_{m,l+1}^n} + \frac{\bar{u}_{m-1,l}^n \bar{v}_{m-1,l}^n}{\bar{\rho}_{m-1,l}^n} - \frac{\bar{u}_{m+1,l}^n \bar{v}_{m+1,l}^n}{\bar{\rho}_{m+1,l}^n} \right)}{1 + \bar{\zeta}_y \text{Cu} |\bar{v}_{m,l}^n| / 2\bar{\rho}_{m,l}^n}; \\
\bar{P}_{m,l}^{n+1} &= \bar{P}_{m,l}^n + \frac{\gamma - 1}{2} \left(\frac{(\bar{u}_{m,l}^n)^2 + (\bar{v}_{m,l}^n)^2}{\bar{\rho}_{m,l}^n} - \frac{(\bar{u}_{m,l}^{n+1})^2 + (\bar{v}_{m,l}^{n+1})^2}{\bar{\rho}_{m,l}^{n+1}} \right) + \\
&\quad + \frac{\text{Cu}}{2} \left\{ \left(\gamma \bar{P}_{m-1,l}^n + (\gamma - 1) \frac{(\bar{u}_{m-1,l}^n)^2 + (\bar{v}_{m-1,l}^n)^2}{2\bar{\rho}_{m-1,l}^n} \right) \frac{\bar{u}_{m-1,l}^n}{\bar{\rho}_{m-1,l}^n} - \right. \\
&\quad - \left(\gamma \bar{P}_{m+1,l}^n + (\gamma - 1) \frac{(\bar{u}_{m+1,l}^n)^2 + (\bar{v}_{m+1,l}^n)^2}{2\bar{\rho}_{m+1,l}^n} \right) \frac{\bar{u}_{m+1,l}^n}{\bar{\rho}_{m+1,l}^n} + \\
&\quad + \left(\gamma \bar{P}_{m,l-1}^n + (\gamma - 1) \frac{(\bar{u}_{m,l-1}^n)^2 + (\bar{v}_{m,l-1}^n)^2}{2\bar{\rho}_{m,l-1}^n} \right) \frac{\bar{v}_{m,l-1}^n}{\bar{\rho}_{m,l-1}^n} - \\
&\quad - \left(\gamma \bar{P}_{m,l+1}^n + (\gamma - 1) \frac{(\bar{u}_{m,l+1}^n)^2 + (\bar{v}_{m,l+1}^n)^2}{2\bar{\rho}_{m,l+1}^n} \right) \frac{\bar{v}_{m,l+1}^n}{\bar{\rho}_{m,l+1}^n} + \\
&\quad \left. + 2k(\bar{P}_{m-1,l}^n + \bar{P}_{m+1,l}^n + \bar{P}_{m,l-1}^n + \bar{P}_{m,l+1}^n - 4\bar{P}_{m,l}^n) + 2\bar{\alpha} \left(1 - \frac{\bar{P}_{m,l}^n}{\bar{\rho}_{m,l}^n} \right) + 2\bar{q}_{m,l}^n \right\},
\end{aligned} \right\} \tag{4.76}$$

где S_i – площади поперечного сечения примыкающих к сопряжению выработок;

$$S = \frac{1}{4} \sum_{k=1}^4 S_k;$$

$\bar{u}_{m-1,l}^n, \bar{u}_{m+1,l}^n, \bar{v}_{m,l-1}^n, \bar{v}_{m,l+1}^n$ – относительные скорости, рассчитанные в точках разбиения, примыкающих к сопряжению;

$\bar{\zeta}_x, \bar{\zeta}_y$ – коэффициенты аэродинамического сопротивления, используемые в численном методе.

Наиболее распространённым способом задания граничных условий при решении подобных задач является метод отражения. В этом случае вводится несколько дополнительных узлов разбиения, которые фактически находятся за пределами ветвей. На рисунках 4.24 – 4.26 изображено расположение таких узлов для сопряжений различного вида

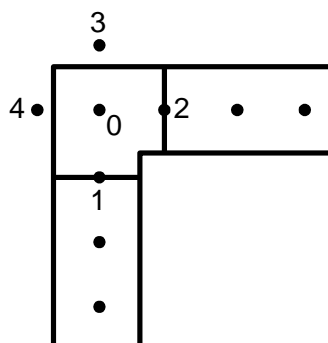


Рисунок 4.24. Схема сопряжения выработок с дополнительными узлами 3, 4

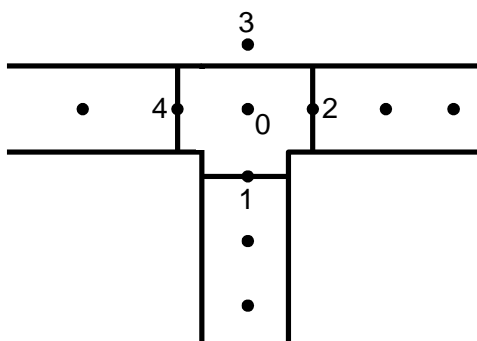


Рисунок 4.25. Схема сопряжения выработок с дополнительным узлом 3

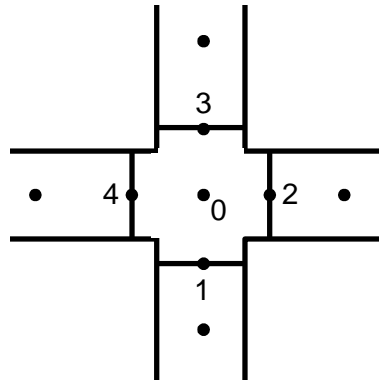


Рисунок 4.26. Схема сопряжения выработок без дополнительных узлов

Значения искомых параметров в дополнительном узле 3 определяют по формулам

$$\bar{\rho}_3^n = \bar{\rho}_0^n; \bar{P}_3^n = \bar{P}_0^n; \bar{u}_3^n = 0; \bar{v}_3^n = 0. \quad (4.77)$$

Аналогично задаются граничные условия в остальных дополнительных узлах. Также, как видно из рисунков 4.24 – 4.26, для численного расчета параметров ударных волн, преодолевающих сопряжения, взят такой шаг, при котором непосредственно на сопряжении будет присутствовать только одна узловая точка разбиения.

Коэффициенты аэродинамического сопротивления $\bar{\zeta}_x$, $\bar{\zeta}_y$, упомянутые в формулах (4.74) и (4.75), зависят от площади сечения примыкающих выработок и шероховатости стенок, однако наибольшее влияние на аэродинамическое сопротивление в местах сопряжений выработок будет оказывать вид сопряжения и углы между примыкающими выработками. Используя литературные данные [184], проведем численные эксперименты по распространению воздушной ударной волны через сопряжения выработок. Будем подбирать такие значения $\bar{\zeta}_x$, $\bar{\zeta}_y$, при которых значения отношения давлений будет совпадать со значениями, полученными на основании натуральных экспериментов.

Численное моделирование проводилось в соответствии с алгоритмом, описанным в подразделе 4.2. На прямолинейном участке выработки задавали

загазованную область, в которой моделировали цепную реакцию горения. Месторасположение загазованного участка и его размер подбирались так, чтобы к сопряжению горных выработок подходила воздушная ударная волна, несущая во фронте относительное избыточное давление 0,3...0,4 МПа. Шаг разбиения по длине выработки $\Delta x = 10$ м. Коэффициент затухания рассчитывали как отношение относительного избыточного давления в начале выработки, в которую втекает воздушная ударная волна, к относительному избыточному давлению в конце выработки, из которой распространяется эта волна. Например, для сопряжения, изображенного на рисунке 4.24, коэффициент затухания будет равен отношению относительного избыточного давления в сечении 2 к относительному избыточному давлению в сечении 1.

Однако, как можно заметить, при выбранной длине шага $\Delta x = 10$ м сечения 1 и 2 будут находиться не непосредственно перед сопряжением и после него, а несколько в глубине выработок. Таким образом, полученные расчетные значения не будут соответствовать строгому определению коэффициента затухания, поскольку в них будут заложены дополнительные потери давления на прямолинейном участке длиной $2\Delta x = 20$ м. Однако мы можем найти реальные коэффициенты затухания, вычтя из подобранных коэффициентов сопротивления сопротивление участка выработки длиной $2\Delta x$, м, которое равно

$$\zeta_{2\Delta x} = \zeta_1 \Delta x / \left(2\sqrt{S_1} \right) + \zeta_2 \Delta x / \left(2\sqrt{S_2} \right), \quad (4.78)$$

где ζ_1, S_1 – соответственно коэффициент аэродинамического сопротивления и площадь поперечного сечения выработки, м^2 , из которой вытекает воздушная ударная волна;

ζ_2, S_2 – соответственно коэффициент аэродинамического сопротивления и площадь поперечного сечения выработки, м^2 , в которую втекает воздушная ударная волна.

Полные же сопротивления на сопряжении будут

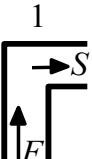





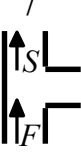

$$\left. \begin{aligned} \bar{\zeta}_x &= \zeta_x + \zeta_{2\Delta x}; \\ \bar{\zeta}_y &= \zeta_y + \zeta_{2\Delta x}. \end{aligned} \right\} \quad (4.79)$$

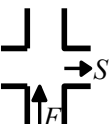
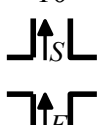

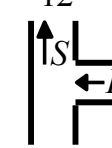
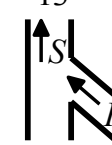
Использование шага $\Delta x = 10$ м дает некоторые преимущества. Как уже было сказано, при прохождении воздушной ударной волной сопряжения имеют место сложные процессы, не характерные для воздушных ударных волн, распространяющихся на прямолинейных участках выработок. Численное моделирование с шагом $\Delta x = 10$ м позволяет избежать подробного рассмотрения поведения воздушной ударной волны в окрестности сопряжения (что исключает возможность получения неустойчивого решения) и получить усредненные значения параметров ударной волны на участке 10 м. Также шаг разбиения выработок $\Delta x = 10$ м является достаточно мелким для описания поведения воздушных ударных волн в выработке и достаточно крупным для быстрого вычисления параметров воздушных ударных волн в разветвленной сети горных выработок.

Результаты расчетов приведены в таблице 4.1, где представлены значения коэффициентов затухания при различных соотношениях площадей поперечного сечения выработок, примыкающих к сопряжению $\delta = S/F$. В верхней строке каждой ячейки записан коэффициент затухания, полученный экспериментально, в нижней строке – полученный с помощью численного расчета.

Следует обратить внимание на то, что в конфигурациях 1, 3, 4, 5, 9, 11, 12, 13 наблюдается совпадение расчетных результатов с экспериментальными. В конфигурациях 2, 6, 7, 8, 10 – превышение рассчитанных значений коэффициента затухания оправдано с позиций техники безопасности.

Расчетные и экспериментальные коэффициенты затухания воздушных ударных волн при прохождении сопряжений горных выработок

Вид сопряжения	Коэффициент аэродинамического сопротивления		Значение коэффициента $\delta = S/F$								
	ζ_x	ζ_y	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	1,25	1,67	2,5	5,0
1 	9,7	9,7	1,33	1,18	1,03	0,90	0,80	0,70	0,57	0,48	0,30
1,38			1,19	1,05	0,94	0,86	0,77	0,67	0,52	0,33	
2 	-	0	1,24	1,17	1,12	1,06	1,00	0,88	0,70	0,52	0,30
1,36			1,23	1,13	1,06	1,00	0,93	0,80	0,63	0,55	
3 	2,7	0,7	0,69	0,62	0,54	0,47	0,40	0,35	0,28	0,21	0,12
0,79			0,65	0,55	0,49	0,44	0,39	0,34	0,27	0,18	
4 	0	9,7	0,46	0,43	0,54	0,47	0,40	0,35	0,28	0,21	0,12
0,64			0,52	0,55	0,49	0,44	0,39	0,34	0,27	0,18	
5 	0	49,7	0,37	0,34	0,31	0,28	0,25	0,22	0,18	0,13	0,08
0,51			0,42	0,35	0,31	0,28	0,25	0,21	0,16	0,10	
6 	2,7	0,7	0,94	0,88	0,82	0,76	0,73	0,62	0,51	0,38	0,21
0,96			0,87	0,82	0,77	0,74	0,70	0,66	0,60	0,51	
7 	0,2	0,7	0,96	0,92	0,87	0,83	0,80	0,70	0,56	0,42	0,24
1,01			0,93	0,88	0,84	0,80	0,77	0,72	0,66	0,56	
8 	0	49,7	0,97	0,94	0,91	0,87	0,84	0,73	0,59	0,43	0,25
1,05			0,97	0,91	0,87	0,84	0,80	0,75	0,68	0,59	

Вид сопряжения	Коэффициент аэродинамического сопротивления		Значение коэффициента $\delta = S/F$									
	ζ_x	ζ_y	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	1,25	1,67	2,5	5,0	
9 	2,2	2,2	0,43	0,34	0,28	0,24	0,20	0,18	0,14	0,10	0,06	
			0,43	0,33	0,28	0,24	0,22	0,19	0,16	0,13	0,09	
10 	2,2	2,2	0,92	0,83	0,76	0,68	0,60	0,52	0,42	0,31	0,18	
			0,91	0,79	0,71	0,66	0,62	0,58	0,54	0,48	0,41	
11 	49,7	49,7	0,34	0,32	0,30	0,29	0,27	0,24	0,19	0,13	0,08	
			0,48	0,41	0,35	0,32	0,30	0,27	0,24	0,20	0,15	
12 	4,7	0,7	1,18	0,90	0,79	0,65	0,51	0,48	0,39	0,30	0,16	
			1,17	0,91	0,80	0,67	0,54	0,50	0,44	0,36	0,25	
13 	49,7	0	0,86	0,81	0,78	0,74	0,70	0,61	0,49	0,36	0,20	
			0,91	0,86	0,80	0,74	0,71	0,62	0,54	0,42	0,31	

Таким образом, приведенные в таблице 4.1 коэффициенты местного сопротивления могут быть использованы для расчета параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах метана и пыли в сети горных выработок в соответствии с алгоритмом, приведенным в подразделе 4.1 данной работы.

4.7. Выводы

1. Исследованы процессы распространения воздушных ударных волн при взрывах большой мощности и сверхзвуковых скоростях течения газов.

Установлено, что при решении задачи численными методами необходимо задать в уравнениях не только значение коэффициента схемной вязкости, но и коэффициентов диффузии и диссипации энергии, что позволяет погашать осцилляции воздушных ударных волн.

2. Предложено в качестве начального условия задавать не скачок давления на некотором участке выработки, а вводить в уравнение энергии функцию тепловыделения при взрыве с цепной реакцией горения. Установлено, что задание начального распределения давления в виде скачка на участке длиной более 50 м приводит к длительному угасанию воздушных ударных волн и не соответствует действительности.

3. Результаты моделирования взрывов метана, а затем пыли в тупиковой выработке показывают, что на расстоянии 200...250 м от ее забоя слой пыли на стенках выработки переходит во взвешенное состояние и взрывается. При этом, несмотря на то, что дополнительное избыточное давление при взрыве пыли составляло всего 30 % от первоначального, по пути движения воздушной ударной волны оно в отдельных случаях увеличивалось в 1,7 раза, а затем уменьшалось.

4. Изучен процесс взаимодействия воздушных ударных волн при повторных взрывах метана, когда первый взрыв происходил в воздухоподающей выработке, а последующий – в лаве. При этом задавался скачок давления не на некотором участке выработки, как обычно [77], а в виде цепной реакции быстрого горения, переходящего во взрыв, как уже было рассмотрено и подтверждено экспериментально. Установлено, что между эпицентрами взрывов через некоторое время возникает разрежение, а в забое тупика удвоение скачка давления.

5. Выполнено сравнение данных численного моделирования динамики воздушных ударных волн при цепной реакции горения с известными экспериментальными данными. Показано, что границы максимальных избыточных давлений примерно совпадают, однако в нашем случае отмечаются несколько более высокие их значения, что повышает коэффициент надёжности при выборе безопасных расстояний при ведении горноспасательных работ.

РАЗДЕЛ 5

ПАРАМЕТРЫ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ВОЗДУШНЫХ УДАРНЫХ ВОЛН В СЕТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК. БЕЗОПАСНЫЕ РАССТОЯНИЯ ОТ ЭПИЦЕНТРА ВЗРЫВА

5.1. Граничные условия для моделирования динамических процессов в вентиляционной сети шахт

Ранее было рассмотрено движение газов в отдельных выработках шахт при взрывах метана и пыли. Однако в реальных условиях в угольных шахтах ветвей может быть несколько сотен. Эти ветви образуют вентиляционную сеть. Поэтому при взрыве газопылевоздушных смесей в какой-то отдельной выработке необходимо рассматривать формирование и распространение ударных волн во всей вентиляционной сети, расположенной, по сути, в трёхмерном пространстве.

При расчётах вентиляции шахт в нормальных условиях обычно достаточно задания номеров узлов и их количества, номеров ветвей и их количества с указанием аэродинамических сопротивлений и приложенных депрессий в местах расположения вентиляторов главного и местного проветривания. Это даёт возможность однозначно определить расходы воздуха в каждой ветви вентиляционной сети и прикладываемую к ним депрессию. Однако, решая задачи, возникающие при моделировании динамических процессов, необходимо знать давление в узлах, плотность газов и скорость их движения, что требует введения дополнительной информации. Покажем это на наглядном примере (рисунок 5.1). В узле 1 необходимо задавать две скорости движения воздуха при взрыве: одну горизонтальную, а другую вертикальную. При этом неважно, куда направлен вектор скорости: к узлу или от узла. В узле 2 скорость должна быть одна, в данном случае вертикальная, поскольку горизонтальный вектор $2 - 1$ принадлежит узлу 1. В узле 3 также присутствует одна горизонтальная скорость, так как поток втекает в этот узел.

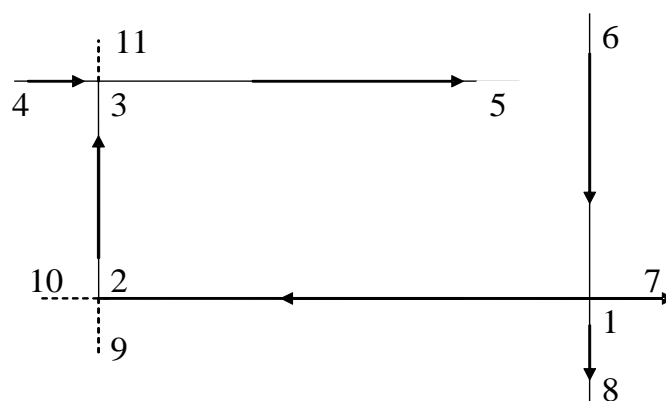


Рисунок 5.1. Схема вентиляции выемочного участка с подсвежением исходящей струи воздуха

Таким образом, дополнительная информация заключается в задании горизонтально и вертикально направленных потоков воздуха. Тогда при примыкании к узлу четырёх ветвей образуется как бы сетка с двумя проекциями скорости на горизонтальную и вертикальную оси. В то же время в узле 2 с примыканием всего двух ветвей необходимо задавать граничные условия. Это же касается и узла 3.

Наиболее распространённым способом задания граничных условий при решении сеточным методом уравнений дозвуковых и сверхзвуковых течений газа является способ отражения [26]. В этом случае вводят дополнительный ряд фиктивных, а точнее, дополнительных узлов 9, 10, 11, располагаемых за пределами ветвей (см. рисунок 5.1). При этом ветви как бы продолжают; узлы 9, 10, 11 расположены на стенках выработок, а узлы 2 и 3 – в центре их поперечных сечений. При выходе выработки на поверхность также надо добавить фиктивную ветвь с узлом. В этом случае, взяв любую ветвь вентиляционной сети в любом направлении (горизонтальном или поперечном), можно применить уже разработанный численный метод, предварительно добавив внутренние узлы с шагом, например, $\Delta x = 10$ м между узлами. Тогда все узлы будут внутренними, а в узлах на границах можно принять градиенты плотности и давления равными нулю, а также скорость равной нулю:

$$\bar{\rho}_{m-1}^{n+1} = \bar{\rho}_m^{n+1}; \quad \bar{u}_{m-1}^{n+1} = 0; \quad \bar{P}_{m-1}^{n+1} = \bar{P}_m^{n+1}. \quad (5.1)$$

Если дополнительный узел будет находиться справа, то надо брать его номер не $m - 1$, а $m + 1$.

Начальными условиями принимаем, как и ранее:

$$\bar{\rho}_{m-1}^0 = 1; \quad \bar{u}_{m-1}^0 = 0; \quad \bar{P}_{m-1}^0 = 1. \quad (5.2)$$

Используя теперь систему уравнений (4.10) совместно с формулами (4.11) и (4.12), можно рассчитывать формирование и распространение воздушных ударных волн в любой вентиляционной сети.

При установке перемычки в одной или нескольких выработках рассматривается только та часть вентиляционной сети, в которой произошёл взрыв. При этом на перемычках принимают условия (5.1).

Для задания относительного аэродинамического сопротивления участка выработки

$$\bar{r} = \frac{\lambda \Delta x}{2\sqrt{S}} \quad (5.3)$$

лучше всего использовать данные шахты об аэродинамических сопротивлениях R , Н·с / м⁸, горных выработок. Известно, что

$$R = \alpha \Pi L / S^3. \quad (5.4)$$

Принимая периметр выработки равным $\Pi = 4\sqrt{S}$, получим

$$RS^2 / L = \frac{8\alpha}{2\sqrt{S}}. \quad (5.5)$$

Так как коэффициент аэродинамического сопротивления $\lambda = 8\alpha\rho_0$, то, сравнивая выражения (5.5) и (5.3), получим

$$\bar{r} = RS^2 \Delta x / (\rho_0 L). \quad (5.6)$$

Использование полученной зависимости (5.6) по сравнению с табличными данными более правомерно, потому что данные шахты содержат в себе реальные аэродинамические сопротивления, учитывающие загромождения выработок различными материалами, их извилистость и повороты.

Таким образом, в качестве начальных данных для каждой ветви необходимо организовать массивы данных об аэродинамических сопротивлениях R , длинах выработок L и площади их поперечных сечений S .

5.2. Алгоритм расчёта параметров распространения и взаимодействия воздушных ударных волн

Для расчета распространения и взаимодействия воздушных ударных волн в сети горных выработок (рисунок 5.2) необходимо ввести следующие исходные данные: давление P_0 и плотность ρ_0 воздуха в выработках при нормальных условиях; количество выработок N_1 , для которых будет производиться расчет; количество узлов (тупиков и сопряжений выработок) N_2 ; период времени τ распространения воздушных ударных волн в сети выработок, коэффициент Куранта Cu [13]. Для каждой выработки также необходимо задать ее параметры: длину L_i , площадь поперечного сечения S_i , коэффициент аэродинамического сопротивления λ_i . Чтобы установить, как связаны между собой выработки, для каждой из них необходимо задать номера начального и конечного узлов. В построенной математической модели распространения воздушных ударных волн в сети горных выработок предполагается, что выработки могут быть сопряжены под определенным углом. Поэтому для каждой выработки должны быть заданы углы, под которыми они сопрягаются с другими выработками. В случае, если выработки сопряжены только под углом 90° или 0° , будем вводить следующий параметр. Обозначим его δ_i для выработки с номером i . Параметр δ_i будет принимать значения 0 или 1. Тогда для двух сопряженных выработок с номерами i и j будем иметь в виду, что, если $\delta_i + \delta_j = 1$, то угол между ними равен 90° . В противном случае угол между выработками с номерами i и j равен 0° .

Для сопряжений горных выработок необходимо задать коэффициенты местного аэродинамического сопротивления.



Рисунок 5.2. Блок-схема расчёта распространения и взаимодействия воздушных ударных волн в сети горных выработок

Каждая выработка разбивается на M_i участков, в которых будут рассчитаны такие относительные величины, как давление, скорость, плотность и температура. На основании введенных исходных данных рассчитывают коэффициенты теплообмена со стенками выработок a_t , значение шага по времени Δt , количество шагов по длине выработок M_i и по времени N , задается память для массивов параметров

$$\bar{P}_{ikj}, \bar{\rho}_{ikj}, \bar{U}_{ikj}, \bar{T}_{ikj}, \bar{q}_{ikj}, \bar{P}_{jk}, \bar{\rho}_{jk}, \bar{U}_{jk}, \bar{T}_{jk}, \bar{q}_{jk}, \bar{P}_{ij}^*, \bar{P}_j^*,$$

где $\bar{P}_{ikj}, \bar{\rho}_{ikj}, \bar{U}_{ikj}, \bar{T}_{ikj}, \bar{q}_{ikj}$ – относительные давление, плотность, скорость, температура и тепловыделение соответственно в j -м промежуточном узле i -й выработки в момент времени $k\Delta t$;

$\bar{P}_{jk}, \bar{\rho}_{jk}, \bar{U}_{jk}, \bar{T}_{jk}, \bar{q}_{jk}$ – относительные давление, плотность, скорость, температура и тепловыделение соответственно в j -м узле сопряжения в момент времени $k\Delta t$;

\bar{P}_{ij}^* – максимальное по времени относительное давление в j -м узле i -й выработки;

\bar{P}_j^* – максимальное по времени относительное давление в j -м узле сопряжения.

Далее формируется матрица инцидентности, которая содержит информацию о топологии сети горных выработок.

Чтобы завершить ввод исходных данных, необходимо задать начальные и граничные условия для каждой выработки. Как уже было отмечено, взрыв метана можно моделировать двумя способами: в виде цепной реакции горения, которая учитывается параметром тепловыделения q , и с помощью задания постоянного давления в зоне взрыва P_1 . В первом случае основные параметры в начальный момент времени $\tau = 0$ остаются неизменными в любой выработке и в любом узле сопряжения: $\bar{P}_{i0j} = \bar{\rho}_{i0j} = \bar{T}_{i0j} = \bar{P}_{j0} = \bar{\rho}_{j0} = \bar{T}_{j0} = 1$; $\bar{U}_{i0j} = \bar{U}_{jk} = 0$.

Наборы значений \bar{q}_{ikj} , \bar{q}_{jk} формируются согласно формуле (4.12) в зависимости от места взрыва метановоздушной смеси, ее объема и местоположения в сети горных выработок.

Во втором случае на загазованном участке выработки в начальный момент времени задается некоторое давление \bar{P}_1 . Остальные параметры в начальный момент времени остаются такими же, как и при нормальных условиях.

Пусть имеем выработку с номером i , с начальным узлом a и конечным узлом b . Тогда граничные условия для тупика аппроксимируются выражениями вида

$$\text{на левом конце забоя выработки: } \bar{P}_{ak} = \bar{P}_{ik1}; \bar{\rho}_{ak} = \bar{\rho}_{ik1}; \bar{T}_{ak} = \bar{T}_{ik1}; \bar{U}_{ak} = 0;$$

$$\text{на правом конце забоя выработки: } \bar{P}_{bk} = \bar{P}_{ikM}; \bar{\rho}_{bk} = \bar{\rho}_{ikM}; \bar{T}_{bk} = \bar{T}_{ikM}; \\ \bar{U}_{bk} = 0.$$

Для выхода на поверхность имеем выражения

$$\text{на левом конце: } \bar{P}_{ak} = 1; \bar{\rho}_{ak} = 1; \bar{T}_{ak} = 1; \bar{U}_{ak} = \bar{U}_{ik1};$$

$$\text{на правом конце: } \bar{P}_{bk} = 1; \bar{\rho}_{bk} = 1; \bar{T}_{bk} = 1; \bar{U}_{bk} = \bar{U}_{ikM}.$$

Теперь, когда подготовлены все необходимые данные, можно начинать непосредственно расчет параметров воздушных ударных волн в сети горных выработок. Для каждой выработки и каждого сопряжения значения относительных давления, скорости, плотности и температуры на новом временном слое рассчитывают по формулам (4.10) через значения этих параметров на предыдущем временном слое [73].

После того как найдены значения искомым параметров на всем заданном временном промежутке, выполняют расчет максимумов давления по времени в каждом промежуточном узле выработки \bar{P}_{ij}^* и на каждом сопряжении \bar{P}_j^* :

$$\bar{P}_{ij}^* = \max_k \bar{P}_{ijk}; \bar{P}_j^* = \max_k \bar{P}_{jk}.$$

Далее, для всех $i = \overline{1, N_1}; j = \overline{1, M_i}$ проводят проверку: если $\bar{P}_{ij}^* \leq 1,06$, то соответствующее место в выработке i считается безопасным, в противном

случае – небезопасным. Аналогично рассчитывают безопасные места сопряжений выработок (см. рисунок 5.2).

5.3. Расчёт параметров распространения и взаимодействия воздушных ударных волн на ЭВМ

Разработанная программа предназначена для расчета параметров воздушных ударных волн в сети горных выработок при взрывах метанопылевоздушных смесей и определения безопасных мест ведения горноспасательных работ.

Для нормального функционирования программы необходим персональный компьютер со следующими характеристиками:

- процессор с частотой колебаний не менее 0,5 ГГц;
- оперативная память объемом не менее 0,5 Гб.

С увеличением частоты колебаний процессора и объемов оперативной и видеопамати время расчета существенно уменьшается.

Данная программа включает подпрограммы, функции и процедуры для первоначального ввода, корректировки и накопления данных, эффективной реализации разработанного алгоритма, а также иллюстрации полученных результатов. Работа с программой сводится к вызову на экран диалоговых окон и таблиц, вводу и корректировке данных, к расчетам и представлению результатов.

Управление программой осуществляется с помощью пяти основных групп команд главного меню: **Файл, Правка, Данные, Расчет, Рисунок**. В главном окне программы есть таблицы **Характеристики ветвей** и **Характеристики узлов**, которые предназначены для ввода и отображения исходных данных о ветвях и узлах сети горных выработок.

Для корректной работы программы необходимо задать такие исходные данные, как длина, площадь сечения и коэффициент аэродинамического сопротивления прямолинейных участков выработок. Для инициализации ветвей

в рассматриваемой сети требуется определить номера конечного и начального узлов для каждого прямолинейного участка, а также углы между ветвями.

Кроме параметров сети горных выработок, также требуют определения и параметры взрыва. Для этого необходимо задать номер выработки, в которой ожидается взрыв, расположение загазованной области и расположение эпицентра взрыва.

Результатом работы программы является распределение давления, скорости, плотности и температуры в каждой ветви и сопряжении заданной сети горных выработок. Вышеперечисленные параметры зависят от месторасположения в сети горных выработок и от времени. Разработанная программа дает возможность наблюдать и анализировать процесс распространения воздушной ударной волны по горным выработкам. В частности, наглядно показан процесс отражения воздушных ударных волн от стенки в тупике выработки, когда давление ударной волны увеличивается в момент столкновения со стенкой. Отраженная волна, движущаяся в обратном направлении, имеет давление, не превышающее давление до столкновения со стенкой [180].

Разработанная программа позволяет наблюдать за изменением профилей давления, скорости, плотности и температуры во фронте воздушной ударной волны на графиках во времени в каждой отдельной ветви. Также ведется расчет максимальных значений этих параметров и есть возможность построить кривую, состоящую из максимальных по времени значений найденных параметров (рисунки 5.3 – 5.6). Эти данные позволяют оценивать максимальное разрушительное воздействие воздушных ударных волн в любой точке любой ветви заданной схемы, что значительно упрощает анализ результатов расчета по сравнению с известными методиками [26 153]. Числовые значения, на основании которых построены графики, доступны в табличном виде.

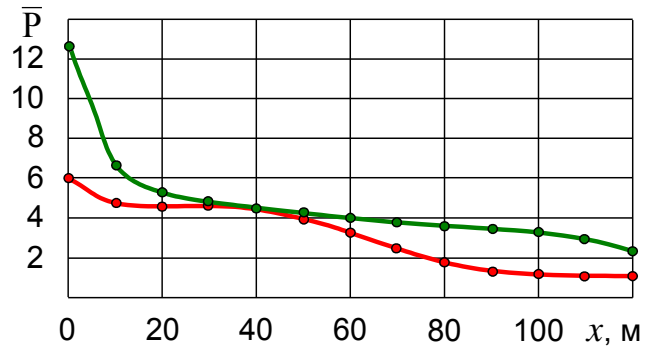


Рисунок. 5.3. Распределение относительного давления в ветви в заданный момент времени (красная линия) и огибающей максимумов относительного давления по времени (зеленая линия)

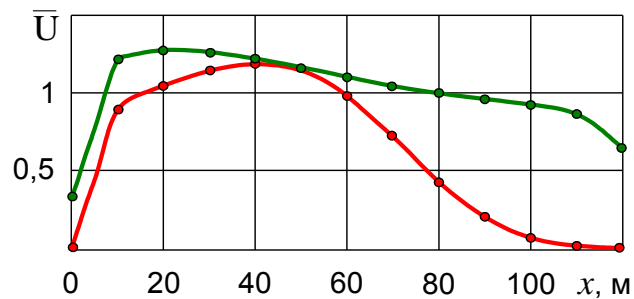


Рисунок 5.4. Распределение относительной скорости в ветви в заданный момент времени (красная линия) и огибающей максимумов относительной скорости по времени (зеленая линия)

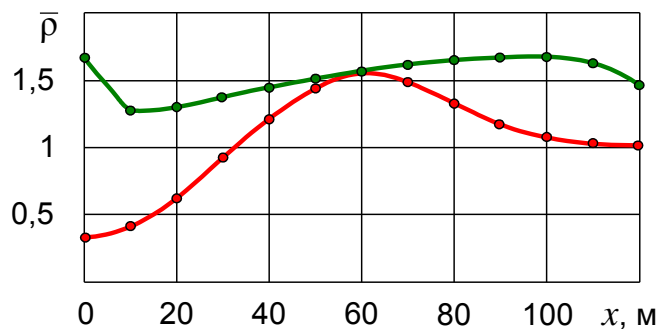


Рисунок 5.5. Распределение относительной плотности в ветви в заданный момент времени (красная линия) и огибающей максимумов относительной плотности по времени (зеленая линия)

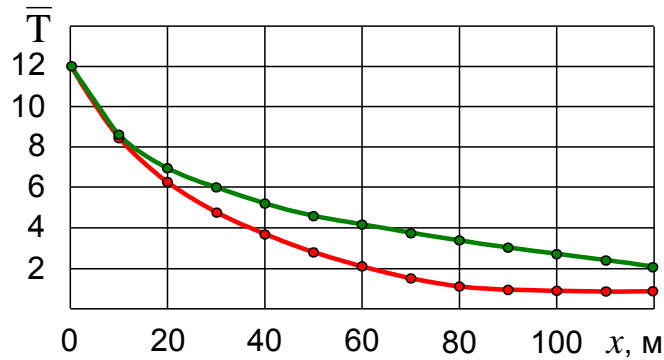


Рисунок 5.6. Распределение относительной температуры в ветви в заданный момент времени (красная линия) и оглабляющей максимумов относительной температуры по времени (зеленая линия)

Для комплексной оценки поведения воздушных ударных волн в заданной сети горных выработок доступно графическое представление результатов расчета. Предложена цветовая шкала, которой поставлен в соответствие диапазон давления, имеющий место в рассматриваемом примере. Цвет, в который окрашивается выработка, зависит от давления в ней в заданный момент времени и определяется в соответствии с предложенной шкалой. К примеру, темно-красный цвет выработок соответствует относительному давлению 28, фиолетовый – 8, синий – 2, светло-зеленый – 1,4. Это позволяет следить за динамикой распространения воздушных ударных волн одновременно во всей сети горных выработок (рисунок 5.7).

Также доступен режим определения максимумов давления по всей схеме и режим определения безопасных мест ведения горноспасательных работ (рисунок 5.8).

Разработанная программа не только производит громоздкие вычисления, но и предлагает несколько вариантов представления результатов расчета, позволяющих решать поставленную задачу определения параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах метана и пыли в сети горных выработок.

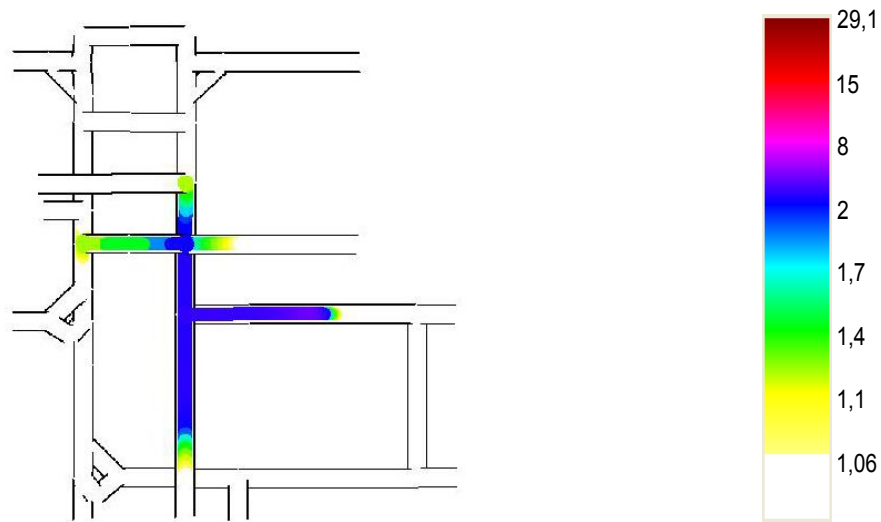


Рисунок 5.7. Распределение относительного давления в заданный момент времени во всей сети горных выработок

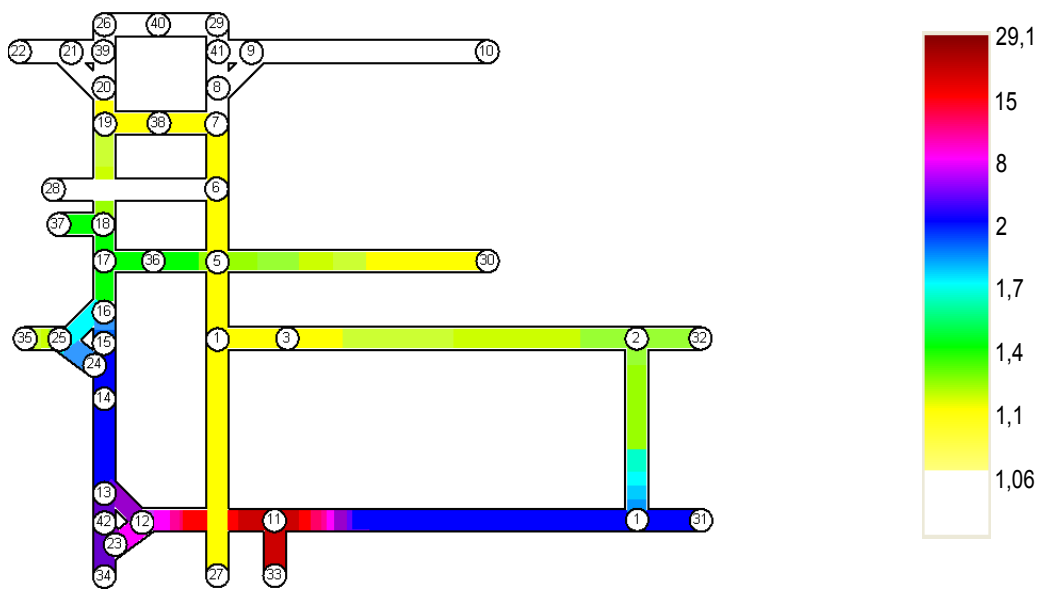


Рисунок 5.8. Распределение максимальных по времени значений относительного давления во всей сети горных выработок

5.4. Пример расчета

Рассмотрим работу программы на примере.

Исходная аварийная схема, параметры взрыва, а также основные параметры ветвей и узлов представлены на рисунке 5.9. Будем рассматривать распространение воздушных ударных волн по конвейерному штреку.

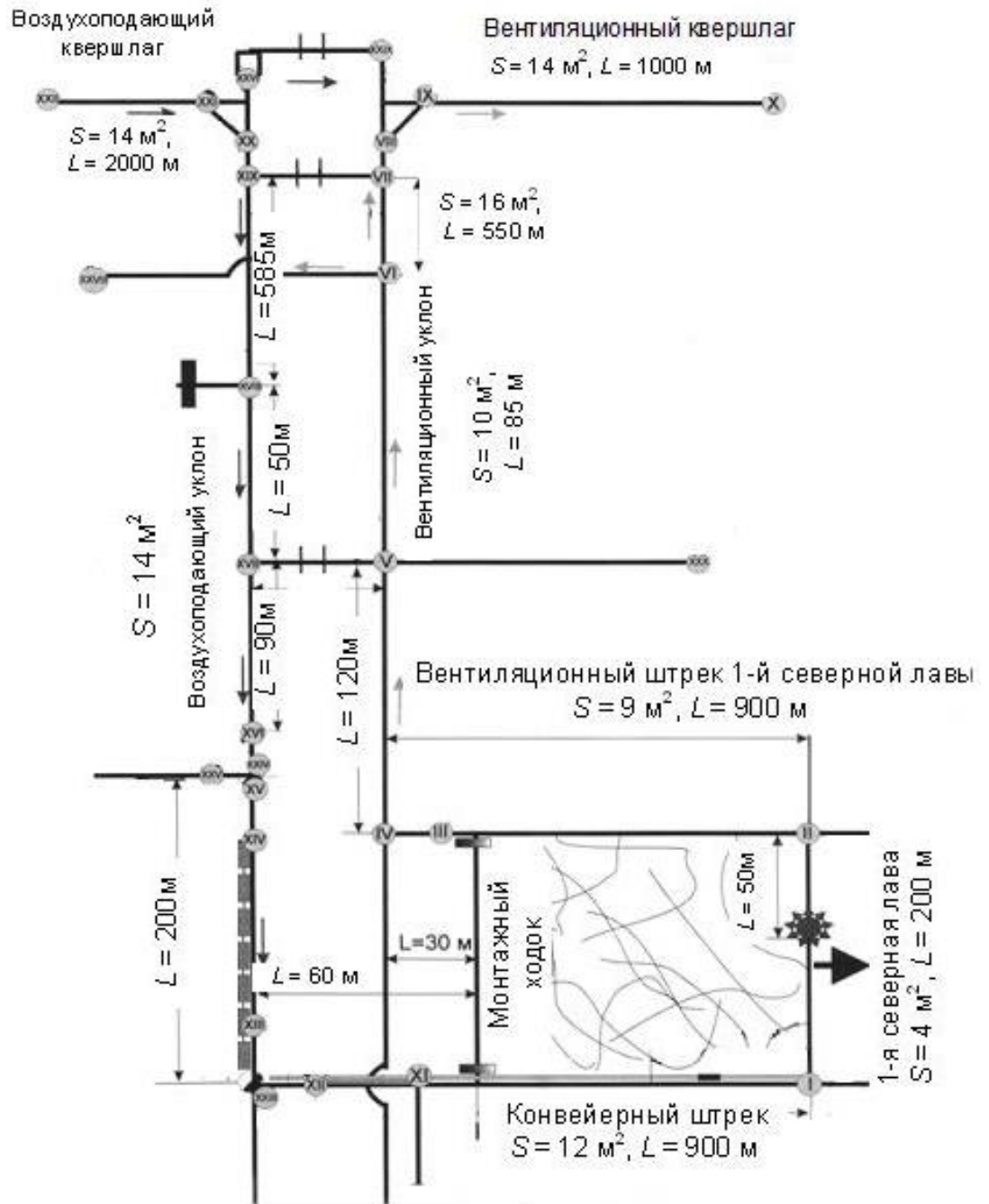


Рисунок 5.9. Расчетная схема аварийного участка

После задания исходных данных выполняем расчет параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний. Проверим, какого значения достигло максимальное относительное давление. Очевидно, что оно находится в зоне взрыва, т.е. в ветви 10 (левый верхний график рисунка 5.10).

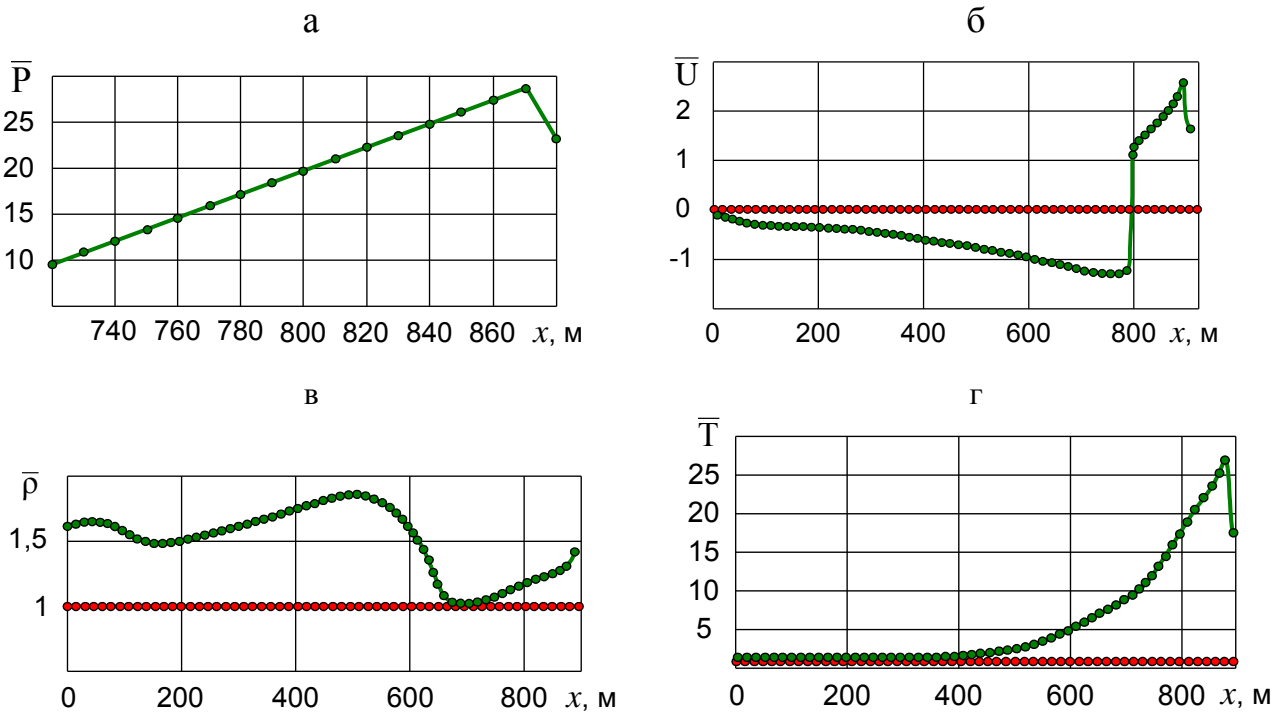


Рисунок 5.10. Распределение параметров воздушных ударных волн в ветви 2:

- а – распределение максимумов относительного давления;
- б – распределение максимумов относительной скорости;
- в – распределение максимумов относительной плотности;
- г – распределение максимумов относительной температуры

На графике можем видеть, что максимальное относительное избыточное давление – порядка 2,8 МПа и зафиксировано на 870 м ветви 10. Обратимся к распределению максимального относительного давления во всей сети горных выработок (см. рисунок 5.8).

Как видно из рисунка 5.8, безопасные места, где относительное давление ниже 1,06, обозначены белым цветом. Найдем места в воздухоподающем уклоне, безопасные по давлению. Безопасное место находится в ветви 20 (между узлами 19, 20). Найдем искомое место с точностью до 10 м, воспользовавшись таблицей с результатами (рисунок 5.11).

Относительное давление										
x	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
P	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Максимумы по t	1,04416	1,03321	1,02777	1,02523	1,02417	1,02498	1,02568	1,02635	1,02702	1,02773

Относительная скорость										
x	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
U	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Максимумы по t	0,00537	0,01032	0,01383	0,01573	0,01666	0,01702	0,01704	0,01685	0,0165	0,01604

Относительная плотность										
x	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Rho	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Максимумы по t	1,08494	1,08082	1,07621	1,07138	1,06659	1,06198	1,05764	1,05362	1,04992	1,04655

Относительная температура										
x	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
T	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Максимумы по t	1,00611	1,00393	1,00318	1,00293	1,0029	1,00298	1,00311	1,00326	1,00342	1,00359

Рисунок 5.11. Результаты расчета в ветви 20

Обращая внимание на распределение относительного давления, видим, что оно опускается ниже безопасного значения 1,06 на 167 м в ветви 20, т.е. непосредственно в узле 20 (см. 3-ю строку таблицы). Поскольку далее за ветвью 20 не было обнаружено относительного давления более 1,06, то всюду после узла 20 возможна установка изолирующих перемычек.

5.5. Выводы

1. На основании разработанной математической модели распространения и взаимодействия воздушных ударных волн в сети горных выработок составлены алгоритм и блок-схема решения задачи определения безопасных мест в сети горных выработок при взрывах метана и пыли.

2. Разработано программное обеспечение, позволяющее на основании введенных исходных данных рассчитывать такие параметры воздушных ударных волн, как относительные давление, плотность, скорость и температура во всей сети горных выработок в любой момент времени.

3. Результаты расчета представляются в виде таблиц и графиков. Распределение относительного давления в сети горных выработок также может быть представлено на схеме, в которой каждому значению давления соответствует определенный цвет. Разработанная программа также дает возможность сохранять и накапливать исходные данные об аварийных схемах, обращаться к этим данным для повторного расчета и сравнения результатов.

4. Пользователь имеет возможность следить за изменением параметров воздушных ударных волн в динамике в реальном времени или в замедленном развитии. Автоматический анализ результатов расчета позволяет определить безопасные по давлению места в сети горных выработок.

РАЗДЕЛ 6

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ВОЗДУШНЫХ УДАРНЫХ ВОЛН С РАЗЛИЧНЫМИ ПРЕГРАДАМИ И СРЕДСТВАМИ ВЗРЫВОЗАЩИТЫ

6.1. Гашение воздушных ударных волн водяными и сланцевыми (порошковыми) заслонами

Одними из основных средств подавления воздушных ударных волн в горных выработках при взрывах метана и в основном угольной пыли являются водяные и сланцевые заслоны [37, 71, 93, 108, 117, 138]. Размещение таких заслонов по всей сети выработок шахты направлено на быструю локализацию и подавление взрывов. Водяные заслоны выполняют в виде полимерных сосудов с водой, размещаемых на полках под кровлей выработок. Принцип действия таких заслонов заключается в воздействии после разрушения сосудов облака образовавшейся диспергированной воды на высокотемпературный поток газов. Процесс испарения капель воды аналогичен процессу испарения пены. Здесь также образуется двухфазный поток на некотором участке зоны распыления воды. Однако водяной заслон оказывает малое влияние на аэродинамику потока и по объёму ничтожно мал по сравнению с основным потоком газов при взрывах [142].

Таким образом, отвод теплоты диспергированной водой за счёт её испарения после разрушения сосудов является основным фактором гашения воздушных ударных волн. Скорость поглощения теплоты диспергированной водой при её испарении и диаметре капель $d_{\text{п}} = d_{\text{к}}$ может быть представлена в виде

$$\Delta q = \rho_0 r U_{\text{с}} \Pi / S = \rho_{\text{ж}} \nu r \left[4 / d_{\text{к}}^3 + 8(\bar{P} / \bar{\rho} - 1) T_0 \right] \Pi \cdot 10^{-4} / S. \quad (6.1)$$

На рисунке 6.1 представлены результаты численных и натуральных экспериментов распределения давления вдоль штольни НИИГД «Респиратор» без гашения и при гашении ударных волн водяным заслоном.

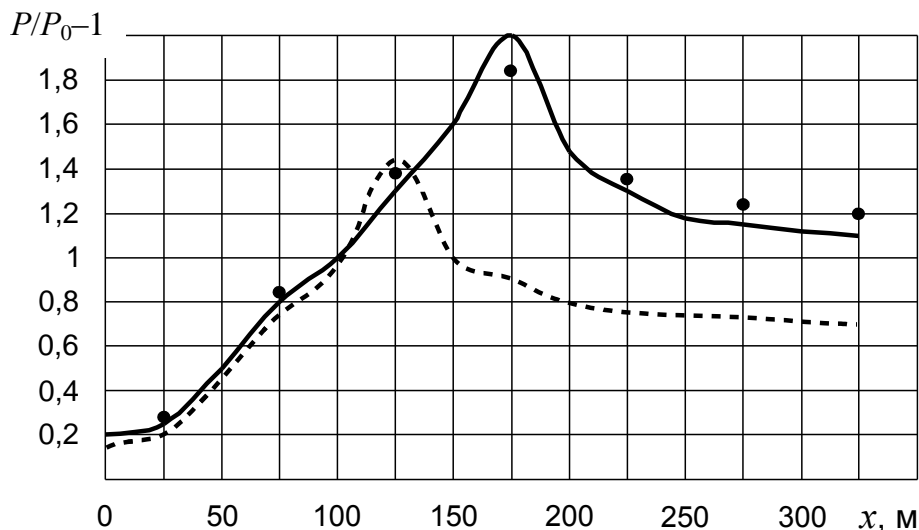


Рисунок 6.1. Распределение давлений в штольне НИИГД «Респиратор» без гашения (сплошная линия) и при гашении (штриховая линия) воздушных ударных волн водяным заслоном

Маркерами (см. рисунок 6.1) обозначены данные нулевого эксперимента в штольне НИИГД «Респиратор» без гашения воздушных ударных волн водяным заслоном при длине загазованной зоны 18 м с объемной долей метана 10 %. Наличие максимума на 175 метре указывает на то, что именно здесь прекращается горение. В противном случае нарастание давления прекратилось бы ещё раньше. При математическом моделировании принято для нулевого эксперимента: $\lambda = 0,05$; $\bar{\alpha}_m = 0,01$; $\bar{q}_m^n = 0,3n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 175 м.

Численный эксперимент (см. рисунок 6.1, штриховая линия) показывает, что создание водяного заслона на 125 метре от места взрыва приводит к уменьшению максимального давления в 1,4 раза, что находится в полном соответствии с данными А.А. Гурина, когда создание водяной завесы в лабораторных и промышленных условиях приводило к уменьшению давления во фронте ударной волны в 1,3 – 1,4 раза. Такое ослабление воздушных ударных

волн говорит о том, что водяные заслоны можно применять при буровзрывных работах, в основном для смачивания угольной пыли.

К тому же, как установлено при экспериментах в шахтных условиях [37], сосуды с водой, расположенные в 25...40 м от забоя, не опрокидываются [118]. Это же касается и полок или сосудов с инертной пылью. Действие распыляемой инертной пыли основано на её огнетушащей способности, приводящей к уменьшению интенсивности горения.

Считается [37], что основными механизмами порошкового тушения пламени являются: гетерогенное ингибирование; охлаждение как огнепреграждение и гомогенное ингибирование продуктами испарения или разложения [173]. Эти три фактора не только дополняют друг друга, но и зависят друг от друга. Гетерогенное ингибирование зависит от степени прогревания частиц порошка, а огнепреграждение является уже результатом объёмного охлаждения потока газов и эффектом гетерогенного ингибирования. При этом вопрос стоит ещё о том, успевают ли частицы порошка прогреться в пламени и испариться за короткое время.

Поэтому при математическом моделировании гашения ударных волн сланцевыми заслонами будем исходить из того, что в этом случае аэродинамическое сопротивление выработки уменьшается незначительно и коэффициент теплообмена со стенками остаётся прежним. Зато основными факторами пламегашения являются уже перечисленные факторы.

Для сравнения результатов математического моделирования с натурными экспериментами использованы данные В.М. Плотникова [222]. В качестве инертной пыли применяли огнетушащий порошок на основе фосфата аммония, выпускаемый под фирменным названием «Трополяр». Эксперименты по гашению воздушных ударных волн «Трополяром» при взрывах метана проводили в тупиковой выработке длиной 700 м и площадью поперечного сечения 8 м². Заслоны с сосудами с порошком были расположены на боковых стенках выработки на 58 и 62 метрах от забоя штрека. Всего было с порошком 20 сосудов по 6 кг в каждом. Метановоздушной смесью заполняли первые 72 м

штрека, а инициатор взрыва находился в самом тупике. Взрывы метана производили при его объемной доле 9 и 12 %, чтобы установить разницу в их интенсивности при стехиометрической смеси и смеси, близкой к верхнему пределу взрываемости.

На рисунке 6.2 представлены результаты численных и натуральных экспериментов (маркеры) гашения воздушных ударных волн заслоном с огнетушащим порошком «Трополяр» при взрыве метана с объемной долей 9 %.

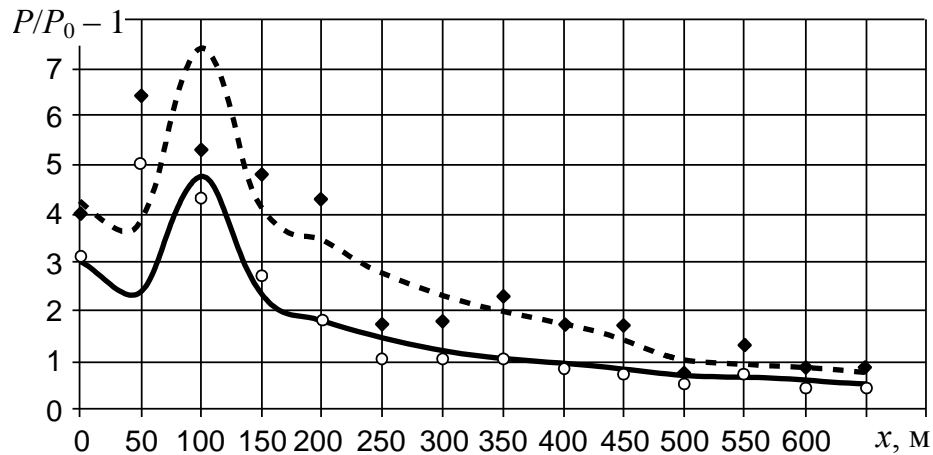


Рисунок 6.2. Гашение воздушных ударных волн огнетушащим порошком «Трополяр» при взрыве метана с объемной долей 9 %:
штриховая линия – нулевой эксперимент; сплошная линия – гашение порошком;
◆, ○ – экспериментальные данные

При математическом моделировании пришлось сдвинуть максимум на 50 м, чтобы удовлетворительно согласовать расчётные и экспериментальные данные, принимая при нулевом эксперименте $\lambda = 0,05$; $\bar{\alpha}_m = 0,001$; $\bar{q}_m^n = 2n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 100 м.

Как видно (см. рисунок 6.2), гашение воздушной ударной волны порошковым заслоном привело к уменьшению максимума давления с 0,64 (0,74) до 0,5 (0,47) МПа. В скобках – данные расчетов. При этом, начиная со 150...250 м, расчётные данные и натурные результаты измерения удовлетворительно согласуются друг с другом, если принять что интенсивность цепного горения уменьшилась до $\bar{q}_m^n = 1,3n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 100 м.

Более согласованными результатами сравнения расчётных и экспериментальных данных (маркеры) являются результаты, полученные при рассмотрении гашения воздушной ударной волны огнетушащим порошком в эксперименте при взрыве метана с объемной долей 12 % (рисунок 6.3).

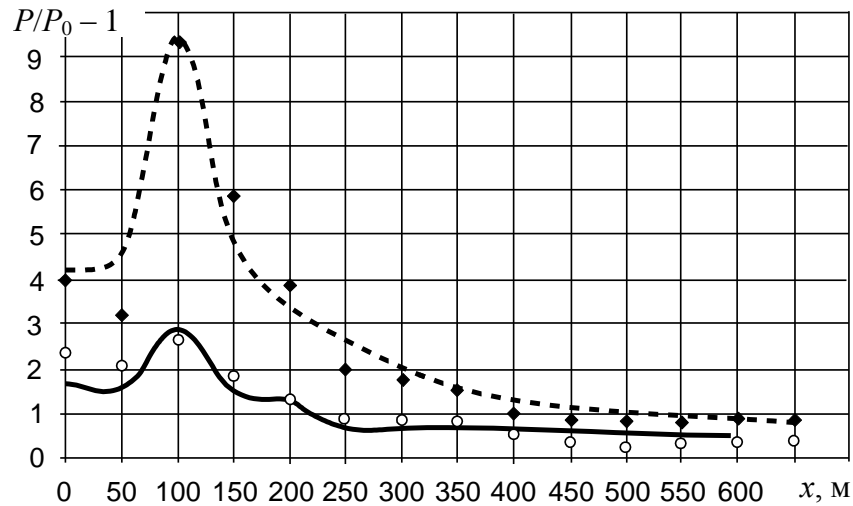


Рисунок 6.3. Гашение воздушных ударных волн огнетушащим порошком при взрыве метана с объемной долей 12 %:
штриховая линия – нулевой эксперимент; сплошная линия – гашение порошком;
◆, ○ – экспериментальные данные

Здесь видно, что положения расчётных и фактических максимумов, а также их значения полностью совпадают в нулевом эксперименте и при гашении воздушных ударных волн порошком. Кроме того, удовлетворительно согласуются данные численных и натуральных экспериментов на всём участке наблюдений от забоя штрека на расстоянии 700 м в нулевом эксперименте и при гашении воздушных ударных волн огнетушащим порошком. При этом была принята начальная плотность теплового потока при горении, равная $\bar{q}_m^n = 2,5n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 100 м, а затем уменьшена до $\bar{q}_m^n = 0,8n\Delta x/\sqrt{S}$.

По данным В.М. Плотникова [222], не было существенного различия в мощности взрыва между смесями газов с 9 и 12 % метана, что и показывают данные, приведенные на рисунках 6.2 и 6.3. Так, можно принять в среднем плотность теплового потока при горении $\bar{q}_m^n = 2,25n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении

100 м при длине загазованной зоны 70 м. В то же время при гашении воздушных ударных волн 120 кг огнетушащего порошка (20 сосудов по 6 кг) можно принять плотность теплового потока при горении равной $\bar{q}_m^n = 1,1n\Delta x/\sqrt{S}$.

Таким образом, применение порошка «Трополяр» способствует уменьшению максимума давления в 2 – 3 раза, что говорит о целесообразности его применения при буровзрывных работах.

6.2. Пенные и породные пробки как средство гашения воздушных ударных волн

Для описания процессов взаимодействия воздушных ударных волн с пенными пробками будем считать, что происходит движение двух потоков как двухфазных сред. При этом смесь газов над пеной представляет собой турбулентный поток, а пена ведёт себя как ламинарный ползучий поток. Поэтому скорости движения этих фаз несоизмеримы и пенный поток можно считать неподвижным по сравнению со сверхзвуковым потоком смеси газов. Воздушная ударная волна, действуя на пенную пробку, приведёт к её сжатию, разрушению и частичному испарению влаги.

Уравнение, описывающее движение газов вне пенной пробки и над пробкой ничем не отличается от второго уравнения системы (3.10), моделирующей формирование и распространение ударных волн. Так, принимая периметр выработки равным $\Pi = 4\sqrt{S}$, представим второе уравнение системы (3.10) в виде

$$\frac{\partial(\rho u)}{\partial \tau} + \frac{\partial(\rho u^2)}{\partial x} + \frac{\partial P}{\partial x} = -\frac{\lambda}{2\sqrt{\delta S}} \rho u^2, \quad (6.2)$$

где $\delta = S_1/S$ – отношение площади зазора над пробкой S_1 ко всей площади сечения выработки S .

Анализ уравнения (6.2) показывает, что аэродинамическое сопротивление при движении смеси газов над пеной или над породной пробкой будет тем больше, чем меньше площадь просвета над пробкой.

Другим фактором, приводящим к гашению ударных волн, будет испарение влаги при разрушении пены и образовании при этом капель жидкости. Выразим массовую долю влаги в потоке газов через кратность пены и массовую долю жидкости, испаряющуюся в очаге пожара:

$$U_{\text{в}} = \frac{\rho_{\text{ж}}\chi}{\rho_0 K}, \quad (6.3)$$

где $U_{\text{в}}$ – массовая доля 1 кг испарившейся влаги, приходящейся на 1 кг сухого газа;

χ – массовая доля жидкости, испаряющейся в очаге пожара в зависимости от температуры в нем;

$\rho_{\text{ж}}$ – плотность жидкости, кг/м³;

ρ_0 – плотность воздуха, кг/м³;

K – кратность пены, обратно пропорциональная объёмной доле жидкости в газе.

Массовая доля жидкости, испаряющейся в очаге пожара, может быть найдена по эмпирической формуле [114, 232]

$$\chi = \exp\left[-7695d_k^2/(T - T_0)\right], \quad (6.4)$$

где d_k – средний диаметр капель жидкости, мм.

Предположим, что в процессе разрушения пены в потоке смеси газов образуются капли жидкости, которые при этом испаряются.

Средний диаметр капель, образующихся при разрушении пены, определим из отношения объёма пузырьков пены к объёму капель жидкости:

$$K = \frac{\pi d_{\text{п}}^3 / 6}{\pi d_k^3 / 6}, \quad (6.5)$$

откуда найдём

$$d_k = d_n / \sqrt[3]{K}, \quad (6.6)$$

где $d_{\text{п}}$ – диаметр пузырьков пены, мм.

Расчёты по формуле (6.6) показывают, что при среднем диаметре пузырьков 1 мм диаметры образующихся капель жидкости будут равны 0,2 и 0,1 мм при кратности пены соответственно 100 и 1000. Объемная доля испаряющейся жидкости согласно (6.4) составит при этом 54 и 86 %, если принять температуру в потоке смеси газов равной 500 °С. Это говорит о том, что больше половины жидкости успеет испариться при движении высокотемпературного газа над пеной.

Для упрощения эмпирической зависимости (6.4) представим её в виде линейной аппроксимации (рисунок 6.4).

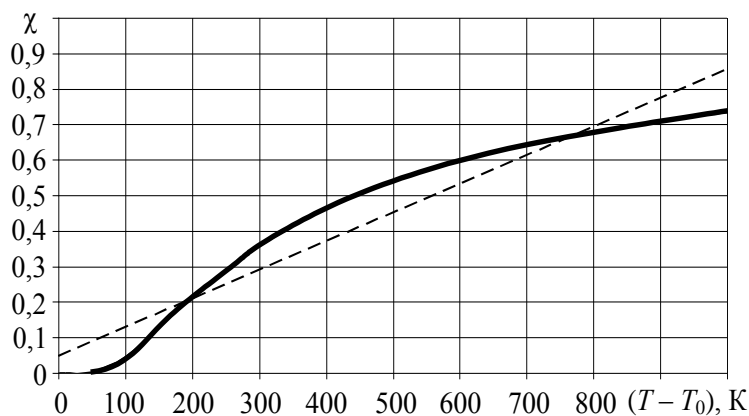


Рисунок 6.4. Зависимость массовой доли испарившейся влаги от температуры при среднем диаметре капель 0,2 мм:
сплошная линия – построена по формуле (5.20);
штриховая линия – линейная аппроксимация

Штриховая линия на рисунке 6.4 представляет собой линию тренда, которая с достоверностью аппроксимации $R^2 = 0,94$ может быть использована вместо зависимости (6.4). Формула для линии тренда имеет вид

$$\chi = 10^{-4} \left[4/d_k^3 + 8(T - T_0) \right]. \quad (6.7)$$

Подставляя в формулу (6.7) зависимость (6.5), получим

$$\chi = 10^{-4} \left[4K/d_{\Pi}^3 + 8(T - T_0) \right]. \quad (6.8)$$

С учётом зависимости (6.3) массовую долю испарившейся влаги можно определить по формуле

$$U_{\text{в}} = \frac{\rho_{\text{ж}}}{\rho_0} \left[4/d_{\Pi}^3 + 8(T - T_0)/K \right] \cdot 10^{-4}. \quad (6.9)$$

Преобразуем формулу (6.9) к виду

$$U_{\text{в}} = \frac{\rho_{\text{ж}}}{\rho_0} \left[4/d_{\Pi}^3 + 8(\bar{P}/\bar{\rho} - 1)T_0/K \right] \cdot 10^{-4}. \quad (6.10)$$

Используя полученную зависимость (6.10), можно определить скорость поглощения теплоты пеной при её испарении:

$$\Delta q = \rho_0 q_m U_{\text{в}} \Pi / S = \rho_{\text{ж}} \upsilon q_m \left[4/d_{\Pi}^3 + 8(\bar{P}/\bar{\rho} - 1)T_0/K \right] \Pi \cdot 10^{-4} / S, \quad (6.11)$$

где q_m – теплота парообразования, Дж/кг;

υ – скорость испарения влаги, м/с.

Назовём коэффициентом теплообмена при испарении влаги выражение

$$\alpha_{\text{ис}} = 8 \cdot 10^{-4} \rho_{\text{ж}} \upsilon q_m T_0 / K, \quad (6.12)$$

где $\alpha_{ис}$ – коэффициент теплообмена испаряющихся капель жидкости с газовым потоком, Вт/(К·м²).

Тогда первое слагаемое в уравнении (6.11) выражает, по сути, огнетушащие свойства пены и имеет вид

$$q_1 = 4 \cdot 10^{-4} (\rho_{ж} \cup q_m / d_{п}^3) \Pi / S, \quad (6.13)$$

где q_1 – уменьшение плотности теплового потока при испарении влаги, Вт/м³.

Из анализа полученных зависимостей (6.12) и (6.13) следует, что чем меньше кратность пены, тем интенсивней теплообмен между пеной и газовым потоком. В то же время, чем меньше диаметр пузырьков пены, тем больше её огнетушащие свойства.

В связи с этим в правой части уравнения (4.7) при моделировании гашения воздушных ударных волн пенными пробками следует принимать

$$\alpha = \alpha_m + \alpha_{ис}; \quad q = q_0 - q_1, \quad (6.14)$$

где q_0 – объемная плотность теплового потока до подачи пены, Вт/м³.

Это создаёт большие возможности наложения расчётных кривых на экспериментальные точки путём подбора коэффициентов (6.14), а также путём смещения положения максимума ударной волны за счёт уменьшения длины пламени и путём уменьшения проходного сечения газового потока над пеной.

Для установления адекватности разработанной математической модели гашения воздушных ударных волн пенными пробками результаты численных экспериментов сравнивали с экспериментальными данными, полученными в натуральных условиях [57].

Экспериментальные исследования гашения воздушных ударных волн пенными и породными пробками проведены в НИИГД «Респиратор» в натуральных условиях в штольне «Гранит». Штольня (рисунок 6.5) представляет собой

горизонтальную тупиковую выработку длиной 300 м, параллельно которой пройден людской ходок. На расстоянии от тупика 200 м имеется сбойка длиной 75 м. Площадь поперечного сечения тупиковой выработки и сбойки $8,3 \text{ м}^2$, а людского ходка $4,5 \text{ м}^2$.

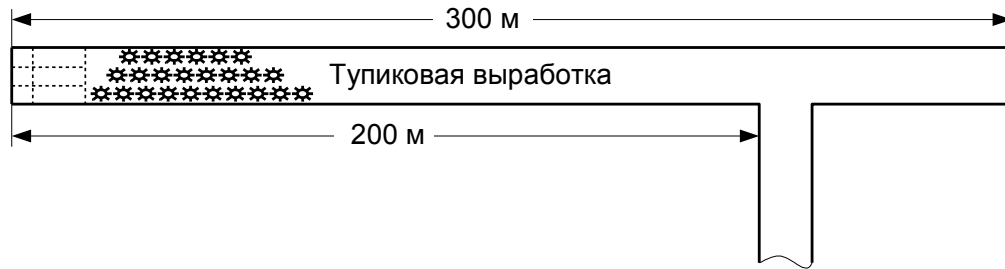


Рисунок 6.5. Схема выработок штольни «Гранит» с указанием преграды и зоны загазования (штриховые линии)

Метан в тупиковую часть штольни, отделённую от остальной части выработки диафрагмой из полиэтиленовой плёнки, подавали из цистерн по трубопроводу через редуктор. Длина зоны, заполняемой метановоздушной смесью, была различной. С помощью вентилятора местного проветривания метан равномерно перемешивался с воздухом со средней объемной долей 10 %. Длина зоны со взрывчатой объемной долей метана принята была вначале равной 18 м.

Воздушно-механическую пену по вентиляционному трубопроводу подавали на различные расстояния от устья штольни. Кратность пены равна $K = 150 \dots 200$. Расстояние пенной пробки от камеры с высокой объемной долей метана – до 50 м. Источником воспламенения служила нихромовая проволока, нагреваемая с помощью высокого напряжения. Для измерения давления во фронте ударной волны при взрывах применяли тензометрические датчики, располагаемые по всей длине штольни через 50 м. Датчики давления работали в комплекте с тензостанцией и шлейфовым осциллографом. Относительная погрешность измерения давления составляла 5...7 %.

На рисунке 6.6 показаны результаты экспериментальных и теоретических исследований распространения (кривая 1) и гашения воздушных ударных волн пенными пробками (кривые 2 – 4).

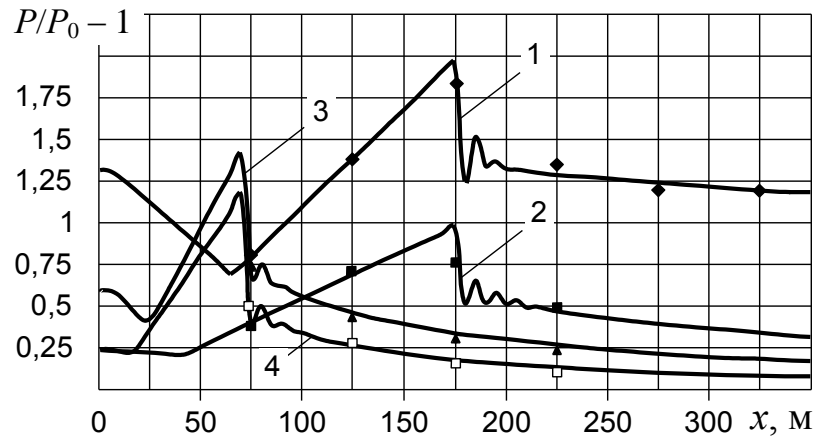


Рисунок 6.6. Гашение воздушных ударных волн пенными пробками: 1 – нулевой эксперимент; 2 – пена на 220 м с зазором; 3 – пена на 250 м без зазора; 4 – пена на 180 м без зазора; \blacklozenge , \blacksquare , \blacktriangle , \square – экспериментальные данные

Результаты исследований показывают, что максимум давления во всех экспериментах не совпадает с концом зоны загазования, где, казалось бы, должно заканчиваться цепное горение. Так, без подачи пены максимум давления находится на 175 м, а длина загазованной зоны – всего 18 м. Это можно объяснить распространением пламени на большое расстояние, так как пламя представляет собой горение за пределами загазованной зоны. Кривая 1 на рисунке 6.6 указывает на распределение максимального давления вдоль штольни без подачи пены. Скачок давления до 0,13 МПа в забое штольни как раз указывает на возврат ударной волны, имеющей максимум 0,2 МПа. Следует отметить, что максимум давления примерно совпадает с данными предыдущих экспериментальных исследований, когда отношение длины загазованной зоны к корню квадратному значения ее площади $(x_2 - x_1)/\sqrt{S} = 6$ соответствует на графике значению максимального давления 0,25 МПа. При моделировании принято без подачи пены: $\lambda = 0,05$; $\bar{\alpha}_m = 0,01$; $\bar{q}_m^n = 0,32n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 175 м.

Заполнение пеной штольни на 220 м с зазором между пенной пробкой и газовым потоком (см. рисунок 6.6, кривая 2) привело к уменьшению максимального избыточного давления в два раза. При этом максимум давления находился на расстоянии, равном 175 м, откуда следует, что заполнение пеной не всего поперечного сечения штольни приводит к проникновению пламени на большие расстояния. В этом случае для адекватности математической модели натурному объекту принято: $\lambda = 0,1$; $\bar{\alpha}_m = 0,1$; $\bar{q}_m^n = 0,16n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 175 м.

Другая ситуация имеет место, если пена заполняет всё сечение штольни. Как показывают данные экспериментальных исследований (см. рисунок 6.6, кривые 3 и 4), перекрытие всего сечения штольни приводит к резкому сокращению длины пламени на 100 м. Очевидно, ударная волна, воздействуя на пенную пробку, сжимает её на 50 м и не даёт проскочить пламени дальше, существенно снижая максимальное давление. Так, на 225 метре избыточное относительное давление падает до 0,25 и 0,1 по отношению к начальному давлению. При этом длина пробки равнялась соответственно 180 и 250 м. В этом случае для адекватности математической модели натурному объекту принято: $\lambda = 0,1$; $\bar{\alpha}_t = 0,1 \dots 0,3$; $\bar{q}_m^n = (0,5 \dots 0,6)n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 75 м.

Несколько иная ситуация наблюдается при гашении воздушных ударных волн породными пробками [76]. С этой целью при экспериментальных исследованиях на расстоянии 12 м от забоя штольни возводили породную полосу различной толщины и с различной кусковатостью породы. После этого производили запуск метана, его равномерное перемешивание и создание стехиометрической смеси на длине 12 м, отделённой от породной пробки диафрагмой из полиэтиленовой плёнки.

На рисунке 6.7 показаны результаты экспериментальных и теоретических исследований распространения (кривая 1, нулевой эксперимент) и гашения воздушных ударных волн породными пробками (кривые 2, 3).

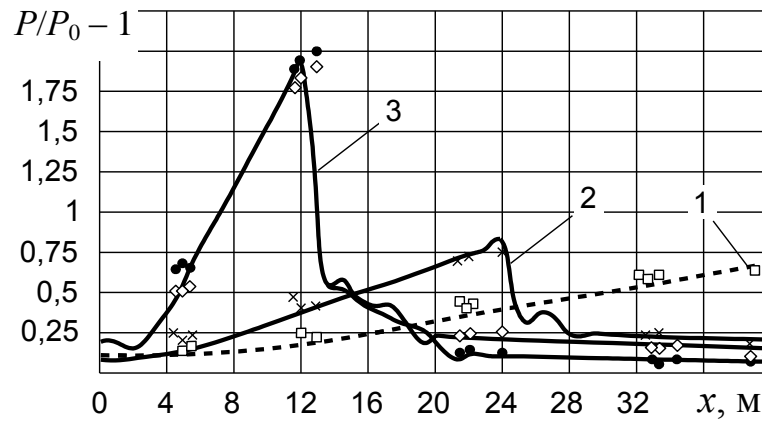


Рисунок 6.7. Гашение воздушных ударных волн породными пробками: 1 – нулевой эксперимент; 2 – пробка толщиной 3 м с зазором; 3 – пробки толщиной 6 и 8 м; ●, □, ◇, ×, – экспериментальные данные

Как установлено в результате экспериментальных исследований (по три эксперимента в каждой серии), при отсутствии породной пробки и длине загазованной зоны 12 м происходит плавное нарастание избыточного давления до 0,2 МПа на расстоянии 150 м от забоя штольни. Экспериментальные и расчётные значения максимума давления находятся в полном соответствии друг с другом. Так, отношение длины загазованной зоны к корню квадратному значению площади $(x_2 - x_1)/\sqrt{S} = 4$ соответствует на графике значению максимального давления 0,2 МПа. Здесь также максимум давления не совпадает с концом зоны загазования, где, казалось бы, должно заканчиваться цепное горение.

При моделировании динамики воздушной ударной волны без породной пробки принято: $\lambda = 0,05$; $\bar{\alpha}_m = 0,01$; $\bar{q}_m^n = 0,5n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 150 м.

При наличии породной пробки резко меняется динамика воздушной ударной волны и максимум давления приближается к месту расположения породы. Так, при толщине пенной пробки 3 м максимум избыточного давления находится на расстоянии 24 м, а его значение равно 0,075 МПа (см. рисунок 6.7, кривая 2). В этом случае для адекватности математической модели натурному объекту принято: $\lambda = 3,3$; $\bar{\alpha}_m = 0,01$; $\bar{q}_m^n = 1,0n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 24 м.

Увеличение толщины породной пробки до 6 м, а затем до 8 м привело к распространению пламени лишь до пробки, то есть на 12 м. Это говорит о том, что вначале зазор между породой и газовой смесью отсутствовал, а затем воздушная ударная волна образовала под кровлей штольни свободное пространство для дальнейшего распространения. В этом случае при моделировании динамики воздушной ударной волны с породной пробкой толщиной 6...8 м принято: $\lambda = 10...80$; $\bar{\alpha}_m = 0,01$; $\bar{q}_m^n = 5,3n\Delta x/\sqrt{S}$ на протяжении 12 м. Такие большие коэффициенты аэродинамического сопротивления выработки объясняются очень малыми зазорами между породой и смесью газов. Это значит, что ширина зазора по отношению к приведенному диаметру равна значению, примерно обратно пропорциональному коэффициенту аэродинамического сопротивления $\delta = 1/\lambda$, и будет равна всего нескольким сантиметрам.

Данные экспериментальных исследований и установленная адекватность математической модели натурному объекту позволяют прогнозировать эффективность гашения воздушных ударных волн пенными и породными пробками.

6.3. Воздействие воздушных ударных волн на перемычки изолированного пожарного участка

Рассмотрим выемочный участок с возвратноточной схемой проветривания на массив угля (рисунок 6.8).

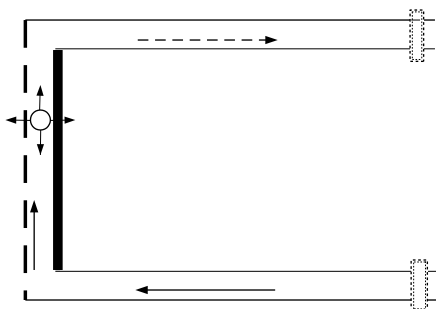


Рисунок 6.8. Схема выемочного участка с возвратноточной схемой проветривания на массив угля с указанием места взрыва

Схема проветривания выемочного участка может быть любой. В этом случае все выработки участка условно разворачиваются в одну линию, как показано на рисунке 6.9.

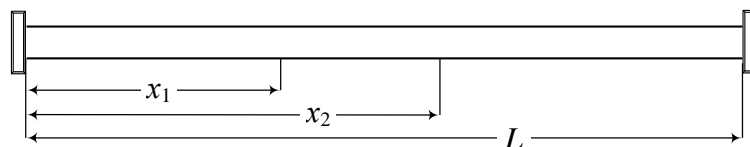


Рисунок 6.9. Схема условно развёрнутых в одну линию выработок изолированного участка

Ранее были получены точные решения задач динамики воздушных ударных волн в тупиковых и сквозных неизолированных выработках в изотермических условиях, когда скорость движения газов дозвуковая. В этом случае можно пренебречь динамическим давлением по сравнению со статическим и приближённо считать аэродинамическое сопротивление выработок линейно, а не квадратично зависящим от скорости движения газов [138].

Тогда вместо трёх уравнений сохранения массы, количества движения и энергии можно рассматривать только одно уравнение (3.52) в безразмерном виде

$$\frac{\partial^2 \bar{P}}{\partial \tau^2} + 2r \frac{\partial \bar{P}}{\partial \tau} = c^2 \frac{\partial^2 \bar{P}}{\partial x^2}, \quad (6.15)$$

где $\bar{P} = P/P_0$ – относительное давление;

$r = \frac{\lambda u_0}{4\sqrt{S}}$ – параметр, характеризующий удельное аэродинамическое сопротивление выработок, 1/с;

$c = \sqrt{P_0/\rho_0}$ – скорость, близкая к скорости звука, м/с;

u_0 – условная скорость при линеаризации квадратичного закона сопротивления, равная 80 м/с;

- λ – коэффициент аэродинамического сопротивления выработок;
 x – координата, отсчитываемая от одной перемычки до другой, м;
 τ – время с момента взрыва, с.

Зная аэродинамические сопротивления всех выработок участка (см. рисунок 6.8) по данным конкретной шахты, можно определить обычно применяющуюся при гидравлических расчётах приведенную длину как

$$\xi = \frac{\lambda L}{2\sqrt{S}} = \frac{8}{\rho_0} \sum_{i=1}^n R_i S_i^2, \quad (6.16)$$

где R_i – аэродинамическое сопротивление i -й выработки изолированного участка, Н·с²/м⁸;

S_i – площадь поперечного сечения i -й выработки, м².

Это даёт возможность согласно уравнению (6.16) выразить удельное сопротивление всех выработок через их приведенную длину:

$$r = \frac{\lambda u_0}{4\sqrt{S}} = \frac{4u_0}{\rho_0 L} \sum_{i=1}^n R_i S_i^2, \quad (6.17)$$

где L – суммарная длина всех выработок изолированного участка, м.

Для уравнения (6.15) зададим начальные и граничные условия. Пусть в результате взрыва газовой смеси в каком-то месте выработки, например в лаве, сформировалось давление

$$\bar{P}(x,0) = \begin{cases} 1, & 0 \leq x < x_1; \\ \bar{P}_1, & x_1 \leq x \leq x_2; \\ 1, & x > x_2, \end{cases} \quad (6.18)$$

где $\bar{P}_1 = P_1/P_0$ – относительное начальное давление в месте взрыва.

Так как выработки изолированы перемычками и непроницаемы, то граничные условия можно задать в виде

$$\frac{\partial \bar{P}(0, \tau)}{\partial x} = \frac{\partial \bar{P}(L, \tau)}{\partial x} = 0. \quad (6.19)$$

Ещё одно начальное условие для производной по времени функции давления следует принять, полагая, что движение воздуха пренебрежимо мало по сравнению с дозвуковыми скоростями течения смеси газов. Тогда, как показано ранее, можно принять

$$\frac{\partial \bar{P}(x, 0)}{\partial \tau} = 0. \quad (6.20)$$

Решение уравнения (6.15) следует искать в виде произведения двух функций: одной функции $F_x(x)$, зависящей только от x , и другой функции $F_\tau(\tau)$, зависящей только от τ . Тогда можно записать, что

$$\bar{P} = F_x F_\tau. \quad (6.21)$$

Продифференцируем предполагаемое решение по соответствующим координатам и подставим функции и их производные в уравнение (6.15). В результате переменные разделяются и зависят только от некоторой константы μ_n . Будем искать решение для функции от x для уравнения

$$c^2 F_x'' + \mu_n^2 F_x = 0. \quad (6.22)$$

Решение уравнения (6.22) ищем в виде косинуса, чтобы оно удовлетворяло граничным условиям непроницаемости перемычек (4.5):

$$F_x = \cos(\mu_n x / c). \quad (6.23)$$

Чтобы решение уравнения (6.23) удовлетворяло двум условиям уравнения (6.18), необходимо все константы μ_n представить в виде

$$\mu_n = \pi cn / L, \quad (6.24)$$

где n – число из натурального ряда от одного и до бесконечности.

В этом случае решение уравнения (6.23) принимает вид

$$F_x = \cos(\pi nx / L). \quad (6.25)$$

Уравнение для функции только от времени имеет вид

$$F_\tau'' + 2rF_\tau' + \mu_n^2 F_\tau = 0. \quad (6.26)$$

Решение уравнения (6.26) можно выразить, как и ранее, через косинусы и синусы:

$$F_\tau = b_n \exp(-r\tau) \left[\cos(q_n \tau) + \frac{r}{q_n} \sin(q_n \tau) \right], \quad (6.27)$$

где b_n – константа, определяемая из начального условия (6.18);

$q_n = \sqrt{(\pi cn / L)^2 - r^2}$ – параметр, принимаемый больше нуля.

Объединяя решения уравнений (6.25) и (6.27), получим согласно уравнению (6.21) решение для давления в виде бесконечного ряда

$$\bar{P} = 1 + \exp(-r\tau) \sum_{n=1}^{\infty} b_n \cos(\pi nx / L) \left[\cos(q_n \tau) + \frac{r}{q_n} \sin(q_n \tau) \right]. \quad (6.28)$$

Нетрудно убедиться, что в этом случае выполнены граничные условия, за исключением начального условия (6.18). Чтобы это условие выполнить, необходимо его разложить также по косинусам, принимая

$$\bar{P}(x,0) = 1 + \sum_{n=1}^{\infty} b_n \cos(\pi n x / L), \quad (6.29)$$

откуда согласно (6.18) найдём

$$b_n = \frac{2}{L} (\bar{P}_1 - 1) \int_{x_1}^{x_2} \cos(\pi n x / L) dx = \frac{2(\bar{P}_1 - 1)}{\pi n} \left[\sin(\pi n x_2 / L) - \sin(\pi n x_1 / L) \right]. \quad (6.30)$$

Полученное аналитическое решение уравнения (6.28) может быть использовано для моделирования динамики воздушных ударных волн во времени при взрывах смеси газов небольшой мощности в изолированных перемычками выемочных участках.

На рисунке 6.10 представлены результаты расчёта по формуле (6.28) распределения относительного давления вдоль выработок изолированного участка.

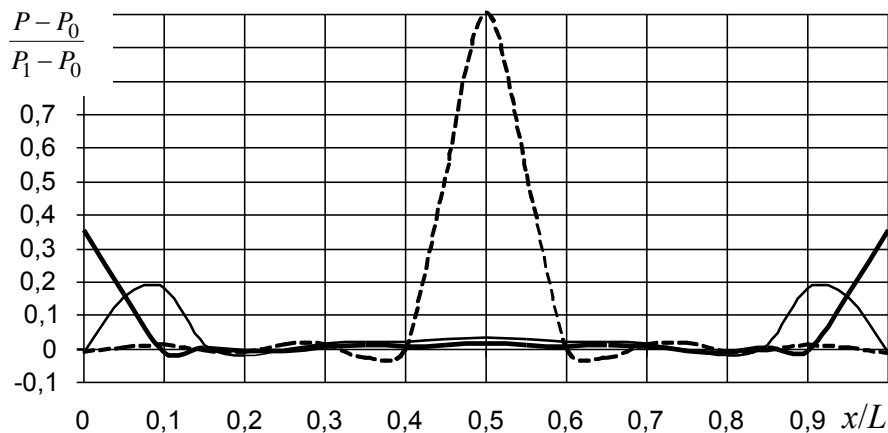


Рисунок 6.10. Распределение относительного давления в выработках изолированного участка при взрыве небольшой мощности $P_1 = 0,1$ МПа: штриховая линия – начальное распределение; тонкая линия – давление у перемычки; толстая линия – скачок давления на перемычке

При моделировании было принято: длина лавы $l = 200$ м; длина всех выработок изолированного участка $L = 1200$ м; средняя площадь поперечного сечения выработок $S = 10$ м²; коэффициент аэродинамического сопротивления $\lambda = 0,1$; околосвуковая скорость $c = 289$ м/с.

Как видно из рисунка 6.10, на подходе к перемычкам через 1,7 с давление составляет почти 20 % от первоначального (тонкая линия), а на перемычках происходит скачок давления, и оно уже через 2,2 с составляет почти 40 % от первоначального давления. Таким образом, средняя скорость движения воздушной ударной волны дозвуковая и равна 227 м/с.

На рисунке 6.11 показано, как меняется давление во времени в центре лавы и на перемычках. В центре лавы происходит быстрое снижение избыточного давления до нуля, а затем через 4 с в результате наложения воздушных ударных волн, бегущих от перемычек, наблюдается снова скачок давления в центре лавы, равный 11 % от первоначального. В то же время на перемычках через 1,7 с начинается скачок давления до 40 % от первоначального. Время действия скачка – примерно 0,7 с.

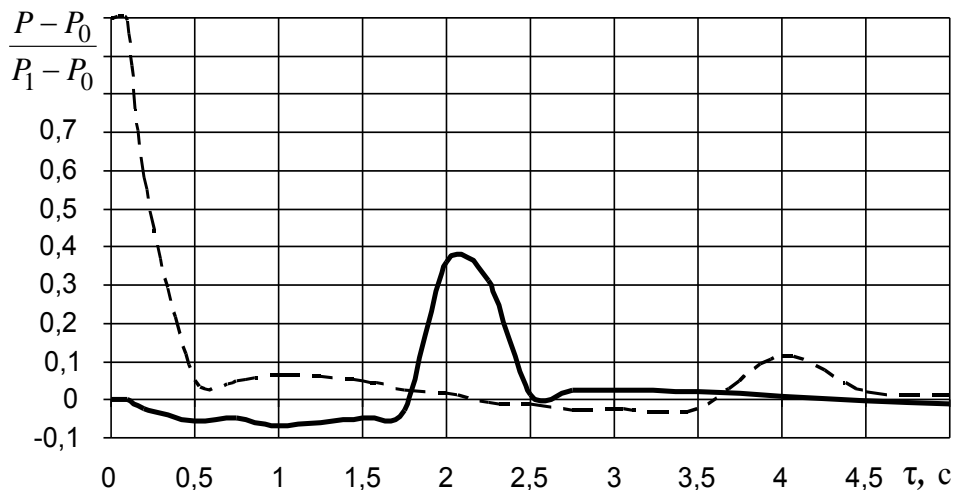


Рисунок 6.11. Изменение относительного избыточного давления во времени при взрыве в лаве изолированного участка:
штриховая линия – в центре; сплошная линия – у перемычек

При моделировании динамики воздушных ударных волн большой мощности численными методами использовали систему уравнений (4.4) с

краевыми условиями (4.5) и (4.6), к которым добавляются условия непроницаемости на правой перемычке

$$\bar{\rho}_m^{n+1} = \rho_m^{n+1}; \quad \bar{P}_m^{n+1} = \bar{P}_{m-1}^{n+1}. \quad (6.31)$$

Результаты численного моделирования динамики воздушных ударных волн большой мощности при начальном давлении $P_1 = 1$ МПа показаны на рисунке 6.12.

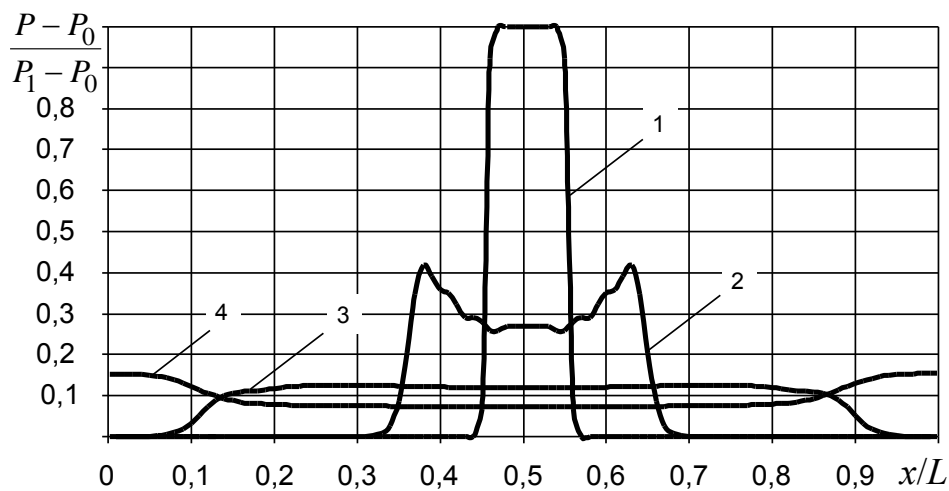


Рисунок 6.12. Распределение относительного давления в выработках изолированного участка при взрыве большой мощности 1 МПа:
1 – начальное распределение; 2 – распределение через 0,17 с;
3 – через 0,7 с; 4 – через 1,38 с

Сравнение данных моделирования при взрывах малой (см. рисунок 6.10) и большой (см. рисунок 6.12) мощности показывает, что они несколько отличаются друг от друга. Заметно, что при взрывах большой мощности скачок давления не так резко выражен. В процентном отношении он составляет в этом случае 16 %, а не 35 %, как при взрыве небольшой мощности. Однако абсолютное давление на перемычке равно 0,16 МПа при начальном 1 МПа, что на расстоянии 500 м от лавы может привести к разрушению перемычек. Средняя скорость движения воздушной ударной волны в этом случае сверхзвуковая и равна 362 м/с.

При цепной реакции горения, как показывают результаты численных экспериментов (рисунок 6.13), взрыв метана в нижней части лавы приводит сначала к неравномерному распределению давления вдоль лавы, однако в дальнейшем наблюдается полностью симметричное распределение давления относительно центра лавы.

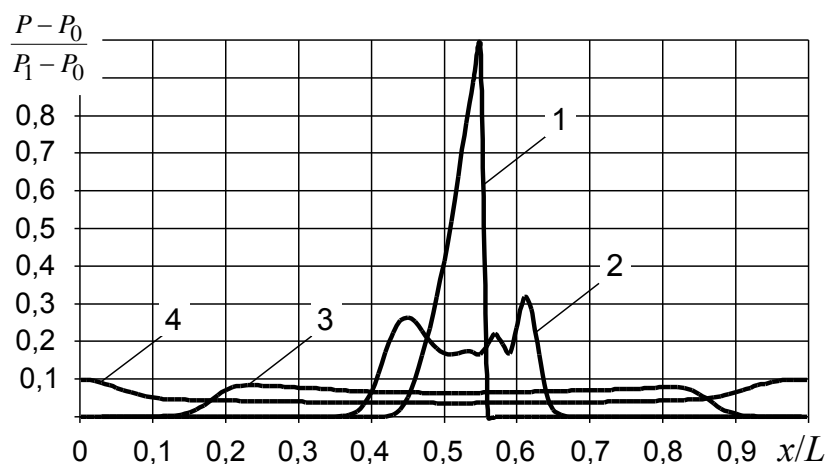


Рисунок 6.13. Распределение относительного давления в выработках изолированного участка при взрыве большой мощности (1 МПа) и цепной реакции горения:

1 – начальное распределение; 2 – распределение через 0,17 с;
3 – через 0,7 с; 4 – через 1,38 с

В этом случае при цепной реакции горения давление на перемычках несколько меньше и составляет 10 % от максимума (1 МПа) на выходе из лавы. Это объясняется тем, что быстрое, а не мгновенное горение по всей длине лавы приводит к лавинообразному, как в реальных условиях, нарастанию давления. При этом на перемычках даже на расстоянии 500 м давление в отражённой волне равно 0,1 МПа.

Первые экспериментальные исследования гашения воздушных ударных волн гипсовыми перемычками были проведены в натуральных условиях в штольне Карагайлинского полигона [167]. Штольня длиной 190 м и площадью поперечного сечения 4 м² пройдена буровзрывным способом без крепления в породах. На рисунке 6.14 представлена схема штольни с тремя врубами, с

гипсовой перемычкой между первым и вторым врубом и с указанием зоны с объемной долей метана 9,5 % (штриховая линия).

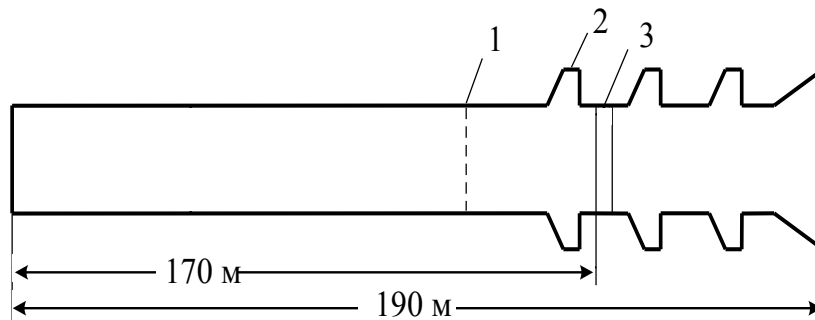


Рисунок 6.14. Схема штольни Карагайлинского полигона:
1 – диафрагма; 2 – вруб; 3 – перемычка

Метановоздушная смесь создавалась в штольне путём выпуска метана из баллонов по резиновому рукаву в изолированную диафрагмой зону длиной примерно 160 м. Перемешивание метана с воздухом осуществлялось в течение 2 ч за счёт конвекции и диффузии газов. При этом средняя объемная доля метана составляла 7...11 %.

Объемную долю метана перед взрывом контролировали интерферометром, а также путём отбора проб смеси газов в сосуды вместимостью 0,25 м³ с последующим анализом проб в химлаборатории.

В качестве инициатора взрыва, расположенного в 5 м от забоя, использовали аммонит с электродетонатором. Измеряли параметры взрывной волны в различных сечениях штольни с помощью тензометрической аппаратуры.

Гипсовую перемычку с опалубкой и проёмной трубой возводили дистанционно по рукавной линии с помощью комплекса «Темп» с использованием пластифицированного гипса.

Контрольный взрыв произвели без гипсовой перемычки, но со шпренгельными перемычками, установленными во втором и третьем врубах.

В результате взрыва метановоздушной смеси на участке длиной 165 м были расколоты два бруса шпренгельных перемычек. При этом максимальное давление у перемычек равнялось 1,45 МПа. На рисунке 6.15 приведены

результаты математического моделирования и натурального эксперимента при изоляции тупиковой выработки шпренгельными перемычками.

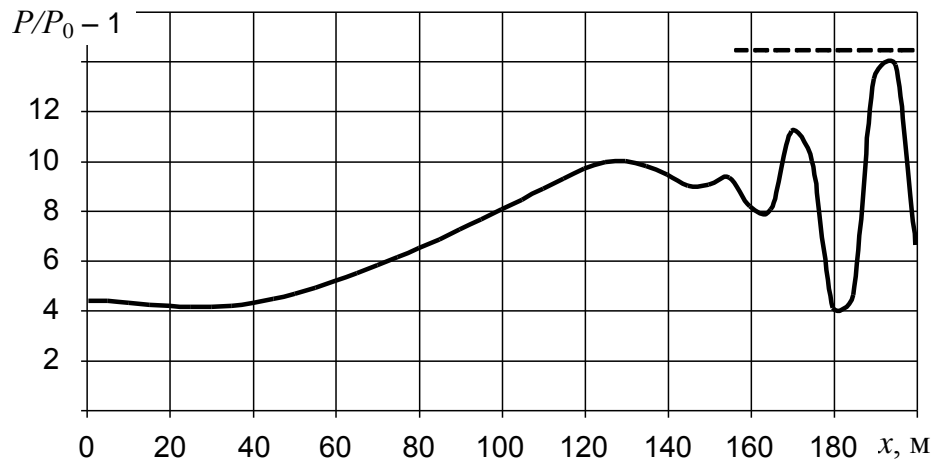


Рисунок 6.15. Распределение избыточного давления в штольне с максимумом на шпренгельных перемычках: сплошная линия – результаты математического моделирования; штриховая линия – результаты натурального эксперимента у перемычек

Как видно из рисунка 6.15, расчётное и фактическое значения избыточного давления у шпренгельных перемычек почти совпадают. Перед перемычками, как показывает математическое моделирование, давление сначала падает до 0,4 МПа, а затем подскакивает на перемычках до 1,4 МПа. При расчётах с применением системы уравнений (4.10) принимали $\lambda = 0,1$ ($\alpha = 0,015 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$). Остальные безразмерные параметры приняты равными $\bar{\alpha}_m = 0,01$; $\bar{q}_m^n = 0,22n\Delta x/\sqrt{S}$ на длине 160 м.

Последующие пять взрывов проводили в штольне, изолированной гипсовой перемычкой. Толщину перемычки в каждом новом эксперименте варьировали в пределах от 0,55 до 1,5 м. В результате пяти взрывов, как показали наблюдения, избыточное давление на гипсовой перемычке равнялось 0,96...1,36 МПа. На рисунке 6.16 приведены результаты математического моделирования и натурального эксперимента при изоляции тупиковой выработки гипсовыми перемычками.

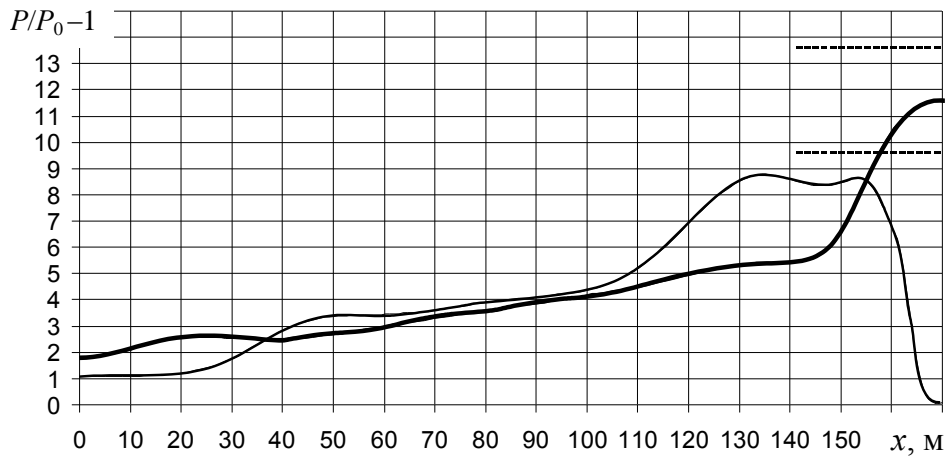


Рисунок 6.16. Распределение избыточного давления в штольне при её изоляции гипсовой перемычкой: тонкая линия – результаты расчёта на подходе ударной волны к перемычке; жирная линия – на перемычке; штриховые линии – нижний и верхний значения в натуральных экспериментах у перемычек

Как установлено в четырёх экспериментах, перемычки из высокопрочного гипса не разрушаются при толщине от 1 до 1,5 м и избыточном давлении 0,96...1,36 МПа. Они не разрушаются даже при толщине 0,55 м и давлении 1,0 МПа. В то же время перемычка из строительного гипса толщиной 0,75 м в результате взрыва была смещена на 0,1 см со срезом по периметру при избыточном давлении 1,3 МПа. Следует отметить, что клапаны в проёмных трубах через перемычки во всех экспериментах были герметичными.

При расчётах динамики воздушных ударных волн в изолированной гипсовыми перемычками штольне принимали с применением системы уравнений (4.10) $\lambda = 0,1$ ($\alpha = 0,015 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$). Остальные безразмерные параметры приняты равными $\bar{\alpha}_m = 0,001$; $\bar{q}_m^n = 0,1n\Delta x/\sqrt{S}$ на длине 160 м. При этом коэффициент k схемной диффузии, вязкости и диссипации энергии подбирали во всех расчётах таким образом, чтобы сохранить устойчивость счёта и осцилляции при этом были минимальными.

Дальнейшие экспериментальные исследования гашения ударных волн бетонными перемычками проведены НИИГД «Респиратор» в штольне «Гранит». Штольня длиной 300 м и площадью поперечного сечения 8,3 м² пройдена буровзрывным способом с креплением в породах. На рисунке 6.17 представлена

схема штольни со сбойкой и с указанием загазованной зоны с объемной долей метана 9,5 %. Здесь же указано место расположения бетонной перемычки вблизи устья выработки.

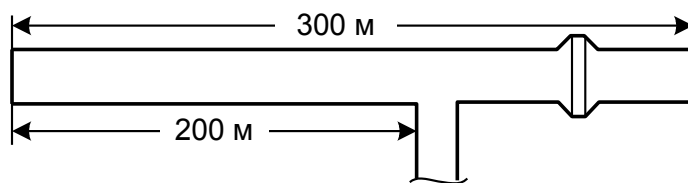


Рисунок 6.17. Схема штольни «Гранит» с указанием сбойки и зоны загазования метаном (штриховая линия – диафрагма)

Бетонную перемычку толщиной 2 м возводили дистанционно с помощью комплекса «Темп». Через 41 ч после возведения перемычки изолированную диафрагмой из полиэтиленовой плёнки тупиковую часть штольни заполняли метаном до объемной доли 9,5 %. Общий объём метановоздушной смеси равнялся 500 м^3 на момент взрыва. Регистрировали параметры взрыва при помощи тензостанции и осциллографа. Инициатор взрыва находился вблизи забоя штольни.

На рисунке 6.18 приведены помеченные точками экспериментальные данные максимального избыточного давления вдоль штольни при взрыве. Здесь же изображена огибающая максимальных расчетных давлений.

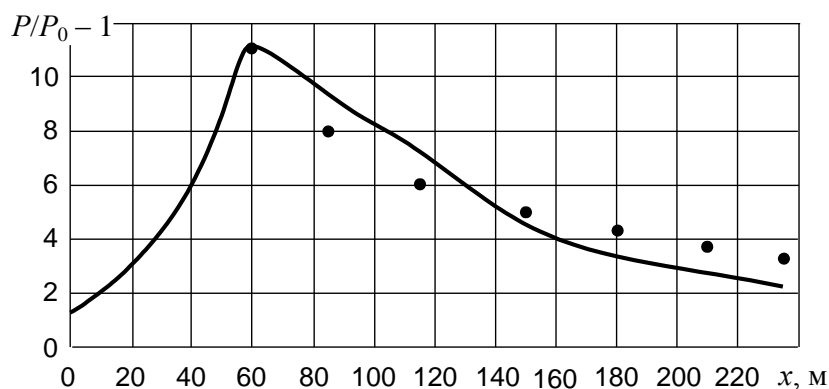


Рисунок 6.18. Огибающая максимумов избыточного давления (сплошная линия) и максимальные значения избыточного давления в местах измерения фактических его значений (●)

Следует отметить, что расчётные и экспериментальные значения давлений в месте максимумов несколько отличаются друг от друга, что связано с недостаточной достоверностью регистрации амплитуды отклонения датчиков давления.

При расчётах динамики воздушных ударных волн в изолированной бетонными перемычками штольне принимали с применением системы уравнений (4.10) $\lambda = 0,05$ ($\alpha = 0,005 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$). Остальные безразмерные параметры приняты равными $\bar{\alpha}_m = 0,001$; $\bar{q}_m^n = \frac{0,32n\Delta x}{\sqrt{S}}$ на длине 84 м с учётом протяженности зоны пламени 24 м и загазованной зоны 60 м.

Проведенные исследования показали, что разработанные технология и оборудование позволяют возводить взрывоустойчивые бетонные перемычки, обеспечивающие надёжный контакт с окружающими породами без нарушений. Выбранный режим укладки быстротвердеющей смеси обеспечивает достаточно высокую пластическую прочность путём добавки в портландцемент марки 500 жидкого натриевого стекла.

В таблице 6.1 приведены данные, полученные на основе теоретических и экспериментальных исследований.

Таблица 6.1

Ориентировочные значения избыточного давления ударной волны, характеризующие разрушение объектов горных выработок

Объект	Степень разрушения	Избыточное давление, МПа
Шпренгельные перемычки	Повреждение брусьев	1,45
Гипсовые перемычки толщиной 0,75 м из строительного гипса	Смещение со срезом по периметру	1,3
Гипсовые перемычки толщиной 0,55...1,5 м из высокопрочного гипса	Без повреждений	0,96...1,36
Бетонные перемычки толщиной 2 м	То же	0,6

Численные расчёты для конкретных условий позволяют с использованием таблицы 6.1 давать оценку возможных последствий при взрывах метана и пыли в изолированных перемычками объёмах.

6.4. Выводы

1. Установлена адекватность разработанной математической модели натурному объекту гашения воздушных ударных волн водяными заслонами путем отвода теплоты диспергированной водой за счет ее испарения при разрушении водяных заслонов.

2. Достигнуто удовлетворительное согласование данных численных и натуральных экспериментов при гашении воздушных ударных волн огнетушащим порошком. Показано, что применение порошка «Трополяр» на основе фосфата аммония обеспечивает некоторую эффективность гашения воздушных ударных волн, уменьшая максимум давления в 2 – 3 раза.

3. Установлено аналитически и подтверждено экспериментально, что заполнение пеной штольни НИИГД «Респиратор» «Гранит» с зазором между пенной пробкой и газовым потоком приводит к уменьшению максимального избыточного давления в два раза, однако пламя в этом случае распространяется на 120 м. Другая картина имеет место, если пена заполняет все сечение штольни. В этом случае перекрытие всего сечения штольни приводит к сокращению длины пламени на 100 м.

4. Данные расчетов и экспериментов показывают, что изоляция выработок породными пробками меняет картину распространения воздушной ударной волны. В этом случае максимум давления смещается и приближается к месту расположения породы. Увеличение толщины породной пробки до 6 м, а затем до 8 м приводит к распространению пламени лишь до пробки.

5. Получено аналитическое решение задачи для моделирования динамики воздушных ударных волн при взрывах небольшой мощности в изолированных

перемычками выемочных участках. Установлено, что при взрыве в лаве и одинаковых длинах выработок со свежей и исходящей струями происходит симметричное воздействие ударной волны на перемычки и удвоение скачка давления.

6. Установлено, что при цепной реакции горения большой мощности, как показывают результаты численных экспериментов, взрыв метана в нижней части лавы приводит сначала к неравномерному распределению давления вдоль лавы, однако в дальнейшем наблюдается полностью симметричное распределение давления относительно центра лавы и одинаковое воздействие на изолирующие участки перемычки.

7. Подтверждена адекватность разработанной математической модели натурным объектам гашения воздушных ударных волн шпренгельными, гипсовыми и бетонными перемычками со скачком давления до 1,5 МПа. Получены на основе теоретических и экспериментальных данных ориентировочные значения избыточного давления, приводящего к разрушению объектов или обеспечивающего их взрывоустойчивость.

8. Предложено полученные результаты исследований использовать при прогнозе степени воздействия воздушных ударных волн на изолирующие перемычки для проверки их прочности и для разработки научно обоснованных рекомендаций по безопасному ведению горноспасательных работ.

РАЗДЕЛ 7

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВОУСТОЙЧИВЫХ ПЕРЕМЫЧЕК

**7.1. Анализ расчетных схем и существующих методов исследований
взрывоустойчивых перемычек на прочность**

В технической литературе опубликовано немного работ, посвященных расчету на прочность взрывоустойчивых перемычек и определению основной их характеристики – толщины.

В работе А.А. Гурина [78] толщина бетонной перемычки рассчитана по предельной прочности материала. Автор представляет перемычку как плиту, имеющую опору по всему контуру, а условия прочности при действии воздушной ударной волны на перемычку определяет по формуле

$$M(x, y) \leq \frac{b_1 h^2}{3,5} R_p, \quad (7.1)$$

где $M(x, y)$ – изгибающий момент, Н·м;

b_1 – единичная ширина перемычки, м, т.е. $b_1 = 1$ м;

h – толщина перемычки, м;

R_p – расчетное сопротивление растяжению, кПа.

В то же время изгибающий момент определяют из выражения

$$M(x, y) = k_{\Pi} P_{\text{н}} l_x^2; \quad P_{\text{н}} = k_{\text{д}} \Delta P_{\text{отр}}, \quad (7.2)$$

где k_{Π} – коэффициент пропорциональности в зависимости от отношения длины к высоте l_x/l_y перемычки;

$P_{\text{н}}$ – равнодействующая равномерно распределенной нагрузки, Н/м;

$k_{\text{д}}$ – коэффициент динамичности ($k_{\text{д}} \cong 2$);

$\Delta P_{\text{отр}}$ – давление воздушной ударной волны в момент отражения, Па.

Тогда из формулы (7.1) толщину перемычки определяем в следующем виде:

$$h = \sqrt{3,5M(x, y) / R_p} \quad (7.3)$$

или с учетом выражения (7.2) и приняв $l_x/l_y = 1$, что в большинстве случаев характерно для выработок шахт и соответствует наиболее тяжелым условиям работы перемычки ($k_n = 0,0368$), определяют ее по зависимости

$$h = 0,5l_x \sqrt{\Delta P_{отр} / R_p}. \quad (7.4)$$

Предлагаемую методику проверяли в производственных условиях на шахте им. М.В. Фрунзе (Ровеньки).

Такой подход к решению задачи о прочности взрывоустойчивой перемычки не может быть использован по следующей причине. Приняв расчетную схему перемычки в виде балки на двух опорах, т.е. не учитывая остальных внутренних составляющих моментов и усилий, а следовательно напряжений, получены завышенные значения ее толщины. При этом в механике твердого деформируемого тела отсутствует условие прочности относительно изгибающих моментов, оно должно быть связано с напряжениями.

Результаты исследований для угольной промышленности по определению параметров упругой взрывоустойчивой перемычки, выполненной из эластичных полиэстерных композиционных материалов, приведены в работах В.С. Рахутина, В.В. Русских, В.Ф. Бабича [177].

Разработанная перемычка может многократно использоваться и устанавливаться в горизонтальных, наклонных и вертикальных горных выработках. При этом давление, которое выдерживает перемычка, не превышает 1,5 МПа, что недостаточно в условиях угольных шахт. Поэтому конструктивное решение перемычки и метод определения ее параметров не приемлемы в наших условиях.

Ранее специалисты НИИГД «Респиратор» [176] взрывоустойчивую перемычку рассматривали как блок и рассчитывали по напряжениям на срез.

Толщину перемычки h , м, определяют по формуле

$$h = \frac{P_{\max} S}{[\sigma_{\text{ср}}] \Pi}; \quad [\sigma_{\text{ср}}] = 0,25 \sigma_{\text{сж}} k_1 k_2, \quad (7.5)$$

где P_{\max} – максимальное давление, действующее на перемычку, МПа;

S – площадь поперечного сечения выработки, м²;

$[\sigma_{\text{ср}}]$ – допустимое напряжение материала перемычки на срез, МПа;

Π – периметр выработки, м;

$\sigma_{\text{сж}}$ – допустимое напряжение материала на сжатие, МПа;

k_1 – коэффициент, учитывающий снижение прочности из-за наличия плохо смоченных объемов гипса ($k_1 = 0,8$);

k_2 – коэффициент запаса ($k_2 = 3^{-1}$).

Рассчитывали гипсовую перемычку на прочность по напряжениям изгиба, сдвига, растяжения (сжатия). При этом перемычка имеет вид прямоугольника со сторонами $b_{\text{в}}$ и $h_{\text{в}}$, а удельная нагрузка от воздушных ударных волн равномерно распределена по всей ее поверхности.

Расчет выполняли для двух случаев: перемычка имеет две опоры в боковых стенках выработки или четырехстороннюю опору.

Толщину перемычки при двухсторонних и четырехсторонних опорах определяли соответственно по зависимостям

$$h = 0,865 b_{\text{п}} \sqrt{P_{\text{сд}} / \sigma_z}; \quad (7.6)$$

$$h = l_{\text{в}} k_3; \quad (7.7)$$

$$k_3 = \frac{S}{\sqrt{1 + S^4}} \quad \text{при } S < 1; \quad (7.8)$$

$$k_3 = \frac{S^2}{\sqrt{1+S^4}} \text{ при } S > 1, \quad (7.9)$$

где b_{Π} – ширина перемычки, м;

$P_{\text{сд}}$ – статическое давление ударных волн, МПа;

$\sigma_z = \sigma_p$ – предельное напряжение на растяжение гипса, МПа;

$l_{\text{в}}$ – длина выработки, м.

Рассчитывали напряжение в гипсовой перемычке [42] на изгиб под действием импульса воздушных ударных волн, за который принимали статическую нагрузку, эквивалентную динамической [27, 176]. При этом рассматривали сечение выработки не арочное, а прямоугольное со сторонами $b_{\text{в}}$ и $h_{\text{в}}$, а перемычка представлена как балка, шарнирно опирающаяся на боковые стенки выработки. Тензор напряжения на изгиб $\sigma_{\text{и}}$, МПа, эквивалентной динамической нагрузки $P_{\text{д}}$, МПа, и периода собственных колебаний T , с, балки определяют соответственно по зависимостям

$$\sigma_{\text{и}} = \frac{0,71b_{\text{в}}\Delta\tau P_{\text{д}}}{h_{\text{в}}l} \sqrt{Eg/\gamma}; \quad \tau_{\text{д}} = \frac{1}{3} \frac{\pi\Delta\tau P_{\text{д}}l_{\text{в}}}{b_{\text{в}}} \sqrt{Eg/(12\gamma)}; \quad T = \frac{2\pi}{\omega} = 2,2 \frac{b_{\text{в}}^2}{l_{\text{в}}\sqrt{Eg/\gamma}}, \quad (7.10)$$

где $\Delta\tau$ – интервал времени действия нагрузки, с;

$P_{\text{д}}$ – динамическая нагрузка, МПа;

E – модуль упругости материала, МПа;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

γ – удельный вес материала перемычки, Н/м³;

ω – собственная частота колебаний балки, с⁻¹.

Вышеприведенные схемы и методы определения прочности перемычек [42, 176, 221], в которых рассмотрены одномерные или двумерные системы с использованием методов сопротивления материалов, не отвечают реальным трехмерным телам, а следовательно, сложным напряженным состояниям, поэтому не могут быть использованы в дальнейшем. Это подтверждают

противоречивые значения параметров перемычек, полученные по вышеприведенным зависимостям.

Рассчитывали несущую способность монолитных перемычек [176] при воздействии динамических нагрузок на круглую плиту, защемленную по контуру.

Поперечную нагрузку, действующую на перемычку при срезе, определяют исходя из вариационного метода: принимают форму перемещения конструкции, вычисляют ее кинетическую E_k и потенциальную E_{Π} виды энергии исходя из уравнения движения Лагранжа второго рода, т.е.

$$\frac{d}{d\tau} \left(\frac{\partial E_k}{\partial \dot{W}} \right) + \frac{\partial E_{\Pi}}{\partial W} = 0, \quad (7.11)$$

где W и \dot{W} – прогиб перемычки, м, и скорость ее перемещения, м/с.

В результате решения уравнения (7.11) получена зависимость перемещений плиты при воздействии статической нагрузки $P_{ст}$, МПа:

$$W = \frac{P_{ст} r_{пл}^4}{64D} \left(1 - \frac{l^2}{r_{пл}^4} \right)^2; \quad P_{ст} = P_{отр} k_d, \quad (7.12)$$

где $r_{пл}$ – радиус плиты, м;

D – жесткость плиты на изгиб, МПа·м³;

l – расстояние от центра плиты до контура, м;

$P_{отр}$ – нагрузка отраженной волны, МПа;

k_d – коэффициент динамической нагрузки.

Коэффициент динамичности в момент времени τ_m , с, когда плита достигает максимального прогиба в центре, определяется из выражения

$$k_d = \left[\left(1 - \cos \omega \tau_m \right) - \frac{1}{\tau_3} \left(\tau_m - \frac{\sin \omega \tau_m}{\omega} \right) \right], \quad (7.13)$$

где τ_3 – время воздействия воздушных ударных волн, с.

Рассматривая условия равновесия плиты и используя переход от модели к натурной перемычке, получили масштабный множитель m :

$$m = \frac{\bar{r}}{r_{пл}} = \frac{1}{r_{пл}} \sqrt{\frac{S_{пс}}{\pi}}, \quad (7.14)$$

где \bar{r} – приведенный радиус поперечного сечения горной выработки, м;

$S_{пс}$ – площадь среза плиты, м²,

а также зависимость для определения толщины натурной перемычки

$$h = \frac{1}{r_{пл}} \sqrt{\frac{S_{пс}}{\pi}} \left(\sqrt{0,0031 + \frac{P_{отр} r_{пл} k_d k_3}{8 \sigma_{ср} k_y}} - 0,056 \right), \quad (7.15)$$

где k_3 – коэффициент запаса прочности перемычки (принято $k_3 = 1,8$);

k_y – коэффициент повышения прочности материала при срезе вследствие воздействия динамической нагрузки;

$\sigma_{ср}$ – предельное напряжение гипса при срезе, МПа.

Используя исходные данные: $P_{отр} = 3,8$ МПа; $k_d = 0,58$; $k_3 = 1,8$; $k_y = 1,15$; $\sigma_{сж} = 3,5$ МПа (строительный пластифицированный гипс); $\sigma_{сж} = 9,5$ МПа (высокопрочный пластифицированный гипс), получили в конечном счете толщины взрывоустойчивых перемычек для различных сечений горных выработок [61].

Недостатки работы [176] следующие. Авторы рассматривают круглую в плане перемычку, причем отмечают, что она является плитой, т.е. толстой пластиной. Однако в настоящее время выработки имеют форму в основном в виде параболы; перемычка рассматривается как двухмерное, а не трехмерное тело. По результатам расчета [66] – пластины с отношением толщины к минимальному ее параметру в плане – ширине, равному 1/5, при использовании решения для двухмерной, а не трехмерной задачи, погрешность в перемещениях пластины составляет около 20 %. В данном случае эта погрешность увеличится, так как это отношение принимает значения 1/2 и более. При переходе к напряжениям эта погрешность тем более увеличится, так как необходимо определить вторую производную от перемещения. Решение приведено в виде перемещений, которое может быть использовано при потере устойчивости перемычек или для сравнения с данными экспериментальных исследований, а в данном случае перемещения не являются критерием прочности перемычек; масштабный множитель – геометрическое подобие, а отсутствует физическое, в частности механическое подобие. Кроме этого, не учтено влияние на прочность перемычек проемных труб.

Экспериментальные исследования [163] по определению механических характеристик: модуля упругости E , коэффициента Пуассона M , предельного напряжения на сжатие $\sigma_{сж}$ для строительного гипса первого сорта с пластифицирующей добавкой и без нее, пластифицированного высокопрочного гипса марки 300, – проводили на призмах, вырезанных из образцов в двух направлениях. Отсюда следует, что материал перемычки, изготовленный из гипса, является изотропным, так как значения механических характеристик одинаковые в трех направлениях. Получена зависимость предельных напряжений на срез $\sigma_{ср}$ (касательных напряжений) от предельных напряжений на сжатие

$$\sigma_{ср} = 0,24 \sigma_{сж}. \quad (7.16)$$

Гипсовая, бетонная перемычки так же, как и горные породы, воспринимают более высокие нагрузки на сжатие, чем на растяжение. Однако, в связи с невозможностью аналогично определить значения напряжений на растяжение σ_p , в действующем стандарте [61] на перемычки приведены значения предельных напряжений на изгиб для различных марок вяжущего.

Следует отметить, что в механике твердого деформированного тела (сопротивление материалов, теория упругости) отсутствует понятие «предельное напряжение на изгиб». Судя по этим данным и сравнивая их с предельными значениями напряжений на сжатие, можно сделать вывод, что они являются предельными значениями напряжений на растяжение.

В этом документе рекомендовано установить в перемычке проемные трубы не более трех на высоте не менее 0,7 м для прохождения необходимого объема воздуха в выработку, которую изолируют, а также подачи парогазовой смеси. В случае установки двух проемных труб диаметром 0,8 м расстояние между ними должно быть не менее 0,6 м по горизонтали.

В дальнейшем при исследовании напряжения деформированного состояния перемычек будут использованы механические характеристики [163] гипсов, полученные НИИГД «Респиратор».

В методике расчета взрывоустойчивых перемычек, рассмотренной в работе В.Ф. Доценко, определены давление, эквивалентное действию на перемычку ударных волн, квазистатическая нагрузка, толщины монолитных перемычек при разных соотношениях геометрических параметров и минимальная толщина, обеспечивающая их прочность. Получены конкретные результаты расчета. Но есть и недостатки этой работы. В механике твердого деформированного тела (сопротивление материалов, теория упругости т.д.) отсутствует такое понятие, как нормативные сопротивления на растяжение, сжатие, сдвиг; рассматривается монолитная перемычка прямоугольной в плане формы без проемных труб, изготовленная из цементной смеси, запас прочности которой должен быть больше единицы (в машиностроении он – не менее 1,5); при изгибе пластины возникают одинаковые растягивающие и сжимающие

напряжения, которые отличаются только знаками, что не следует из вышеприведенных зависимостей; толщина перемычки зависит не от адгезионной прочности, которую практически нельзя определить, а от условий ее крепления к выработке.

Следовательно, приведенные зависимости для определения толщины взрывоустойчивой перемычки, а также подход к ее определению, не могут быть использованы в дальнейшем.

На основании вышеизложенного следует, что до настоящего времени не разработаны достаточно адекватная реальной расчетная схема и научно обоснованный метод исследования напряженно-деформированного состояния перемычек, на основании результатов которого можно определить основную их техническую характеристику – толщину.

Данные экспериментальных исследований прочности гипсовых взрывоустойчивых перемычек, проведенных в натуральных условиях в штольне Карагайликского полигона (Караганда), будут использованы в дальнейшем для сравнения с результатами теоретических исследований.

На основании экспериментальных исследований в работе [176] приведены зависимости для определения коэффициента динамичности нагрузки, вызванной взрывной ударной волной от характера изменения нагрузки во времени и частоты собственных колебаний перемычки: при мгновенном и постепенном нарастании нагрузки.

В случае, когда суммарная длина выработки $\bar{l} \geq 65$, а также при $\bar{l} \geq 15$ и выработка загромождена оборудованием, крепежными материалами или нет достоверных сведений о загроможденности выработок, в которых предполагается горение, давление во фронте воздушных ударных волн следует принимать 2,8 МПа [193]. Следовательно, в качестве максимальной нагрузки от воздушной ударной волны, действующей на гипсовую перемычку, будем принимать это значение.

7.2. Напряженно-деформированное состояние перемычек

Напряженно-деформированное состояние перемычки определяли согласно разработанной общей методике и основным методам исследований. Рассмотрена (рисунок 7.1) наиболее адекватная реальной расчетная схема перемычки с учетом условий ее применения и использованы критерии прочности: максимальные нормальные и касательные напряжения на растяжение, сжатие и сдвиг, соответственно, не должны превышать соответствующих предельных напряжений, т.е. $\sigma_{\max(p,сж)} < \sigma_{п(p,сж)}$, $\tau_{\max} < \tau_{п}$. В свою очередь максимальные напряжения представим в виде функциональных зависимостей

$$\sigma_{\max(p,сж)}, \tau_{\max} = F(l_B, b_B, f, h, r, r_0, l, E, \nu, q_i, ГУ), \quad (7.17)$$

где σ_{\max} , $\sigma_{п}$ – максимальные и предельные нормальные напряжения на растяжение или сжатие, МПа;

τ_{\max} , $\tau_{п}$ – максимальные и предельные касательные напряжения, МПа;

l_B, b_B, f – длина, ширина и максимальная высота выработки, м;

r – радиус кривизны перемычки, м;

r_0, l – радиус отверстий и расстояние между их центрами, м;

ν – коэффициент Пуассона;

q_i – внешние нагрузки, МПа;

ГУ – граничные условия.

На основании разработанных алгоритма и программы решения задач будут получены результаты исследований и определена основная техническая характеристика – толщина в зависимости от сечения выработки, модулей упругости и коэффициентов Пуассона, предельных значений напряжений на растяжение, сжатие и сдвиг для различных марок гипса [35, 228].

Для определения прочности перемычки необходимо выбрать ее расчетную схему, т.е. определить, что она представляет собой как геометрическое тело,

действующие на нее внешние нагрузки, крепления к выработке (граничные условия) и анизотропность материала (гипса).

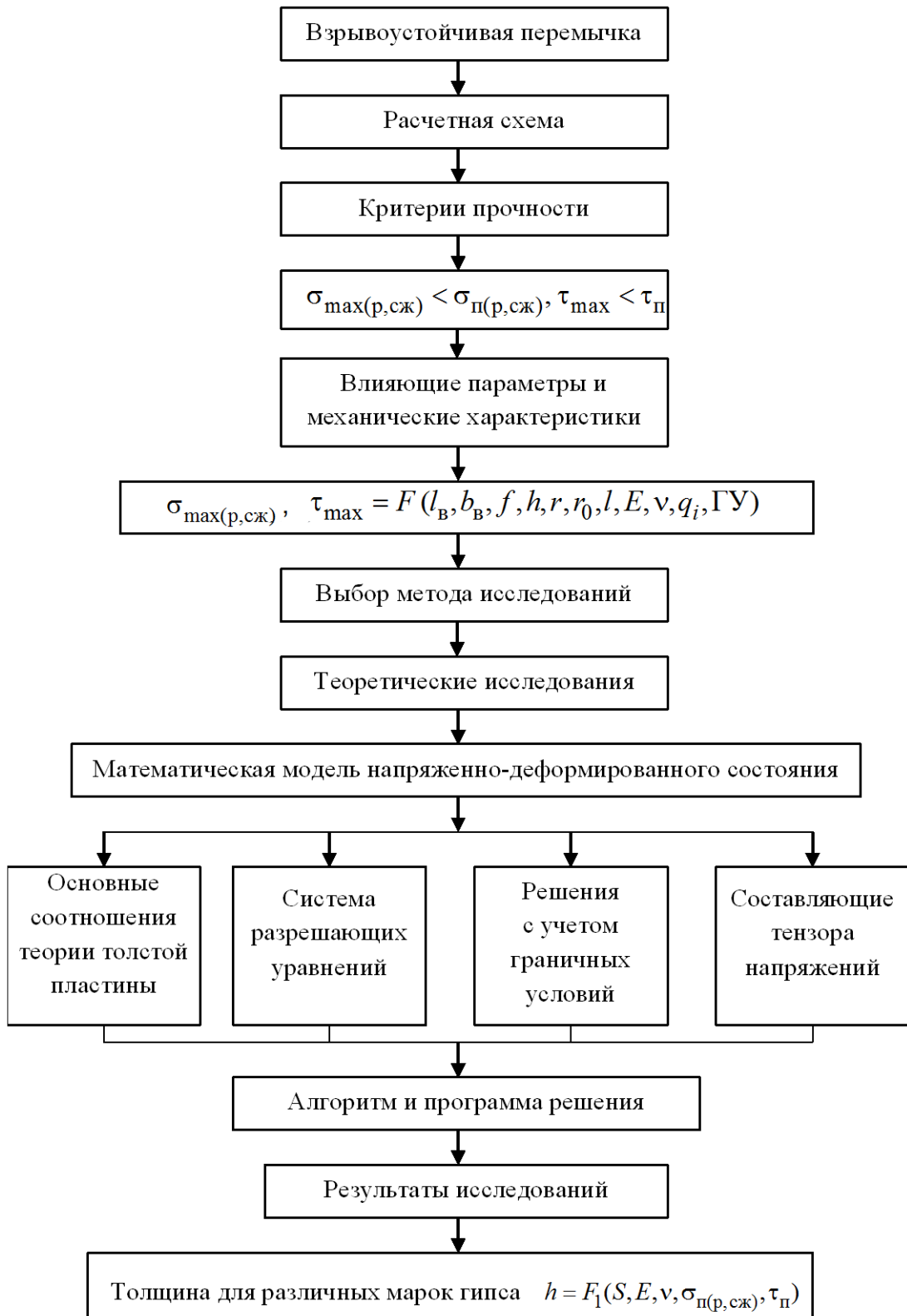


Рисунок 7.1. Схема общей методики и основных методов исследований прочности перемычки

Взрывоустойчивые перемычки возводят в различных сечениях горных выработок, которые имеют в основном форму параболическую или полуокружности. При необходимости делают углубления (уступы) по периметру для крепления перемычек с твердыми породами, в состав которых, как правило, входят металлические крепи с затяжками, что увеличивает их жесткость. Следовательно, можно считать, что перемычки по периметру жестко закреплены, за исключением верхней ее части, которую можно считать свободной, ввиду наличия не заполненных гипсом пустот. На перемычку действуют нормальная нагрузка от воздушных ударных волн и возможная – от разрушенных пород, находящихся в зоне неупругих деформаций в верхней части перемычки.

Возводят перемычку с одной и двумя проемными металлическими трубами, что будет учтено в дальнейшем. Таким образом, рассмотрим наиболее обобщенную расчетную схему перемычки с проемными трубами в виде толстой пластины (плиты) с радиусом кривизны, меняющимся по параболической зависимости или полуокружности, с заземленными краями по основному контуру и свободным краем в верхней ее части под действием нормальной нагрузки P_{cz} и сжимающей – P_{cx} . Начало координат расположим в нижнем левом углу перемычки (рисунок 7.2).

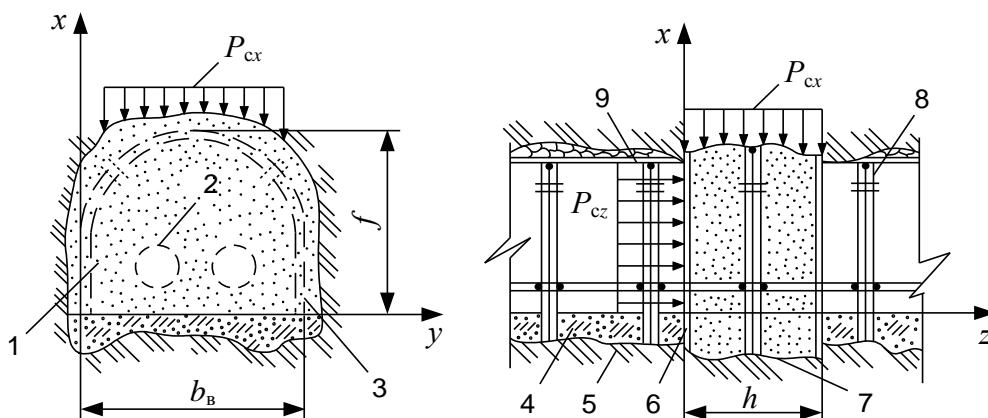


Рисунок 7.2. Расчетная схема взрывоустойчивой перемычки:

- 1 – наливная гипсовая перемычка; 2 – проемная труба; 3 – контур крепи в свету; 4 – насыпная почва выработки; 5 – монолитная порода; 6 – опалубка; 7 – контур вруба в зоне перемычки; 8 – металлическая арочная крепь; 9 – затяжка

Радиус кривизны перемычки r , м, изменяющийся по параболической зависимости, и нагрузку P_{cx} , МПа, представим в виде

$$r = \frac{4fy}{b_B^2} (b_B - y); \quad (7.18)$$

$$P_{cx} = \frac{2}{3} \gamma r \left(1 + \frac{b_{pp}}{r} - \frac{\pi}{4} \right); \quad b_{pp} = 5,7r \left(\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} - 0,21 \right), \quad (7.19)$$

где f – максимальная высота перемычки, м;

γ – удельный вес пород, МН/м³ ($\gamma = 0,025$ МН/м³);

b_{pp} – зона разрушенных пород кровли, м;

$\sigma_{сж}$ – напряжение на сжатие пород; $\sigma_{сж} = 30$ МПа;

H – глубина расположения выработки, м.

Для рассматриваемой расчётной схемы перемычки оценим возможность применения известных в механике твердого деформированного тела методов исследования напряжённо-деформированного состояния изотропной толстой пластины (плиты) постоянной толщины в общем случае под действием вышеуказанных внешних нагрузок и с принятыми граничными условиями.

В связи с тем, что на защемлённых краях пластины возникают внутренние моменты и силы, на свободном крае – перемещения и углы поворота, задача определения напряжённо-деформированного состояния пластины – смешанная. Задачи определения изгиба и сдвига пластин со смешанными условиями крепления краёв сложнее обычных – с однородными граничными условиями.

В теории упругости используют два метода решения краевых задач [42, 176]: прямой и обратный. К прямому методу относятся вариационные методы исчисления [131]. Известно, что основные проблемы механики определяются так называемыми минимальными принципами. Так, равновесие механической системы есть положение, отвечающее минимальной энергии. В связи с этим проблема решения граничной задачи сводится к проблеме

нахождения функции, дающей минимум интеграла, которым выражается потенциальная энергия системы.

Для решения задачи об изгибе пластин (оболочек) можно использовать вариационный принцип Рейснера [245], при котором одновременно отыскиваются прогиб и все моменты, представляемые так же, как и прогиб, в виде конечных сумм произведений неопределённых параметров на заданные координатные функции. Координатные функции моментов выбирают таким образом, чтобы они были равны нулю на свободных краях пластины. Расчетные формулы и машинный алгоритм принципа Рейснера является сложным.

Наиболее распространёнными вариационными методами решения краевых задач являются методы Бубнова-Галеркина и Ритца [131].

При расчёте пластин или оболочек этими методами [131] прогиб и функцию усилий (напряжений) представляют в виде произведений неопределённых параметров на заданные координатные функции.

Подставляют выражения для прогиба и функции усилий (напряжений) в вариационное уравнение и приравнивают нулю производные по параметрам от интеграла, по серединной поверхности получают систему линейных алгебраических уравнений относительно параметров. Решая систему, получают прогиб и функцию усилий (напряжений) в зависимости от внешней нагрузки, а затем по известным формулам определяют напряжения.

Расчет пластин с неоднородными граничными условиями, особенно с защемлёнными краями, методом Бубнова-Галеркина значительно усложняется, так как он требует удовлетворения координатными функциями всех граничных условий. Это обстоятельство препятствует использованию на практике метода Треффца и метода наименьших квадратов.

Однако, если удастся найти координатные функции, удовлетворяющие всем граничным условиям, метод Бубнова-Галеркина имеет преимущества перед другими методами.

Метод Ритца имеет простую схему расчёта и позволяет исследовать пластины любой жёсткости с различными граничными условиями и под

действием произвольной внешней нагрузки. Для решения многих важных для практики задач достаточно, чтобы координатные функции удовлетворяли геометрическим граничным условиям, записываемым относительно функций и их первых производных. Это, в общем, позволяет рассчитывать пластины с любыми условиями закрепления.

Однако, чтобы приближённые решения, отыскиваемые методом Ритца, при увеличении количества параметров сходились с точными, необходимо найти систему координатных функций, обладающую следующими свойствами [131]:

- должны удовлетворять кинематическим условиям закрепления пластины;
- взятые в любом конечном числе должны быть линейно независимыми;
- быть непрерывными вместе с первыми производными, иметь интегрируемые квадраты вторых производных;
- принадлежать к классу функций с конечной нормой по энергии.

Во избежание неустойчивости решения системы линейных алгебраических уравнений относительно параметров к малым изменениям элементов матрицы и правой части системы, координатные функции желательно подчинить ещё одному условию:

$$\iint z_i z_j ds = \begin{cases} 0, & \text{при } i \neq j; \\ 1, & \text{при } i = j. \end{cases}$$

Под z подразумеваются системы координатных функций.

Ко второй группе относятся все методы, основанные на решении дифференциальных уравнений.

В замкнутом виде все задачи определения напряжённо-деформируемого состояния пластин (оболочек) сводятся к выбору решения, удовлетворяющего дифференциальному уравнению равновесия, условиям совместности деформаций, записанным в дифференциальной форме, и граничным условиям на контуре [245].

Решение, как правило, представляется в рядах с использованием тригонометрических, гиперболотригонометрических или других специальных функций.

В общем случае, ввиду переменных нагрузок и отсутствия шарнирного опирания на противоположных краях пластины, сложность дифференциальных уравнений равновесия четвёртого порядка в частных производных с переменными коэффициентами, условий совместности деформаций и граничных условий приводит к необходимости использовать приближённые методы расчета.

Одним из широко используемых численных методов решения краевых задач является конечно-разностный «метод сеток», который, несмотря на простоту и возможность применения к пластинам (оболочкам) с произвольной жёсткостью при любых условиях закрепления и внешней нагрузке в таких задачах используют редко, так как дифференциальное уравнение равновесия имеет переменные коэффициенты и шаг сетки должен быть значительно меньше, чем при постоянной жёсткости, из-за этого существенно увеличивается количество подлежащих составлению и решению алгебраических уравнений. Матрица системы получится слабо обусловленной, большой по объёму, имеет мало отличных от нуля элементов, что требует составления специальных программ решения задачи. Программа составления системы также усложняется формулами, вытекающими из краевых условий [212]. При этом неизвестен закон изменения функций прогиба и усилий.

По «методу прямых» конечными разностями заменяют частные производные только по одному направлению пластины (оболочки). При этом получают систему дифференциальных уравнений в обыкновенных производных, общее решение которых можно найти для некоторых частных случаев. В общем случае это сделать не удаётся, поэтому для отыскания решения необходимо использовать численные методы интегрирования. Кроме этого, недостатком «метода прямых» является необходимость составления и решения системы алгебраических уравнений для удовлетворения краевых условий на

противоположных краях прямых при любых способах закрепления пластины (оболочки). Когда два смежных края имеют различные граничные условия, эти уравнения получаются сложными.

Приведённая краткая характеристика конечно-разностных методов показывает, что применение их для расчёта перемычки как толстой пластины, которая имеет переменную нагрузку и смешанные граничные условия, возможно, но это связано с преодолением ряда трудностей.

По «методу коллокаций» прогибы пластины (оболочки) представляются в виде конечного ряда заданных функций, умноженных на параметры. Для вычисления параметров строится система алгебраических уравнений из условий, что уравнения и граничные условия удовлетворяются в ряде точек пластины (оболочки). Этот метод даёт хорошие результаты, если заданные функции удовлетворяют уравнению равновесия и граничным условиям. В общем случае такие функции подобрать трудно.

Метод конечных элементов [131] используют при определении плоского напряженного состояния или плоской деформации пластин (оболочек), т.е. для двумерных тел.

Следует отметить основную особенность: при применении вариационных методов дифференциальное уравнение и граничные условия любой механической системы находятся соответственно под двойным и одинарным интегралами при выводе вариационного уравнения, а условия совместности деформаций удовлетворяются автоматически. Поэтому вариационные методы называют прямыми методами решения задач.

Учитывая вышеизложенное, в данном случае для определения напряжённо-деформированного состояния перемычки используем вариационный метод Бубнова-Галеркина.

Пусть перемычка как трехмерное тело относится к триортогональной системе декартовых координат x , y и z , под действием нагрузок получает перемещения соответственно u , v и w . Положительными примем перемещения, направленные в сторону положительных изменений координат.

Деформированное состояние трехмерной перемычки характеризуется шестью составляющими деформации: ϵ_x , ϵ_y , ϵ_z , ϵ_{xy} , ϵ_{xz} , ϵ_{yz} , первые их трех представляют соответственно относительные деформации удлинения по трем взаимно перпендикулярным направлениям x , y , z , а остальные – деформации сдвига в этих плоскостях, являющихся касательными плоскостями к трем координатам поверхности: $x = \text{const}$, $y = \text{const}$, $z = \text{const}$.

Напряженное состояние перемычки характеризуется тензором напряжений, который, в силу парности касательных напряжений, состоит из шести составляющих [245]: σ_x , σ_y , σ_z – нормальные напряжения, подстрочные индексы которых показывают направления внешней нормали к площадке, к которой данные напряжения относятся; $\tau_{xy} = \tau_{yx}$, $\tau_{xz} = \tau_{zx}$, $\tau_{yz} = \tau_{zy}$, – касательные напряжения, первые подстрочные индексы которых показывают направления, в котором действует данная касательная напряжения, а вторые – внешней нормали к площадке, к которой приложено данное напряжение. Все напряжения считаем положительными, если они, будучи приложенными к площадкам с положительными нормальными, действуют по направлению соответствующих положительных внешних нормалей (рисунок 7.3).

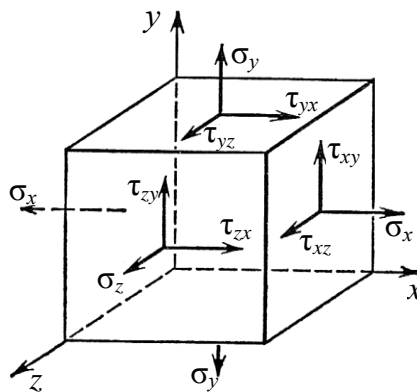


Рисунок 7.3. Схема напряженного состояния элемента трехмерного тела

В пределах точности технической теории из условия статической эквивалентности в трехмерном теле возникают внутренние тангенциальные T_1 , T_2 , T_{12} и поперечные Q_{xz} , Q_{yz} силы, а также изгибающие M_1 , M_2 и сдвигающий M_{12} моменты, отнесенные к единице длин соответствующих координатных линий.

В качестве срединной выберем поверхность, проходящую через середину перемычки (пластины) в целом. При выборе основных уравнений будем исходить из следующих предположений:

- рассмотрим общий изгиб и малые деформации пластины;
- расстояния по нормали (z) между двумя точками пластины до и после деформации остаются неизменными, т.е. внешние слои подчиняются гипотезе Кирхгофа-Лява;
- при определении деформации сдвига τ_{xz} , τ_{yz} не отличаются от соответствующих напряжений, найденных при наличии гипотезы недеформируемых нормалей, т.е. соответствующих напряжений классической теории изгиба пластин.

Особенностью исследований напряженно-деформированного состояния трехмерных тел (пластин, оболочек) является необходимость учета влияния поперечных сил на изгибающие моменты и касательные напряжения, возникающие в плоскостях xoy , $yozy$.

Известны два основных, применяемых чаще всего в расчетах на прочность пластин (оболочек) подхода, учитывающие поперечный сдвиг, суть которых заключается в следующем.

В силу вышепринятых предположений для касательных напряжений в работе [245] приведены выражения, изменяющиеся по параболической зависимости

$$\tau_{xz} = \frac{1}{2} \left(\frac{h^2}{4} - z^2 \right) \Phi_0, \quad \tau_{yz} = \frac{1}{2} \left(\frac{h^2}{4} - z^2 \right) \Psi_0,$$

$$\text{где } \Phi_0 = - \left[B_{11} \frac{\partial^3 w_0}{\partial x^3} + \left(B_{12} + 2B_{66} \right) \frac{\partial^3 w_0}{\partial x \partial y^2} \right];$$

$$\Psi_0 = - \left[B_{22} \frac{\partial^3 w_0}{\partial y^3} + \left(B_{12} + 2B_{66} \right) \frac{\partial^3 w_0}{\partial y \partial x^2} \right];$$

- h – толщина перемычки, м;
 z – координата в поперечном направлении, м;
 B_{11}, B_{12}, B_{66} – упругие постоянные, МПа;
 w_0 – нормальное перемещение пластины, найдено при наличии гипотезы недеформированных нормалей, м.

При этом выражения для поперечных сил имеют вид

$$N_1 = \frac{h^3}{12\varphi_0}; \quad N_1 = \frac{h^3}{12\psi_0}.$$

Сначала находят решение дифференциального уравнения и определяют перемещения w_0 , а затем, решая его снова, определяют w как функцию от w_0 .

Такой подход к определению влияния сдвига на прочность пластин (оболочек) сложен, применяется, как правило, к многослойному их строению при учете анизотропии слоев.

В работе [212] для такого рода задач предложен прием, состоящий в представлении полного прогиба w в виде суммы двух составляющих – за счет изгиба w_0 и сдвига w_1 , т.е.

$$w = w_0 + w_1. \quad (7.20)$$

Физически зависимость (7.20) соответствует деформированию пластины (оболочки) в два этапа. В первом деформации происходят, как в предположении гипотезы прямых нормалей. Второй этап состоит в дополнительной деформации за счет поперечного сдвига, т.е. его учет на изгибающие моменты и энергию сдвига от поперечных сил. Этот прием для учета явления сдвига в перемычке будет использован в дальнейшем.

В связи со сложностью решения задачи в общей постановке, т.е. с учетом проемных труб, разобьем ее на две части: в первой – рассмотрим монолитную перемычку, во второй – перемычку с проемными трубами. При этом напряжения

с индексом «с» будем обозначать для монолитной перемычки, а «о» – для перемычки с проемными трубами.

Для решения задачи на первом этапе используем зависимость для полного прогиба (7.20).

Деформации от изгиба и сдвига в любой точке пластины в предположении гипотезы прямых нормалей имеют вид [197]

$$\left. \begin{aligned} \varepsilon_x &= \varepsilon_1 + z\chi_1; \quad \varepsilon_y = \varepsilon_2 + z\chi_2; \\ \varepsilon_{xy} &= \varepsilon_{12} + 2z\tau; \quad \varepsilon_{xz} = \frac{\partial w_1}{\partial y}; \quad \varepsilon_{yz} = \frac{\partial w_1}{\partial x}. \end{aligned} \right\} \quad (7.21)$$

Параметры изменения кривизны в пределах точности технической теории:

$$\left. \begin{aligned} \chi_1 &= -\frac{\partial^2 w_0}{\partial x^2} - \frac{\partial^2 w_1}{\partial x^2}; \quad \chi_2 = -\frac{\partial^2 w_0}{\partial y^2} - \frac{\partial^2 w_1}{\partial y^2}; \\ \tau &= -\frac{\partial^2 w_0}{\partial x \partial y} - \frac{\partial^2 w_1}{\partial x \partial y}. \end{aligned} \right\} \quad (7.22)$$

Деформации в срединной поверхности:

$$\varepsilon_1 = \frac{\partial v}{\partial y} + \frac{w_0}{R}; \quad \varepsilon_2 = \frac{\partial u}{\partial x}; \quad \varepsilon_{12} = \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x}; \quad r = \frac{4fy}{b^2}(b-y). \quad (7.23)$$

Поперечные силы имеют вид

$$Q_{xz} = G_{xz} h \varepsilon_{xz}; \quad Q_{yz} = G_{yz} h \varepsilon_{yz}, \quad (7.24)$$

где G_{xz} , G_{yz} – модули сдвига в направлениях xz и yz , МПа.

Изгибающий и крутящий моменты запишем в виде

$$M_1 = D_{11}\chi_1 + D_{12}\chi_2; M_2 = D_{12}\chi_1 + D_{22}\chi_2; M_{12} = 2D_{12}^*\tau. \quad (7.25)$$

Компоненты тензора напряжений имеют вид

$$\left. \begin{aligned} \sigma_x^c &= B_{11}\varepsilon_1 + B_{12}\varepsilon_2 + z(B_{11}\chi_1 + B_{12}\chi_2); \\ \sigma_y^c &= B_{12}\varepsilon_1 + B_{22}\varepsilon_2 + z(B_{12}\chi_1 + B_{22}\chi_2); \\ \sigma_z^c &= \nu(\sigma_x^c + \sigma_y^c), \text{ при } \varepsilon_z = 0; \\ \tau_{xy}^c &= B_{66}\varepsilon_{12} + 2zB_{66}\tau; \\ \tau_{xz}^c &= G_{13}\varepsilon_{xz}, \quad \tau_{yz}^c = G_{23}\varepsilon_{xz}. \end{aligned} \right\} \quad (7.26)$$

Напряжениями σ_z^c пренебрегаем ввиду их малости.

Если не учитывать жесткость металлической крепи с затяжками, входящей в состав перемычки, т.е. считать ее изотропным телом, параметры в уравнениях (7.24) – (7.26) определяем по зависимостям

$$\left. \begin{aligned} B_{11} = B_{22} &= \frac{E}{\Delta}; \quad B_{12} = \frac{\nu E}{\Delta}; \quad B_{66} = G, \quad \Delta = 1 - \nu^2; \\ D_{11} = D_{22} &= \frac{Eh^3}{12\Delta}; \quad D_{12} = \nu D_{11}; \quad D_{12}^* = G \frac{h^3}{12}; \quad G = \frac{E}{2(1+\nu)}, \end{aligned} \right\} \quad (7.27)$$

где G – модуль сдвига, МПа.

Внутренние усилия в срединной поверхности имеют вид

$$T_1 = C_{11}\varepsilon_1 + C_{12}; \quad T_2 = C_{12}\varepsilon_1 + C_{22}\varepsilon_2; \quad T_{12} = C_{12}^*\varepsilon_{12}, \quad (7.28)$$

где

$$C_{11} = C_{22} = \frac{Eh}{\Delta}; \quad C_{12} = \nu C_{11}; \quad C_{12}^* = Gh. \quad (7.29)$$

Решая (7.28) относительно деформаций, имеем

$$\varepsilon_1 = A_{11}T_1 + A_{12}T_2; \quad \varepsilon_2 = A_{12}T_1 + A_{22}T_2; \quad \varepsilon_{12} = A_{12}^*T_{12}, \quad (7.30)$$

где

$$\left. \begin{aligned} A_{11} &= \frac{C_{22}}{\Delta_1}; \quad A_{22} = \frac{C_{11}}{\Delta_1}; \quad A_{12} = \frac{C_{12}}{\Delta_1}; \quad A_{12}^* = \frac{1}{C_{12}^*}; \\ \Delta_1 &= C_{11}C_{22} - C_{12}^2. \end{aligned} \right\} \quad (7.31)$$

В соответствии с принципом возможных перемещений вариация полной энергии деформированной пластины равна нулю в состоянии равновесия [35]

$$\delta \mathcal{E} = 0. \quad (7.32)$$

Вариацию полной энергии представим в виде

$$\delta \mathcal{E} = \delta U + \delta V, \quad (7.33)$$

где δU , δV – вариации потенциальной энергии пластины и потенциала внешних сил соответственно.

Вариацию потенциальной энергии от внешней нагрузки запишем в виде

$$\delta V = -\delta \iint P_{cz} w ds - \delta \iint P_{cx} u ds_1. \quad (7.34)$$

Интегралы в этом выражении вычисляются в пределах

$$\left. \begin{aligned} 0 \leq x \leq r = \frac{4fy}{B^2}(B-y); \quad 0 \leq y \leq 2r; \quad 0 \leq z_1 \leq h; \\ 0 \leq y_1 \leq 2r; \quad ds = dx dy; \quad ds_1 = dz_1 dy_1, \end{aligned} \right\} \quad (7.35)$$

где s_2 – площадь перемычки, на которую воздействует нагрузка P_{cx} , m^2 .

Вариация потенциальной энергии оболочки может быть представлена как сумма вариаций энергии деформаций срединной поверхности от внутренних усилий δU_c , изгиба δU_u – моментов и сдвига δU_{cd} – поперечных сил:

$$\delta U = \delta U_u + \delta U_c + \delta U_{cd}, \quad (7.36)$$

где

$$\delta U_c = \iint \left(T_1 \delta \varepsilon_1 + T_2 \delta \varepsilon_2 + T_{12} \delta \varepsilon_{12} \right) ds, \quad (7.37)$$

$$\delta U_u = \iint \left(M_1 \delta \chi_1 + M_2 \delta \chi_2 + M_{12} \delta \tau \right) ds, \quad (7.38)$$

$$\delta U_{c\partial} = \iint \left(Q_{xz} \delta \varepsilon_{xz} + Q_{yz} \delta \varepsilon_{yz} \right) ds. \quad (7.39)$$

Преобразуя выражение (7.38) с учетом соотношения (7.25) и уравнения (7.39) – соответственно (7.24), получим

$$\delta U_u = \frac{1}{2} \delta \iint \left(D_{11} \chi_1^2 + 2D_{12} \chi_1 \chi_2 + D_{22} \chi_2^2 + 4D_{12}^* \tau^2 \right) ds, \quad (7.40)$$

$$\delta U_{c\partial} = \frac{1}{2} h \delta \iint \left(G_{13} \varepsilon_{xz}^2 + G_{23} \varepsilon_{yz}^2 \right) ds. \quad (7.41)$$

Выражение (7.37) представляем в виде

$$\delta U_c = \delta \iint \left(T_1 \varepsilon_1 + T_2 \varepsilon_2 + T_{12} \varepsilon_{12} \right) ds - \iint \left(\varepsilon_1 \delta T_1 + \varepsilon_2 \delta T_2 + \varepsilon_{12} \delta T_{12} \right) ds. \quad (7.42)$$

Подставляя выражение для деформации в срединной поверхности по формулам (7.30) и интегрируя по частям, преобразуем выражение

$$\begin{aligned} \delta I_1 &= \delta \iint \left(T_1 \varepsilon_1 + T_2 \varepsilon_2 + T_{12} \varepsilon_{12} \right) ds - \delta \iint P_{cx} u ds_1 = \\ &= u ds - \delta \iint \left(\frac{\partial}{\partial y} T_1 + \frac{\partial}{\partial x} T_{12} \right) v ds + \delta \iint \frac{1}{r} T_1 w ds. \end{aligned} \quad (7.43)$$

Введем функцию усилий Φ в срединной поверхности с помощью соотношений

$$T_1 = \Phi''_{xx} + U^*; T_2 = \Phi''_{yy}; T_{12} = -\Phi''_{xy}. \quad (7.44)$$

Здесь U^* – потенциал силы P_{cx} в срединной поверхности, удовлетворяющей соотношению

$$P_{cx} = -\frac{dU^*}{dx}. \quad (7.45)$$

Подставим выражения (7.44) в (7.43). Тогда первый и второй интегралы будут тождественно равны нулю и выражение (7.43) примет вид

$$\delta I_1 = \frac{1}{r} \delta \left[- \iint \frac{\partial w_0}{\partial x} \frac{\partial \Phi}{\partial x} ds + \iint U^* w_0 ds \right] = \frac{1}{r} \delta \left[\iint L(w_0, \Phi) ds + \iint U^* w_0 ds \right]. \quad (7.46)$$

Второй интеграл (7.42) с учетом зависимости (7.30) примет вид

$$\begin{aligned} \delta I_2 &= \iint \left(\varepsilon_1 \delta T_1 + \varepsilon_2 \delta T_2 + \varepsilon_{12} \delta T_{12} \right) ds = \\ &= \frac{1}{2} \delta \iint \left(A_{11} T_1^2 + 2A_{12} T_1 T_2 + A_{22} T_2^2 + A_{12}^* T_{12}^2 \right) ds. \end{aligned} \quad (7.47)$$

Учитывая соотношения (7.40) – (7.43), (7.46), (7.47) и заменяя усилия в срединной поверхности их выражениями через функцию усилий Φ по формулам (7.44), а изменения кривизны функциями прогибов w_0, w_1 по формулам (7.22) для вариации полной энергии пластины, получим

$$\delta \mathcal{E} = \delta \iint \left[\frac{1}{2} L_1(w_0, w_1) + \frac{1}{2} h L_2(w) + \frac{1}{2} L_3(\Phi) + \frac{1}{r} L(w_0, \Phi) + \left(\frac{U^*}{r} - P_{cz} \right) w_0 \right] ds, \quad (7.48)$$

где введены следующие обозначения:

$$\left. \begin{aligned}
L_1(w_0, w_1) &= D_{11} \left[(w_0)''_{xx} + (w_1)''_{xx} \right]^2 + \\
&+ 2D_{12} \left[(w_0)''_{xx} + (w_1)''_{xx} \right] \times \left[(w_0)''_{yy} + (w_1)''_{yy} \right] + \\
&+ D_{22} \left[(w_0)''_{yy} + (w_1)''_{yy} \right]^2 + 4D_{66} \left[(w_0)''_{xy} + (w_1)''_{xy} \right]^2 ; \\
L_2(w_1) &= G_{13} \left[(w_1)'_x \right]^2 + G_{23} \left[(w_1)'_y \right]^2 ; \\
L_3(\Phi) &= A_{11} \left(\Phi''_{xx} + U^* \right)^2 + 2A_{12} \Phi''_{yy} \left(\Phi''_{xx} + U^* \right) + \\
&+ A_{22} \left(\Phi''_{yy} \right)^2 + A_{12}^* \left(\Phi''_{xy} \right)^2 ; \\
L(w_0, \Phi) &= - \left(w_0 \right)'_x \Phi'_x .
\end{aligned} \right\} (7.49)$$

Полученное вариационное уравнение (7.48) смешанного типа относительно прогибов и функции усилий для перемычки имеет ряд преимуществ по сравнению с вариационным уравнением относительно перемещений, а именно:

- функция усилий (следует отметить, что ее удается ввести только в технической теории пластин или оболочек) считается неизменно варьируемой, поэтому отпадает необходимость решать предварительно сложную (при наличии свободных краев) задачу интегрирования уравнения совместности, для того чтобы выразить Φ через w_0 ;

- разыскиваются три функции (w_0, w_1, Φ) вместо пяти (u_x, v_x, u_y, v_y, w) согласно классической теории пластин (оболочек) [197];

- при любом выборе координатных функций для функции усилий уравнения равновесия в срединной поверхности удовлетворяются автоматически, что увеличивает прочность решения;

• методы решения в аналогичных уравнениях смешанного типа удобны для алгоритмизации, программирования и полной автоматизации на компьютере.

Неизвестные функции $w_0(x, y)$, $w_1(x, y)$, $\Phi(x, y)$ представим в виде

$$w_0 = \sum_{j=1}^n a_j f_j(x) q_j(y); \quad (7.50)$$

$$w_1 = \sum_{j=1}^n c_j u_j(x) v_j(y); \quad (7.51)$$

$$\Phi = \sum_{i=1}^m b_i p_i(x) q_i(y). \quad (7.52)$$

Подставляя выражения (7.50) – (7.52) в (7.48) и приравнявая нулю производные от интеграла по параметрам a_l, c_l, b_k , получим $m + 2n$ алгебраических уравнений относительно a_l, c_l ($l = \overline{1, n}$) и b_k ($k = \overline{1, m}$).

Вводя безразмерные величины и константы по формулам

$$\left. \begin{aligned} x = f\bar{x}; y = b_B \bar{y}; z = h\bar{z}; \tau = \frac{f}{b_B}; s = \frac{h}{b_B}; w_0 = f\bar{w}_0; \\ w_1 = f\bar{w}_1; U^* = U_0 \bar{U}^*; \\ P_{cz} = P_0 \bar{P}_{cz}; P_{cx} = P_{0x} \bar{P}_{cx}; \Phi = Ehf^2 \bar{\Phi}; d_1 = \frac{D_{12}^*}{D_{11}}; \\ h_1 = \frac{hf^2 G}{D_{11}}; h_2 = Eh; \\ r_0 = \frac{P_0 \bar{P}_{cz} - \frac{U_0 \bar{U}^*}{r}}{D_{11}} f^3; r_1 = \frac{h_2 \tau^2 f^3}{r D_{11}}; r_2 = \frac{f}{r}; \\ r = \frac{b_B}{8\tau} \left(1 + 16\tau^2 (1 - \bar{x}) \right)^{\frac{3}{2}}, \end{aligned} \right\} \quad (7.53)$$

получим следующую систему линейных алгебраических уравнений:

$$\left\{ \begin{array}{l} \sum_{j=1}^n a_j \iint \sum_{r=1}^{10} F_r G_r ds = \iint r_0 f_l g_l ds + \sum_{i=1}^m b_i \iint r_1 f_l' g_l p_i' q_i ds; \\ \sum_{j=1}^n \left(c_j \iint \sum_{r=1}^7 U_r V_r ds + a_j \iint \sum_{r=1}^5 Y_r Z_r ds \right) = 0; \\ \sum_{i=1}^m b_i \iint \sum_{r=1}^7 P_r Q_r ds = \sum_{j=1}^n a_j \iint r_2 p_k' q_k f_j' g_j ds, \end{array} \right. \quad (7.54)$$

где

$$\left. \begin{array}{l} F_1 = f_l'' f_j''; F_2 = f_l'' u_j''; F_3 = f_l'' f_j; F_4 = f_l'' u_j; F_5 = f_l f_j''; \\ F_6 = f_l u_j''; F_7 = f_l f_j; F_8 = f_l u_j; F_9 = f_l' f_j'; F_{10} = f_l' u_j'; \\ G_1 = g_l g_j; G_2 = g_l v_j; G_3 = \tau^2 g_l g_j''; G_4 = \tau^2 v g_l v_j''; G_5 = \tau^2 v g_l' g_j'; \\ G_6 = \tau^2 v g_l'' v_j; G_7 = \tau^4 g_l'' g_j''; G_8 = \tau^4 g_l'' v_j''; G_9 = 4\tau^4 d_1 g_l' g_j'; \\ G_{10} = 4\tau^4 d_1 g_l' v_j'; \\ U_1 = u_l'' u_j''; U_2 = u_l'' u_j; U_3 = u_l u_j''; U_4 = u_l u_j; U_5 = u_l' u_j'; U_6 = u_l' u_j'; \\ U_7 = u_l u_j; Y_1 = u_l'' f_j''; Y_2 = u_l'' f_j; Y_3 = u_l f_j''; Y_4 = u_l f_j; Y_5 = u_l' f_j'; \\ V_1 = v_l v_j; V_2 = \tau^2 v v_l v_j''; V_3 = \tau^2 v v_l'' v_j; V_4 = \tau^4 v_l'' v_j''; V_5 = 4\tau^2 d_1 v_l' v_j'; \\ V_6 = h_1 v_l v_j; V_7 = h_1 v_l' v_j'; \\ Z_1 = v_l g_j; Z_2 = \tau^2 v v_l g_j''; Z_3 = \tau^2 v v_l'' g_j; Z_4 = \tau^4 v_l'' g_j''; Z_5 = 4\tau^2 d_1 v_l' g_j'; \\ P_1 = p_k'' p_i''; P_2 = p_k p_i''; P_3 = p_k'' p_i; P_4 = p_k p_i; P_5 = p_k' p_i'; P_6 = p_k \bar{U}^*; \\ U_7 = p_k'' \bar{U}^*; \\ Q_1 = q_k q_i; Q_2 = -\tau^2 v q_k'' q_i; Q_3 = -\tau^2 v q_k q_i''; Q_4 = \tau^4 q_k'' q_i''; \\ Q_5 = \frac{1}{2(1+v)} \tau^2 q_k' q_i'; Q_6 = -\tau^2 v \frac{U_0}{h_2} q_k''; Q_7 = \frac{U_0}{h_2} q_k. \end{array} \right\} \quad (7.55)$$

Интегралы в уравнениях (7.54) вычисляются в пределах $0 \leq \bar{x} \leq 4\tau\bar{y}(1-\bar{y})$; $0 \leq \bar{y} \leq 1$, а штрихами обозначены краткие производные.

Подставляя выражения (7.50) – (7.52) в (7.26) и учитывая (7.26), (7.28), получим выражения для напряжений

$$\left. \begin{aligned}
\sigma_x^c &= E \sum_{i=1}^m b_i p_i'' q_i + \\
&+ \frac{1}{h} U_0 \bar{U}^* - \frac{sE}{\Delta\tau} \bar{z} \sum_{j=1}^n \left(a_j f_j'' g_j + c_j u_j'' v_j + \tau^2 v \left(a_j f_j g_j + c_j u_j v_j \right) \right); \\
\sigma_y^c &= \frac{E}{4} \sum_{i=1}^m b_i p_i q_i'' - \frac{sE}{\Delta\tau} \bar{z} \sum_{j=1}^n \left(v \left(a_j f_j'' g_j + c_j u_j'' v_j \right) + \right. \\
&\left. + \tau^2 \left(a_j f_j g_j'' + c_j u_j v_j'' \right) \right); \\
\tau_{xy}^c &= -\tau E \sum_{i=1}^m b_i p_i' q_i' - 2s\bar{z}G \sum_{j=1}^n \left(a_j f_j' g_j' + c_j u_j' v_j' \right); \\
\tau_{xz}^c &= G \sum_{j=1}^n c_j u_j' v_j'; \\
\tau_{yz}^c &= \tau G \sum_{j=1}^n c_j u_j v_j'.
\end{aligned} \right\} (7.56)$$

Используя зависимость (7.45), выражение для потенциала внешней нагрузки запишем в виде

$$U^* = \frac{q_{x0} b}{320\tau^3} \left(1 + 16\tau^2(1 - \bar{x}) \right)^{\frac{5}{2}}, \quad (7.57)$$

где
$$U_0 = \frac{q_{x0} b}{320\tau^3}, \bar{U}^* = \left(1 + 16\tau^2(1 - \bar{x}) \right)^{\frac{5}{2}}. \quad (7.58)$$

При $r/2 = \text{const}$ получим решение для перемычки, радиус кривизны которой меняется в виде полуокружности.

В качестве координатной системы можно выбрать функции, удовлетворяющие геометрическим граничным условиям (относительно функции и ее производной) по методу Ритца или всем условиям – Бубнову-Галеркину. В

данном случае приведем координатные функции в виде степенных рядов, удовлетворяющие второму условию, где в зависимостях (7.50) – (7.52) $j = 1$.

$$\left. \begin{aligned} f_1 &= \left(x^4 - 4x^3 + 6x^2 \right) / 24, g_1 = \left(y^4 - 2y^3 + y^2 \right) / 24; \\ u_1 &= \left(x^2 - 2x \right) / 2, v_1 = \left(y^2 - y \right) / 2; \\ p_1 &= \left(x^4 - 4x^3 + 6x^2 - 4x + 1 \right) / 24, q_1 = \left(y^2 - y + 1 \right) / 2. \end{aligned} \right\} \quad (7.59)$$

Следовательно, приведена математическая модель напряженно-деформированного состояния монолитной перемычки [9, 136]. Перейдем к решению второй части задачи – учет влияния на прочность перемычки проемных труб.

7.3. Основные параметры взрывоустойчивых перемычек

Рассмотрим задачу исследования напряженного состояния пластины с двумя отверстиями, срединная плоскость которой приведена на рисунке 7.4.

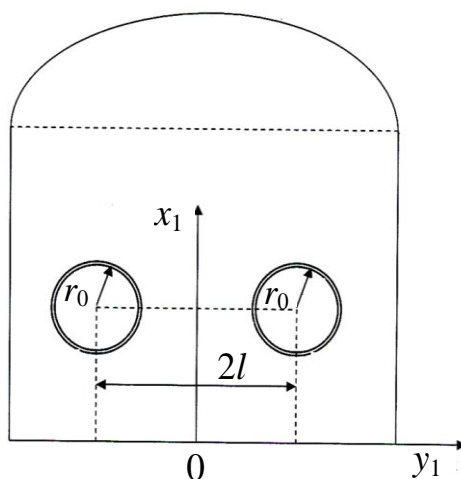


Рисунок 7.4. Срединная плоскость перемычки

Обозначим полные компоненты напряжений в общем виде σ и τ , МПа, в виде суммы напряжений (без указания нижних индексов):

$$\sigma = \sigma^c + \sigma^o; \tau = \tau^c + \tau^o, \quad (7.60)$$

где верхний индекс c относится к монолитной перемычке, o – к перемычке с отверстиями.

Для решения второй части задачи и определения компонентов напряжений с учетом проемных труб используем зависимости [21, 228]

$$\left. \begin{aligned} \sigma_x^0 + \sigma_y^0 &= 4 \operatorname{Re} \varphi'(z); \\ \sigma_y^0 - \sigma_x^0 + 2i\tau_{xy}^0 &= 2 \left[(\bar{z}_1 - z_1) \varphi''(z_1) - \varphi'(z_1) + \chi'(z_1) \right], \end{aligned} \right\} \quad (7.61)$$

где $z_1 = x_1 + iy_1$ – комплексная переменная.

Искомые комплексные потенциалы $\varphi(z)$ и $\chi(z)$ представим в виде

$$\left. \begin{aligned} \varphi(z) &= \sum_{k=1}^m A_k R_k(z); \chi(z) = \sum_{k=1}^{m+2} B_k R_k(z); \\ R_k(z) &= \frac{1}{(z-l)^k} + \frac{(-1)^{(k+1)}}{(z+l)^k}. \end{aligned} \right\} \quad (7.62)$$

Коэффициенты A_k, B_k определяем из граничного условия на контуре правого отверстия

$$\varphi(t) - (t - \bar{t}) \overline{\varphi^1(t)} - \overline{\chi(t)} = f(t, \bar{t}), \quad (7.63)$$

где t – аффикс точки на контуре;

$f(t, \bar{t})$ – известная функция, моделирующая загрузку на контуре, которую представим в виде

$$f(t, \bar{t}) = \frac{p_1 - q_1}{2} \bar{t} - \frac{p_1 + q_1}{2} t, \quad (7.64)$$

величины p_1 и q_1 представляют собой осредненные значения X_n^c и Y_n^c , т.е.

$$p_1 = -\frac{1}{2\pi} \int_0^{2\pi} X_n^c ds; \quad q_1 = -\frac{1}{2\pi} \int_0^{2\pi} Y_n^c ds, \quad (7.65)$$

а напряжения на контуре отверстий

$$\left. \begin{aligned} X_n^c &= \sigma_x^c \cos(nx) + \tau_{xy}^c \cos(ny); \\ Y_n^c &= \tau_{xy}^c \cos(nx) + \sigma_y^c \cos(ny); \\ \cos(nx) &= \frac{dy}{ds}, \quad \cos(ny) = \frac{dx}{ds}. \end{aligned} \right\} \quad (7.66)$$

Представление комплексных потенциалов в виде (7.51) позволяет удовлетворить граничному условию на контуре левого отверстия автоматически.

Поставленная задача будет решена, если определены коэффициенты A_k и B_k , для чего воспользуемся методом малого параметра [110].

Тогда в первом приближении ($m = 1$) эти коэффициенты определяем из системы алгебраических уравнений

$$\left\{ \begin{aligned} A_1 \left(1 + 2\varepsilon^2 - 8\varepsilon^4 - 3\varepsilon^8 \right) &= \frac{p - q}{2} - \varepsilon^2 \frac{p + q}{2}; \\ B_1 &= -\frac{p + q}{2} - a_1 \left(1 - 2\varepsilon^2 \right); \quad B_2 = -a_1 \varepsilon^2; \quad B_3 = a_1 \left(1 + \varepsilon^4 \right). \end{aligned} \right. \quad (7.67)$$

При $m = 2$

$$\begin{cases}
 A_1 \left(1 + 2\varepsilon^2 - 8\varepsilon^4 - 2\varepsilon^6 - 3\varepsilon^8 - 4\varepsilon^{10} \right) + \\
 + A_2 \left(-6\varepsilon^3 + 24\varepsilon^5 + 6\varepsilon^7 + 12\varepsilon^9 + 20\varepsilon^{11} \right) = \frac{p-q}{2} - \varepsilon^2 \frac{p+q}{2}; \\
 A_1 \left(-3\varepsilon^3 + 12\varepsilon^5 + 3\varepsilon^7 + 6\varepsilon^9 + 10\varepsilon^{11} \right) + \\
 + A_2 \left(1 + 12\varepsilon^4 - 44\varepsilon^6 - 9\varepsilon^8 - 24\varepsilon^{10} - 50\varepsilon^{12} \right) = \varepsilon^2 \frac{p+q}{2}; \\
 B_1 = a_1 \left(1 - 2\varepsilon^2 \right) - 4a_2 \varepsilon^3 - \frac{p+q}{2}; \quad B_2 = -a_1 \varepsilon^3 - a_2 \left(2 - 3\varepsilon^4 \right); \\
 B_3 = a_1 \left(1 + \varepsilon^4 \right) - 4a_2 \varepsilon^5; \quad B_4 = -a_1 \varepsilon^5 - a_2 \left(2 + 5\varepsilon^6 \right).
 \end{cases} \quad (7.68)$$

После определения постоянных коэффициентов A_k , B_k на основании формул (7.62), (7.63) известными являются комплексные потенциалы $\varphi(z)$, $\chi(z)$. Компоненты напряжений, учитывающие влияние проемных труб, определяют из соотношений (7.61), а полные – из (7.60).

Как отмечено ранее, в качестве максимальной нагрузки P_{cz} принимаем ее значение, равное 2,8 МПа.

Для перехода от геометрических параметров выработки: высоты f , ширины b , радиуса кривизны r при арочном креплении (параболическая зависимость r) используем следующие зависимости для определения площади ее сечения S , m^2 , (в свету):

$$S = 0,88 f b_B; \quad S = 1,76 f r. \quad (7.69)$$

Программа, алгоритм решения задачи которой представлен на рисунке 7.5, позволяет выносить на печать распределение напряжений в относительных координатах $(0, 1)$ в плоском и двухмерном изображении.

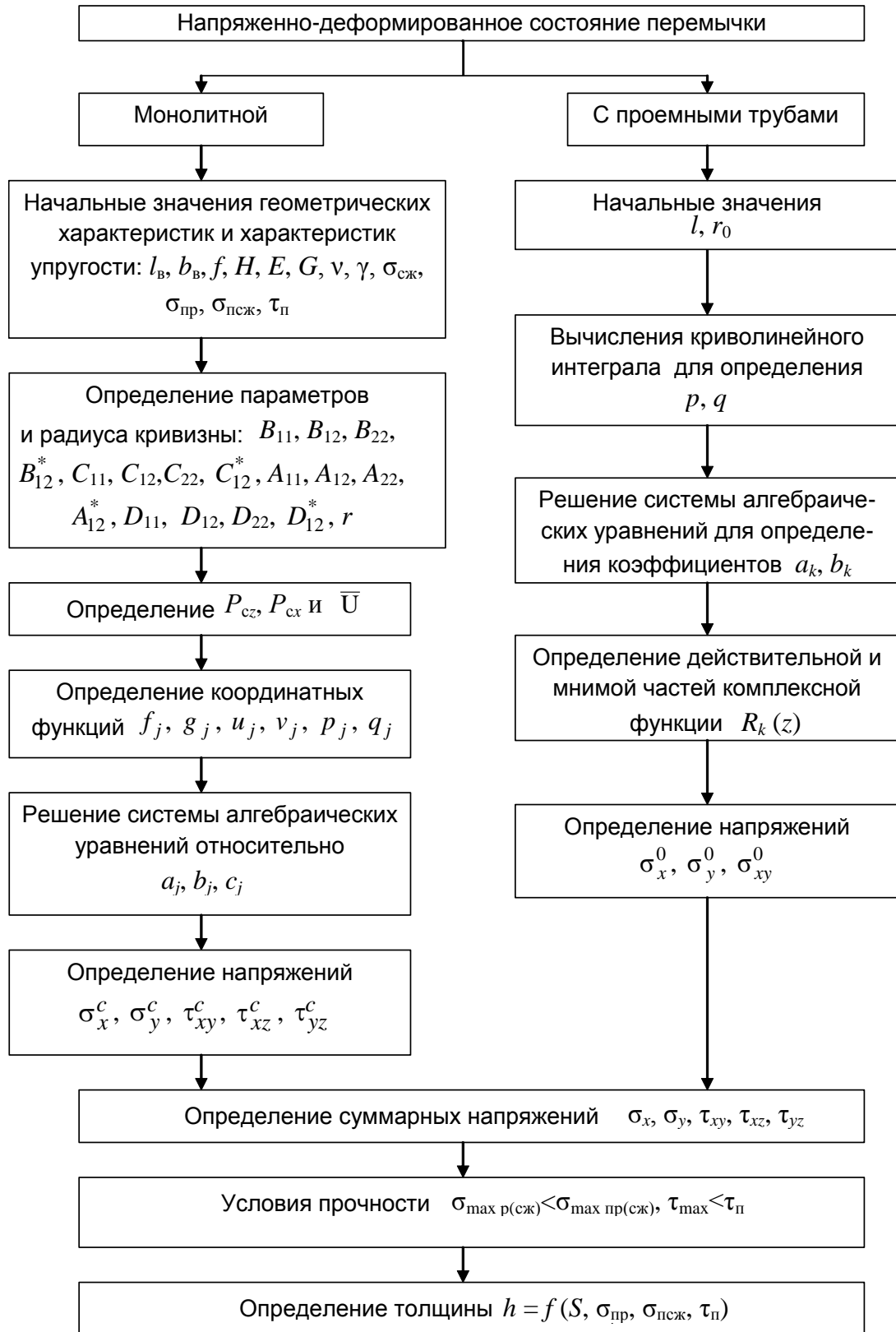


Рисунок 7.5. Алгоритм решения задачи

В качестве условия прочности используем первую и вторую теории, согласно которым максимальные нормальные и касательные напряжения не

должны превышать соответствующие предельные их значения для материала перемычки, выполненной из различных марок гипсов.

В конечном счете, определим основную техническую характеристику перемычки – толщину в зависимости от сечения и глубины расположения выработки, диапазона изменения механических характеристик материала, внешних нагрузок.

На основании разработанных алгоритма и составленной программы сначала провели исследования напряженного состояния перемычки, которая прошла испытания в штольне Карагайлы (Казахстан) со следующими данными: $S = 4 \text{ м}^2$; $P_{сз} = 1,36 \text{ МПа}$; $h = 0,55 \text{ м}$; $r_0 = 0,6 \text{ м}$; $E = 2,77 \cdot 10^3 \text{ МПа}$; $\nu = 0,22$; $\sigma_{псж} = 3,0 \text{ МПа}$; $\sigma_{пр} = 1,5 \text{ МПа}$; $\tau_{п} = 0,72 \text{ МПа}$, т.е. для наихудших условий испытания по нагрузке и толщине перемычки, а также механическим характеристикам (минимальным) для строительного гипса.

Распределения нормальных σ_x и σ_y напряжений в этой перемычке в относительных координатах при вышеуказанных исходных данных, а также радиусе проемных труб 0,8 м, толщиной 1,6 м и нагрузкой 2,8 МПа приведены соответственно на рисунках 7.6 и 7.7. Отсюда следует, что максимальными напряжениями являются σ_x при растяжении и при сжатии, возникающие на наружной и внутренней поверхностях, которые равны и отличаются знаками, не достигая своих предельных значений, так как в данном случае $\sigma_{\max p} = 0,20 (0,40) \text{ МПа}$, $\sigma_{пр} = 1,5 \text{ МПа}$. Прочность перемычки в первом случае не будет обеспечена при ее толщине 0,35 м. При этом результаты исследований показали, что, несмотря на существенно малые значения касательных по сравнению с нормальными напряжениями, учет поперечного сдвига (перемещения w_1) увеличивает эти напряжения примерно на 30 %.

В дальнейшем, как и во втором вышеприведенном случае, толщины перемычки и площади сечения выработки использовали согласно нормативным документам. Результаты исследований максимальных напряжений σ_x и σ_y в перемычке с указанными параметрами, но с заземленными краями по основному контуру и свободному в верхней части ее приведены на рисунке 7.8.

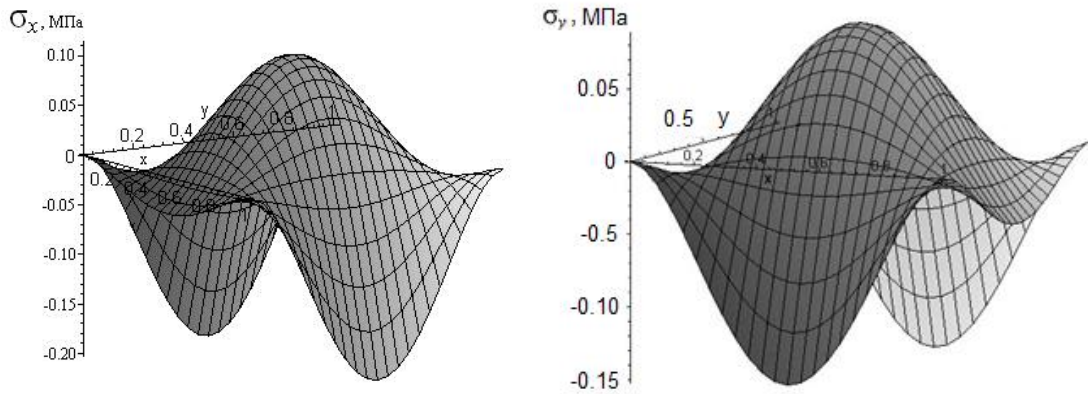


Рисунок 7.6. Распределение нормальных напряжений в перемычке с защемленными краями (штольня Карагайлы) по безразмерным координатам: σ_x ; σ_y ; $S = 4 \text{ м}^2$; $P_{cz} = 1,36 \text{ МПа}$; $h = 0,55 \text{ м}$; $r_0 = 0,6 \text{ м}$; $E = 2,77 \cdot 10^3 \text{ МПа}$; $\nu = 0,22$; $\sigma_{псж} = 3,0 \text{ МПа}$; $\sigma_{пр} = 1,5 \text{ МПа}$; $\tau_{п} = 0,72 \text{ МПа}$

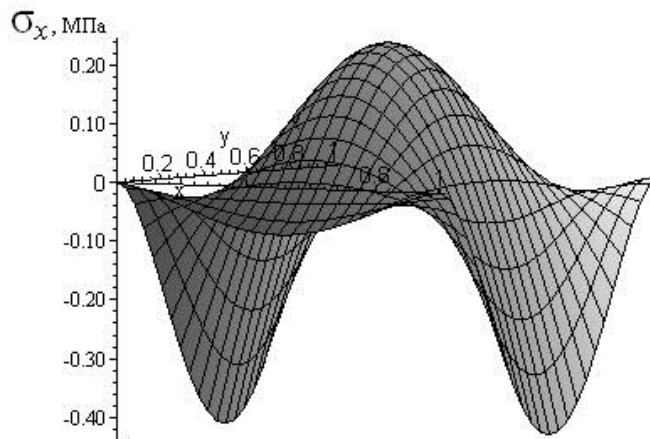


Рисунок 7.7. Распределение максимальных напряжений σ_x в перемычке с защемленными краями: $S = 4 \text{ м}^2$; $P_{cz} = 2,8 \text{ МПа}$; $h = 1,6 \text{ м}$; $r_0 = 0,8 \text{ м}$; механические характеристики для строительного гипса

В данном случае максимальными напряжениями являются сжимающие σ_y , возникающие в защемленных угловых точках верхней части перемычки, причем условие ее прочности не выполняется, так как $\sigma_{псж} = 3,0 \text{ МПа}$.

Выполняется это условие для перемычки при площади сечения выработки 8 м^2 и более, расположенной на максимальной глубине 1500 м (рисунок 7.9), на которой нагрузка P_{cz} принимает значение $1,12 \text{ МПа}$.

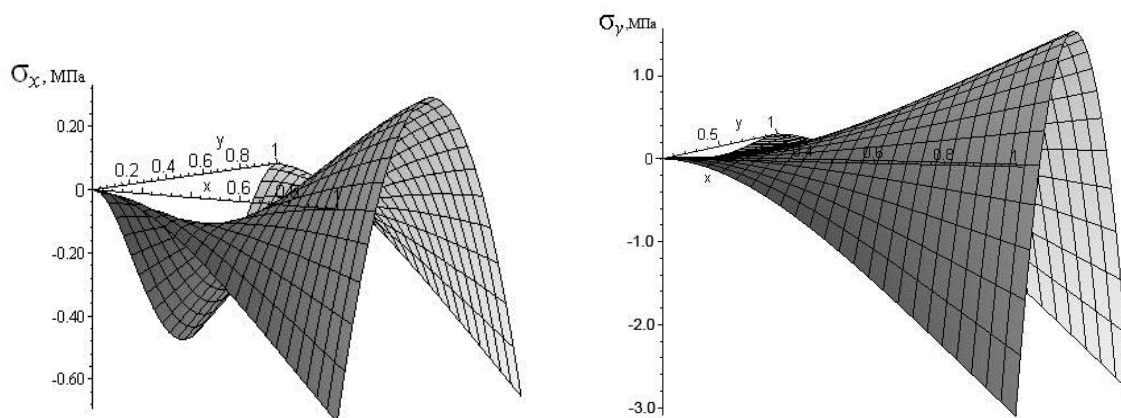


Рисунок 7.8. Распределение нормальных напряжений в перемычке с заземленными краями по основному контуру и свободному краю в верхней ее части с нагрузкой P_{cx} и механическими характеристиками для строительного гипса:

$$\sigma_x; \sigma_y; S = 4 \text{ м}^2; P_{cz} = 2,8 \text{ МПа}; h = 1,6 \text{ м}; \text{ две проемные трубы с } r_0 = 0,8 \text{ м}; H = 1500 \text{ м}$$

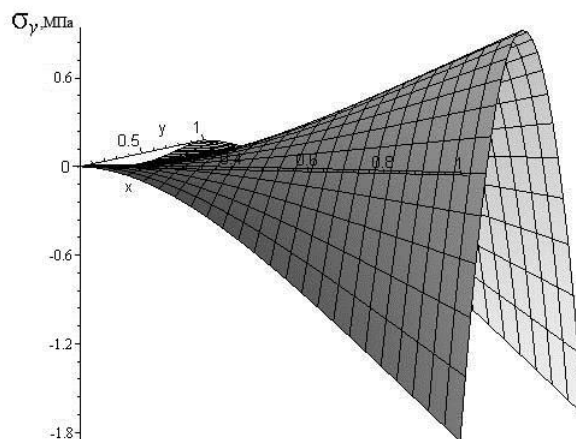


Рисунок 7.9. Распределение максимальных напряжений σ_y в перемычке с заземленными краями по основному контуру и свободному краю в верхней ее части с нагрузкой P_{cx} :

$$S = 4 \text{ м}^2; P_{cz} = 2,8 \text{ МПа}; h = 2,2 \text{ м}; \text{ две проемные трубы } r_0 = 0,8 \text{ м}; H = 1500 \text{ м} \text{ и механическими характеристиками для строительного гипса}$$

Прочность перемычки с предельными значениями на сжатие гипса 3,0...9,0 МПа [21, 29] и соответствующими модулями упругости, коэффициентами Пуассона [131] также обеспечена. В частности, для перемычки, выполненной из высокопрочного пластифицированного гипса со следующими механическими характеристиками: модуль упругости $E = 6,77 \cdot 10^3$ МПа, коэффициент Пуассона

$\nu = 0,28$, предельное напряжение на сжатие $\sigma_{\text{псж}} = 12,2$ МПа, – расположенной на глубине выработки 1500 м, результаты приведены на рисунке 7.10.

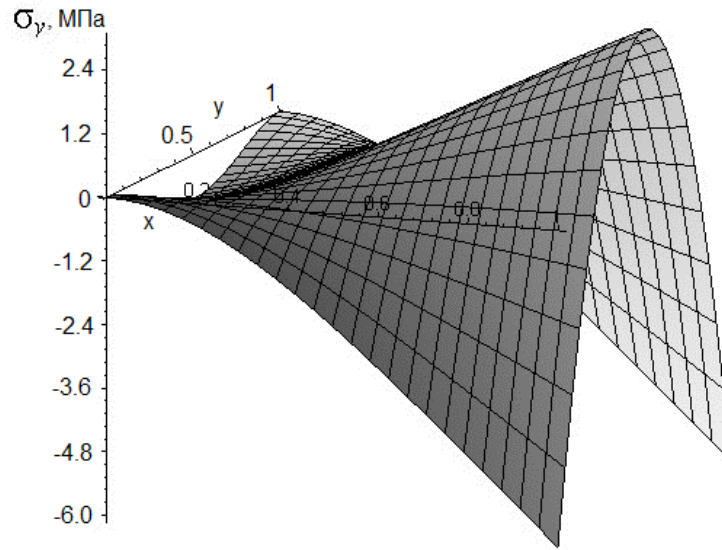


Рисунок 7.10. Распределение максимальных напряжений σ_y в перемычке с заземленными краями по основному контуру и свободному краю в верхней ее части с нагрузкой P_{cx} :
 $S = 30 \text{ м}^2$; $P_{cx} = 2,8$ МПа; $h = 4,5$ м; две проемные трубы с $r_0 = 0,8$ м; $H = 1500$ м и механическими характеристиками для высокопрочного пластифицированного гипса

Аналогичные напряжения для перемычки с радиусом кривизны в виде полуокружности выше примерно на 20 %.

Приведенные результаты исследований показывают, что при возведении перемычек в выработках с сечением $4...7 \text{ м}^2$ можно использовать одну проемную трубу диаметром 0,8 м, а с большим ее сечением запас прочности составляет от 1,7 до 2,0.

На основании полученных результатов расчета на прочность перемычки разработана номограмма для определения ее толщины (рисунок 7.11). При построении номограммы необходимо учитывать следующее. Толщина перемычки является многофакторной зависимостью, т. е. $h = f(S, r, H, E, \nu, P_{ci})$. Площадь сечения выработки S зависит от радиуса ее кривизны r и максимальной высоты f , нагрузка P_{cx} – от радиуса кривизны и глубины возведения перемычки H , а предельные напряжения $\sigma_{\text{п}}$ для строительного и высокопрочного гипса – от их модулей упругости E и коэффициентов Пуассона ν .

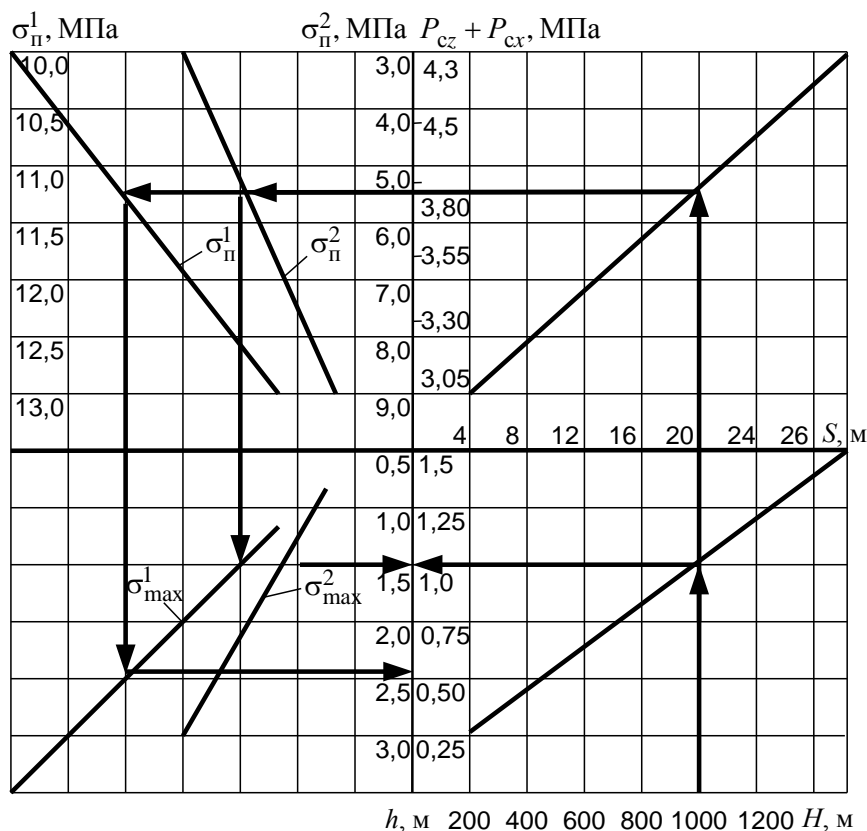


Рисунок 7.11. Номограмма для определения толщины взрывоустойчивой перемычки h в зависимости от глубины возведения H , площади сечения выработки S , нагрузки q , предельного напряжения на прочность материала σ_n , максимального напряжения σ_{max} :

P_{cz} – нагрузка от ударной взрывной волны ($P_{cz} = 2,8$ МПа); P_{cx} – нагрузка от разрушенных горных пород кровли; σ_n^1 , σ_{max}^1 – напряжения для строительного гипса; σ_n^2 , σ_{max}^2 – напряжения для высокопрочного пластифицированного гипса; $\sigma_{max} = \sigma_n/2$; S – площадь сечения выработки, от 4 до 8 м² (необходимо применять одну проемную трубу диаметром 0,8 м)

Построить зависимости h от вышеприведенных параметров в принципе возможно, однако минимальное их количество при независимых параметрах H , S , σ_n и фиксируемых других параметрах равно шести.

В связи с этим разработана данная номограмма, где основными параметрами являются H , S и σ_n , функцией для H и S является суммарная нагрузка P_{cz} , состоящая из постоянной и максимально возможной 2,8 МПа, и увеличенной аналогично P_{cx} .

Так, при глубине возведения перемычки 1000 м и площади сечения выработки 20 м² нагрузка равна примерно 3,7 МПа, для строительного гипса

толщина 2,5 м, для высокопрочного пластифицированного гипса 1,5 м. При этом максимальные напряжения σ_{\max} меньше с запасом прочности 2,0 по сравнению с предельными напряжениями $\sigma_{\text{п}}$.

Результаты исследований показывают, что значения толщин перемычек по сравнению с их значениями, приведенными в нормативных документах, в среднем меньше в 1,3 раза, а для выработок, форма которых выполнена в виде полуокружности, толщины перемычек при одинаковых их площадях сечения следует увеличить на 10 %.

На основании научно обоснованной толщины взрывоустойчивой перемычки для более оперативной практической реализации горноспасателями получена ее зависимость от площади сечения выработки S , глубины возведения H и пределов прочности σ для строительного и высокопрочного пластифицированного (2) гипсов (рисунок 7.12).

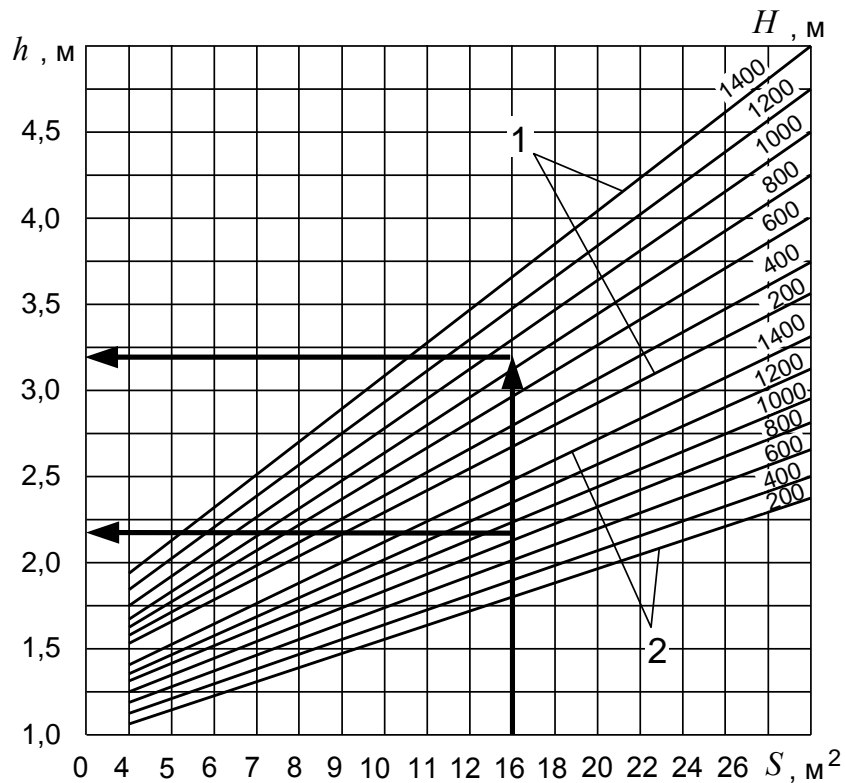


Рисунок 7.12. Зависимость толщины взрывоустойчивой перемычки h от площади сечения выработки S , глубины возведения H , предельного напряжения на прочность материала $\sigma_{\text{п}}$:
 1 – $3,0 \leq \sigma_{\text{п}} \leq 9,0$ МПа (строительный гипс); 2 – $\sigma_{\text{п}} > 9,0$ МПа (высокопрочный пластифицированный гипс)

Таким образом, разработанная математическая модель напряженно-деформированного состояния взрывоустойчивой перемычки позволила научно обоснованно определить основную ее техническую характеристику – толщину в зависимости от механических характеристик материала, условий нагружения, сечения и глубины расположения выработки, которая обеспечит безопасную работу горноспасателей и снизит затраты на возведение перемычек в результате ликвидации аварий при взрывах в угольных шахтах.

7.3. Выводы

1. Обоснован выбор расчетной схемы взрывоустойчивой перемычки с проемными трубами. Перемычка представляет собой толстую пластину (плиту) с двумя круговыми отверстиями и радиусом кривизны, меняющимся по параболической зависимости или полуокружности, с заземленными тремя краями и свободным четвертым, находящуюся под действием постоянной нормальной воздушной ударной волны и переменной сжимающей (от разрушенных горных пород в верхней части) нагрузок, и, в частности, со всеми заземленными краями при отсутствии сжимающей нагрузки.

2. Исследовано напряженно-деформированное состояние взрывоустойчивой перемычки с использованием приема, заключающегося в учете влияния внутренних поперечных сил на изгиб перемычки и энергию сдвига, а также одного из основных прямых численных методов решения краевых задач теории упругости – вариационного метода Бубнова-Галеркина, что дало возможность получить зависимости для определения составляющих тензора напряжений.

3. Установлено, что учет дополнительной деформации за счет поперечного сдвига увеличивает напряжения на изгиб примерно на 30 %, максимальные их значения на сжатие возникают в условных точках верхней части перемычки, а прочность перемычек с одной проемной трубой диаметром

0,8 м обеспечена при их возведении в выработках с площадью сечения 4...30 м², с двумя аналогичными трубами – начиная с 8 м².

4. Разработаны номограммы для определения толщины взрывоустойчивой перемычки от глубины возведения, площади сечения выработки, нагрузки, механических характеристик материала (пределов прочности строительного и высокопрочного пластифицированного гипсов) и максимальных напряжений, а также упрощенная ее зависимость от глубины возведения, площади сечения выработки и механических характеристик материала.

5. Установлено, что значения толщины перемычки в зависимости от площади сечения, глубины расположения выработки и механических характеристик материала (строительного и высокопрочного пластифицированного гипсов) в среднем примерно в 1,3 раза меньше по сравнению с их значениями, приведенными в нормативных документах, что позволит обеспечить безопасность горноспасателей и снизить затраты на ликвидацию аварий в угольных шахтах.

РАЗДЕЛ 8

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СПОСОБОВ И ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ ВЗРЫВОЗАЩИТЫ

8.1. Конструкция взрывоустойчивых перемычек

Многолетняя практика изоляции пожарных участков на шахтах, опасных по газу, подтвердила эффективность применения гидромеханического способа возведения взрывоустойчивых перемычек. Основным материалом, применяемым для возведения взрывоустойчивых сооружений в Украине, являются растворы на основе гипсового вяжущего.

Взрывоустойчивые гипсовые перемычки возводят на безопасном от эпицентра взрыва расстоянии, которое вычисляют на основании программы расчета распространения и взаимодействия ударных волн (см. раздел 5). Места установки перемычек выбирают на участках выработок с наименьшими вывалами пород в кровле и трещиноватостью вмещающих пород и угля. При необходимости перемычки могут быть сооружены и в менее благоприятных условиях с применением дополнительных мер по заполнению гипсовым раствором пород и угля [191]. Кроме того, при выборе мест установки перемычек учитывают возможность оперативной доставки материалов и оборудования для их возведения. Большое внимание при этом уделяют возможности проветривания не подлежащих изоляции горных выработок и возможности снятия депрессии с аварийного участка после его изоляции.

В месте возведения перемычки убирают затяжки и выработку зачищают от осыпавшихся пород и угля, с почвы выработки снимают весь насыпной слой. Крезь горной выработки не удаляют.

Если в выбранном месте имеются купол или пустоты в боках выработки, то для заполнения их гипсовым раствором рассчитывают количество материала по формуле

$$Q_{\Gamma} = V_{\kappa} \gamma_{\text{пл.г}} k_{\text{пл.г}}, \quad (8.1)$$

где $Q_{\text{г}}$ – масса гипса для заполнения пустот, т;

$V_{\text{к}}$ – объем купола, м^3 ;

$\gamma_{\text{пл.г}}$ – средняя плотность сухого гипса (для высокопрочного гипса $\gamma_{\text{пл.гв}} = 1,3 \text{ т/м}^3$, для строительного гипса $\gamma_{\text{пл.гс}} = 1,1 \text{ т/м}^3$);

$k_{\text{п.г}} = 1,1$ – коэффициент, учитывающий естественные потери гипса при транспортировании и утечке раствора в период возведения перемычки.

Параметры взрывоустойчивой перемычки, а также размеры врубов в месте ее установки, как сказано выше, зависят от сечения горной выработки и характера боковых пород.

Гипсовая взрывоустойчивая перемычка, являющаяся одновременно и изолирующей (рисунок 8.1), состоит из:

- опалубки;
- водоотводной трубы с защитным валом;

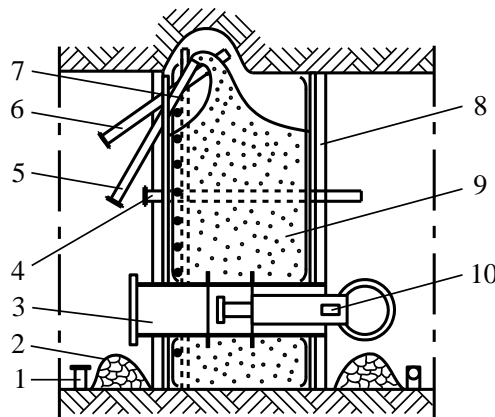


Рисунок 8.1. Взрывоустойчивая гипсовая перемычка:

1 – водоотводная труба; 2 – водозащитный вал; 3 – проемная труба;
4 – труба для измерения депрессии и отбора проб воздуха; 5 – выпускная труба; 6 – контрольная труба; 7 – датчик уровня; 8 – опалубка; 9 – моноблок перемычки; 10 – пневмопривод проемной трубы

- одной или нескольких проемных труб с пневмоприводом;
- трубы для измерения депрессии и отбора проб воздуха;
- выпускной трубы;

- контрольной трубы;
- моноблока перемычки.

Возведение перемычки начинают с сооружения опалубки. Опалубка предназначена для ограничения растекания раствора в начальный период и обеспечения необходимой толщины перемычки. Расстояние между внутренними поверхностями опалубки должно соответствовать толщине перемычки, обусловленной сечением горной выработки и прочностными характеристиками материала моноблока. Опалубки могут быть возведены из различных материалов (бетонита, древесины и т.д.). Одной из последних конструкций, разработанных НИИГД «Респиратор», является каркасная опалубка многоразового использования.

Как известно, трудоёмким процессом при возведении монолитной перемычки гидромеханическим способом является сооружение опалубки. Большие затраты времени связаны с тем, что ее возводят в основном из шахтных лесо- и стройматериалов.

Актуальность разработки состоит в сокращении времени ведения аварийно-спасательных работ, повышении эффективности и безопасности работы горноспасателей. Информационный поиск и анализ существующих и применяемых конструкций опалубок позволили создать быстровозводимую каркасную опалубку в виде готовых комплектов нескольких типоразмеров для различных поперечных сечений горных выработок.

Каркасная опалубка, разработанная НИИГД «Респиратор», применима для возведения гидромеханическим способом взрывоустойчивых перемычек толщиной от 1,6 до 4,5 м в горных выработках с площадью сечения 4...30 м². Она состоит (рисунок 8.2) из двух сборных щитов А и Б, образующих межопалубочное пространство.

Щит А устанавливают со стороны изолируемого пространства, а щит Б – со стороны действующих горных выработок. Каждый щит собирают из несущих и монтажных стоек, на которые навешивают металлическую сетку и шторы из паковочной ткани. По периметру щиты уплотняют при помощи контурного

уплотнителя. Проемную трубу монтируют в опалубке при помощи опор. С проемной трубой щиты также уплотняют при помощи контурного уплотнителя. Штора щита Б имеет монтажный лаз для выхода людей из межопалубочного пространства после завершения возведения опалубки. Навешивают металлическую сетку и шторы при помощи монтажных скоб, что значительно сокращает сроки сооружения опалубки. Перед заливкой перемычки монтируют контрольную и выпускную трубы.

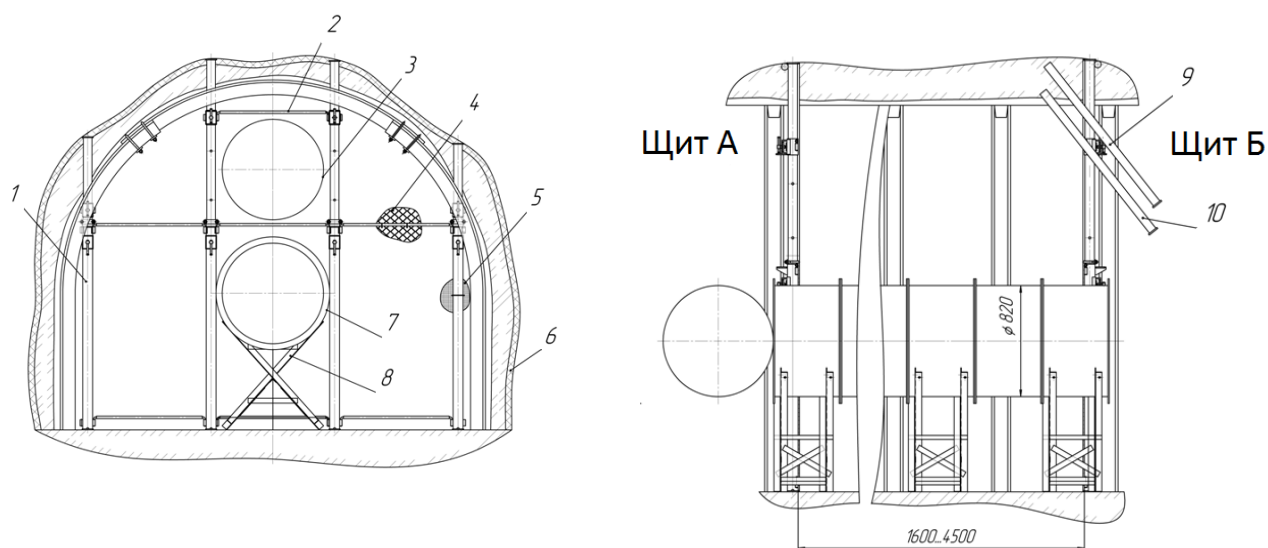


Рисунок 8.2. Каркасная опалубка:

- 1 – несущая стойка; 2 – монтажная стойка; 3 – монтажный лаз;
 4 – металлическая сетка; 5 – штора; 6 – контурный уплотнитель;
 7 – проемная труба; 8 – опора; 9 – контрольная труба; 10 – выпускная труба

В процессе сооружения опалубки укладывают в водосточную канавку водоотводную трубу (см. рисунок 8.1) диаметром 75...100 мм. Для защиты места установки перемычки от затопления поперек выработки на расстоянии 100...200 мм от концов водоотводной трубы возводят два водозащитных вала из гипса.

Комплект проемных труб устанавливают в межопалубочном пространстве перемычки. Проемные трубы предназначены для обеспечения нормального проветривания изолируемого участка и прохода людей в период возведения сооружения, а также для герметичного закрывания проема.

Проемная труба (рисунок 8.3) состоит из нескольких промежуточных и одной приводной секций, предохранительного клапана и пневматического привода.

Секции между собой соединяются быстросмыкаемыми клиновыми соединениями. Такими же соединениями крепится щиток, предохранительный клапан и опорный фланец от наплыва гипсового раствора при случайной его утечке из межопалубочного пространства. Стыки секций герметизируют чехлом для исключения проникновения гипсового раствора в трубу. Стыковочные и промежуточные фланцы секций создают опору, препятствующую смещению вдоль оси проемной трубы в моноблоке перемычки при воздействии воздушной ударной волны. Предохранительный клапан открывается, закрывается и фиксируется в крайних положениях пневмоприводом, который шарнирно соединен с ним, и кронштейном приводной секции. Подвод сжатого воздуха к пневмоприводу осуществляется по шлангам.

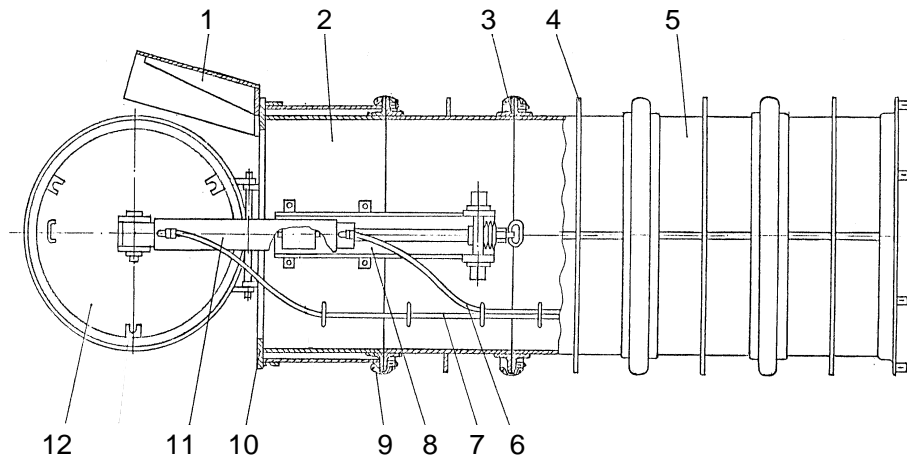


Рисунок 8.3. Прорезная труба перемычки с пневматическим дистанционно управляемым приводом:

- 1 – щиток; 2 – приводная секция; 3 – стыковочные фланцы; 4 – промежуточные фланцы; 5 – промежуточные секции; 6, 7 – шланги; 8 – кронштейн; 9 – чехол; 10 – опорный фланец; 11 – пневматический привод; 12 – предохранительный клапан

Пневмопривод проемной трубы (см. рисунок 8.1) состоит из цилиндра (рисунок 8.4), поршня, штока и двух шариковых фиксаторов. Поршневая часть цилиндра закрыта крышкой, на которой шарнирно установлен кронштейн с клином для крепления пневмоцилиндра к клапану проемной трубы. Штоковая часть цилиндра закрыта крышкой 9. С кронштейном приводной секции пневмоцилиндр соединен при помощи цапфы. Пружины предназначены для

прижатия крышки к опорному фланцу проемной трубы в закрытом положении. Шариковые фиксаторы автоматически фиксируют крышку в открытом и закрытом положениях и предназначены для удержания ее при воздействии давления шахтной вентиляционной струи. Рычаг предназначен для снятия фиксации при монтаже проемной трубы.

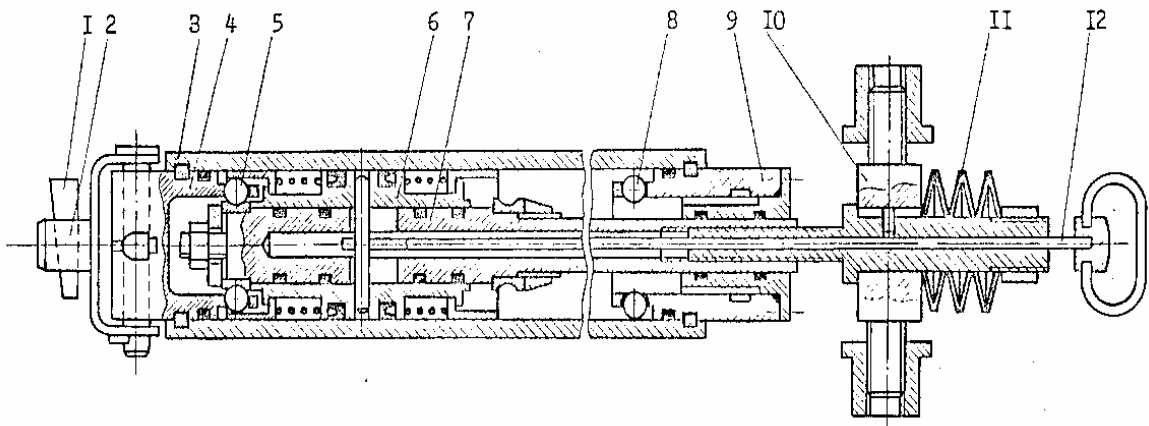


Рисунок 8.4. Пневматический привод клапана проемной трубы:

1 – клин; 2 – кронштейн; 3 – цилиндр; 4 – крышка; 5, 8 – шариковые фиксаторы; 6 – поршень, 7 – шток; 9 – крышка; 10 – цапфа; 11 – пружина; 12 – рычаг

Проемные трубы должны иметь внутренний диаметр не менее 0,8 м и состоять из секций длиной 0,5 м (толщина стенки 0,003 м), снабженных клиновыми соединениями. На внешней поверхности секций через каждые 0,25 м должны быть установлены опорные фланцы высотой 0,05 м и толщиной 0,005 м.

Проемную трубу устанавливают на высоте не менее 0,7 м от почвы, чтобы при непредвиденных утечках и твердении раствор он не препятствовал свободному движению крышки. При монтаже проемной трубы необходимо фланец приводной секции устанавливать заподлицо с перемычкой, так как в противном случае возможно разрушение приводной секции взрывом. После монтажа проемной трубы необходимо смонтировать пневмопривод и проверить плотность прилегания крышки к фланцу, работу пневмопривода и системы запираения крышки.

До начала заливки перемычки устанавливают трубу для измерения депрессии и отбора проб воздуха (см. рисунок 8.1) диаметром 50...80 мм. Трубу

располагают от почвы на расстоянии, равном $\frac{2}{3}$ высоты выработки. В сторону изолируемого участка труба должна выступать на 2 м от перемычки и на 0,5 м в противоположную сторону.

В наиболее высокой части выработки (купола) устанавливают выпускную и контрольную трубы. Выпускную трубу располагают под углом к горизонтали не менее 45° . Контрольную трубу закрепляют на расстоянии 30...60 мм от кровли.

Заливку перемычки производят в соответствии с требованиями к оборудованию, используемому для возведения перемычек. Заливку прекращают при полном заполнении раствором перемычки, о чем свидетельствует истечение раствора из контрольной трубы. Моноблок перемычки образуется при полном затвердевании раствора в ней, которое продолжается в течение 1,5 ч с момента прекращения подачи раствора. По истечении этого срока гипсовый раствор достигает требуемой прочности.

В случае непредвиденного разрушения или разгерметизации моноблока перемычки возникает опасность того, что ударная волна при взрыве в изолированном объеме аварийного участка метановоздушной смеси и угольной пыли может выбить проемную трубу. Такие случаи имели место на практике. Последний из них – на шахте им. А.Ф. Засядько 01.12.2007. При взрыве метановоздушной смеси в изолированном объеме взрывоустойчивая перемычка была деформирована, а проемные трубы отброшены на некоторое расстояние. Поэтому возникла необходимость предварительного укрепления проемной трубы в перемычке.

НИИГД «Респиратор» совместно с Центральным штабом ГВГСС разработаны различные способы крепления проёмных труб в конструкциях взрывоустойчивых перемычек и рассчитаны элементы их крепления [33, 154].

Для расчета были приняты следующие исходные данные:

P_{ϕ} – давление во фронте ударной волны при $\bar{l} \geq 65$ (относительная длина активного участка взрыва от очага воспламенения до границы раздела «горючая

смесь – воздух»), а также для выработки, сильно загроможденной оборудованием, крепежными материалами, при $\bar{l} \geq 15$, МПа (Н/мм²); $\Delta P_{\phi} = 2,8$ МПа;

D_T – максимальный диаметр проемной трубы; $D_T = 0,8$ м;

n_k – запас прочности элемента крепления; $n_k = 2$;

$Q_{кр}$ – нагрузка на крышку проемной трубы, Н:

$$Q_{кр} = \Delta P_{\phi} S_T, \quad (8.2)$$

где S_T – площадь поперечного сечения крышки проемной трубы, м².

Рассмотрим варианты крепления проемных труб с помощью:

- металлических прутков;
- канатов;
- уголков;
- отрезков цепей.

В соответствии со схемой, представленной на рисунке 8.5, проемная труба крепится четырьмя прутками, закрепленными швеллерами к обечайкам труб. При жестком креплении со швеллером прутки срезаются в двух местах по концам швеллера, поэтому рассчитывают диаметр прутка из условия прочности на срез.

Условное обозначение выбранного прутка по действующим нормативным документам:

$$\text{Круг} \frac{50\text{ДСТУ4738:2007/ГОСТ2590 – 2006}}{\text{Ст3ДСТУ4484:2005/ГОСТ535 – 2005}}.$$

Расчеты показали, что крепление проемной трубы в заданных условиях может быть обеспечено четырьмя прутками диаметром 0,05 м. Масса 1 м прутка 15,42 кг.

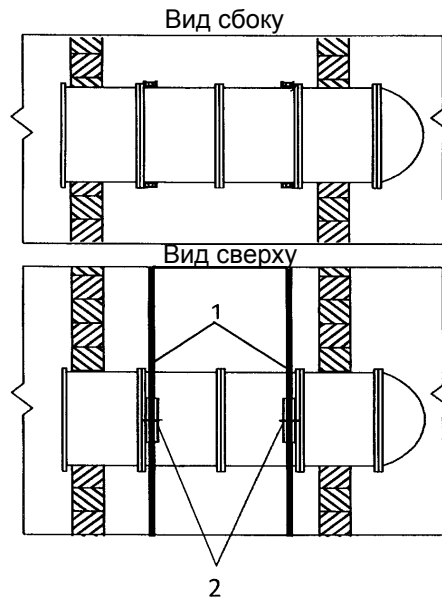


Рисунок 8.5. Крепление проемной трубы с помощью четырех прутков, которые закреплены швеллерами:

1 – пруток; 2 – швеллер с фиксатором, приваренный к обечайке секции

Крепление проемной трубы с помощью канатов (рисунок 8.6) состоит в том, что один конец каната крепится к кольцу, приваренному к обечайке проемной трубы, а второй с помощью отрезка цепи – к крепи горной выработки.

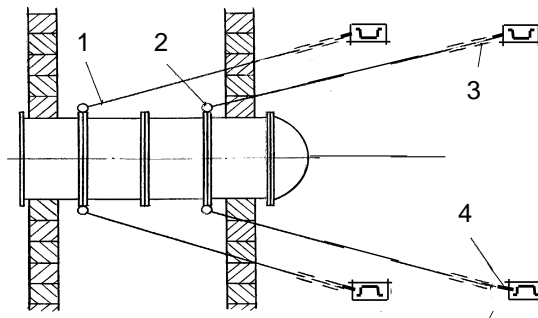


Рисунок 8.6. Крепление проемной трубы с помощью четырех канатов:
1 – канат; 2 – кольца для крепления канатов; 3 – отрезок цепи для регулирования длины канатов; 4 – кольцо цепи

С учетом заданного запаса прочности крепление проемной трубы могут обеспечить четыре каната 33,5–Г–I–ОЖ–Н–1960 (200) ГОСТ 2688–80. Масса 1 м каната 4,22 кг.

Для крепления проемных труб могут быть использованы четыре уголка (рисунок 8.7). Уголки устанавливают под углом 90° друг к другу. Один конец уголка крепят к фланцу проемной трубы, а другой устанавливают в специальное углубление в боковых породах.

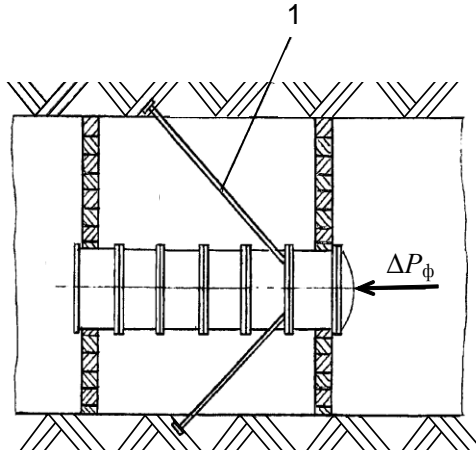


Рисунок 8.7. Крепление проемной трубы с помощью четырех уголков:
1 – уголок

При принятом способе крепления проемной трубы с помощью уголков их необходимо рассчитывать на продольный изгиб. Выполненные расчеты показывают, что крепление проемной трубы при заданных условиях может обеспечить уголок:

$$\frac{90 \times 90 \times 6 \text{ ДСТУ } 2251 - 93}{\text{Ст3 ДСТУ } 4484 : 2005 / \text{Г005} / 35 - 2005}$$

Масса 1 м уголка 8,33 кг.

Проemная труба во взрывоустойчивой перемычке может быть закреплена с помощью четырех отрезков цепи (рисунок 8.8) и шести отрезков (рисунок 8.9). Один конец цепи крепят с помощью специального крючка, приваренного к обечайке проемной трубы, а другой – к креплению горной выработки.

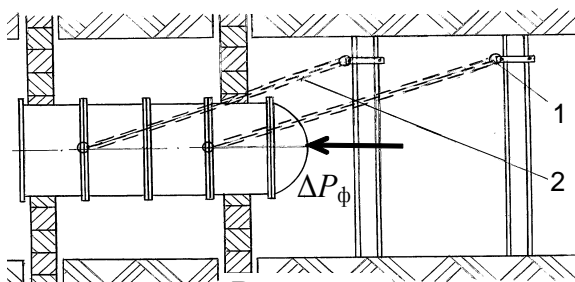


Рисунок 8.8. Крепление проемной трубы с помощью четырех отрезков цепи:
1 – кольцо цепи ; 2 – цепь

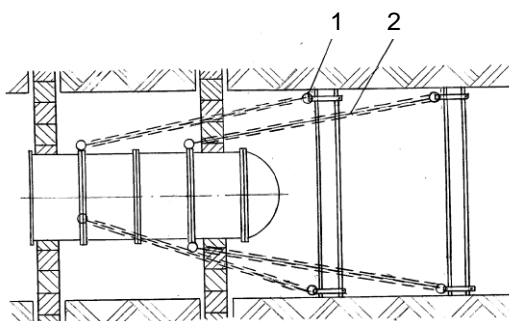


Рисунок 8.9. Крепление проемной трубы с помощью шести отрезков цепи:
1 – кольцо цепи; 2 – цепь

Расчет параметров цепей с учетом заданных условий произведен на основании разрушающей нагрузки при действии воздушной ударной волны на проемную трубу. Согласно выполненным расчетам для крепления проемных труб рекомендуется:

- цепь 24×86-с ТУ У 12.44.10.015-94, масса 1 м цепи 11,1 кг (четыре отрезка цепи);
- цепь 18×64-с ТУ У 12.44.10.015-94, масса 1 м цепи 6,9 кг (шесть отрезков цепи).

По результатам анализа пяти вариантов крепления проемных труб во взрывоустойчивых перемычках следует, что наиболее рационально крепление с помощью четырех цепей с расчетным запасом прочности. Способ крепления проемных труб с помощью прутков менее предпочтителен, так как напряжения, которые возникнут в результате действия воздушной ударной волны, могут привести к разрушению конструкции перемычки. Применение этого способа – армирование моноблока [9, 154, 208].

Наиболее приемлемый для практической реализации способ крепления проемных труб в перемычке определяет руководитель работ по ликвидации аварии.

Анализ условий изоляции пожарных участков на газовых шахтах показывает что, при выборе конструкции взрывоустойчивого сооружения необходимо строго выполнять требования к выбору места установки и технологии возведения взрывоустойчивых перемычек.

Выбор места установки перемычек:

- постоянные изолирующие сооружения необходимо располагать в местах, наименее подверженных влиянию очистных работ. Расстояние от противопожарной арки или от перемычки, установленной в квершлагае, до отработанного пласта должно быть не менее 1,5 м в зоне разгрузки и вне зоны влияния очистных работ, не менее 2,5 м в зоне опорного давления при ведении очистных работ в сторону неотработанного массива крыла шахтного поля и не менее 4,0 м в промежуточной зоне (на границе опорного давления и разгрузки). В зоне опорного давления при ведении очистных работ на выработанное пространство перемычки и арки следует возводить не ближе 7 м от пласта. Постоянные изолирующие сооружения необходимо располагать в местах, наименее подверженных влиянию очистных работ;

- перемычки необходимо возводить на расстоянии не менее 5 м от пересечения выработок. Подход к перемычке должен быть свободен по всему сечению выработки и удобен для выхода рабочих, возводящих ее, в безопасное место. Доступ к изолирующим сооружениям со стороны действующих выработок сохраняется в течение всего срока их эксплуатации. Он должен обеспечивать возможность ремонта перемычек, измерения утечек воздуха через них, отбора проб и определения температуры шахтного воздуха в изолированном пространстве;

- перемычку следует сооружать вертикально при угле наклона выработки до 35° и по нормали к почве при ее угле наклона более 35°. Возводить перемычки необходимо по возможности в нетрещиноватых и достаточно

прочных породах и угле. Если в месте возведения перемычки породы или уголь имеют трещины, то они должны подвергаться тампонажу при давлении не более 0,5 МПа. В тех случаях, когда необходимо возводить изолирующие сооружения в породах или в угле, трещиноватость которых распространяется на значительное расстояние, изоляция выработанных пространств осуществляется перемычками с заиливанием, при этом длина заиловочной пробки должна быть 3...5 м в зависимости от состояния горных пород;

- в месте сооружения перемычки выработку очищают от разрыхленного угля и породы, крепление усиливают на 5 м в каждую сторону. Кроме того, со стороны выработанного пространства крепление усиливают дополнительными стойками, кострами и т.п. При сроке службы изолирующих сооружений более пяти лет и при их сооружении на пластах угля, склонного к самовозгоранию, подходы к ним должны быть закреплены металлической крепью с железобетонной затяжкой на расстоянии не менее 5 м в обе стороны;

- постоянные перемычки сооружают в противопожарных арках, а при отсутствии их – во врубах. Глубина вруба должна быть такой, чтобы обеспечивалась воздухо непроницаемость пород угля, вмещающих перемычку. На практике обычно глубину вруба принимают в пределах 1 м по углю и 0,5 м по породе. Ширина вруба не должна превышать толщину перемычки более чем на 10 %;

- взрывоустойчивую перемычку возводят в горной выработке, пройденной в целиках и местах с наименьшими вывалами и трещиноватостью пород и угля. Следует помнить, что, кроме прочности материала перемычки, важную роль в ее несущей способности (взрывоустойчивости) играет прочность и устойчивость горного массива, на который она опирается по периметру. Предел прочности на сжатие окружающих перемычку горных пород и угля должен быть не ниже 10 МПа. Прочность на сжатие берется из горно-геологических данных шахты;

- взрывоустойчивую гипсовую перемычку возводят на участках выработок с наиболее устойчивыми породами на безопасном расстоянии.

Технология сооружения взрывоустойчивой перемычки:

- смесительно-нагнетательную установку необходимо размещать исходя из условий безопасности, наличия шахтных транспортных средств для доставки в данное место материалов и оборудования и свободной площади в горной выработке для их размещения, электрической энергии (напряжение переменного тока 380 или 660 В) и пресной воды в трубопроводе под давлением не менее 0,5 МПа и расходом не менее 0,0022 м³/с, а также на расстоянии, не превышающем максимально допустимую длину растворопровода для данного вида вяжущего;
- расстояние между внутренними поверхностями опалубки должно соответствовать толщине перемычки, определяемой исходя из поперечного сечения (вчерне) горной выработки, вида и прочности на сжатие материала моноблока перемычки;
- в месте возведения перемычки необходимо произвести уборку затяжек; всей отслоившейся и рыхлой горной породы по периметру выработки; с почвы всего насыпного слоя; создать небольшой купол для ввода концов выпускной и контрольной труб. Крезь горной выработки не удаляют;
- для удержания кровли от обрушения при слабых породах необходимо установить в межопалубочном пространстве стойки, а также «костры» непосредственно на крепи выработки. При этом «костры» необходимо укладывать так, чтобы не создавались условия для образования пустот при заполнении гипсовым раствором межопалубочного объема;
- категорически запрещается оставлять на контакте перемычки с горным массивом насыпную горную массу, воздушные зазоры (незаполненную раствором верхнюю часть перемычки), затяжки, не соответствующие условиям заземления перемычки;
- взрывоустойчивые перемычки должны возводить специально обученные горноспасательные подразделения с применением исправного оборудования;

- взрывоустойчивость перемычки обеспечивается соблюдением правил выбора и подготовки места в горной выработке; требуемой толщиной; соблюдением условий заземления; заданной прочностью материала монолитного блока;

- заданная прочность материала перемычки и ее монолитность обеспечиваются применением качественных гипсовых вяжущих при соблюдении вышеуказанных требований; недопущением смешивания гипсовых вяжущих, если их стандартная консистенция отличается более чем на 10 %; работой на исправном оборудовании с использованием поверенных измерительных приборов управления; непрерывной и интенсивной загрузкой смесительно-нагнетательного агрегата вяжущим в соответствии с заданными характеристиками; постоянной подачей в агрегат воды затворения требуемого качества и количества для образования рабочей консистенции; контролем плотности перекачиваемого раствора.

8.2. Свойства материалов для быстровозводимых изолирующих взрывоустойчивых перемычек

НИИГД «Респиратор» длительное время проводит научные изыскания по обоснованию свойств материалов для возведения взрывоустойчивых перемычек [163]. Материал, предназначенный для сооружения в шахтах быстровозводимых взрывоустойчивых перемычек дистанционным методом, должен удовлетворять следующим требованиям:

- представлять собой порошкообразное вещество, обладающее хорошими гидравлическими связующими свойствами (легко смачиваемое и смешиваемое с водой, образующее раствор);

- раствор, полученный на его основе, должен быть удобным для транспортирования на значительное расстояние;

- раствор материала не должен схватываться в трубопроводах и образовывать в них пробки во время транспортирования. При остановках

раствор должен легко смываться водой с внутренних полостей оборудования и трубопроводов;

- раствор должен схватываться и затвердевать в моноблоке переемычки при температурах окружающего воздуха от 0 до плюс 55 °С и относительной влажности воздуха от 40 до 98 %;

- в процессе затвердевания и после него не должен давать усадки и образовывать трещины;

- раствор не должен быть тиксотропным, т.е. не разжижаться (не разрушать связи между частицами);

- должно быть возможным нанесение раствора на металлическую сетку, доски, бетон, уголь и горные породы, а также влажную поверхность. При этом адгезия материала должна быть высокой во всех случаях;

- должен быть огнестойким и несгораемым, т.е. под воздействием огня или высокой температуры (до 300 °С) он не должен воспламеняться, тлеть, обугливаться и терять прочность;

- раствор должен хорошо заполнять трещины и щели без выноса воды или самого раствора из уплотняемого пространства;

- должен обладать пластичностью, т.е. не крошиться и не раздавливаться от действия горного давления;

- после затвердевания должен быть стойким в агрессивной шахтной среде (в кислотных, щелочных водах и газах), обладать устойчивостью к действию микроорганизмов;

- в процессе транспортирования к месту возведения переемычки, затвердевания и после него не должен выделять каких-либо вредных газов, паров и аэрозолей, отрицательно действующих на организм человека и оборудование;

- должен обеспечивать простую технологию применения.

В отечественной и зарубежной практике из строительных материалов в шахтах для изоляции пожаров и отработанных участков применяются вяжущие

вещества (известь, цементы), осадочные породы (глина), различного рода заполнители (песок, гравий, щебень, инертная пыль, топливные золы и шлаки), а также искусственные материалы, полученные на их основе (цементные растворы, бетоны, бетонит).

Из аналогичных строительных материалов на угольных шахтах Англии, США, ФРГ в основном для возведения перемычек и заполнения полостей применяли цемент, плотные бетоны, обыкновенный гипс с наполнителями, породу; в последнее время находят применение пористые бетоны на основе вермикулитов и коксовых шлаков.

Общим недостатком цементов является их медленное твердение. Большого внимания заслуживает возможность применения для возведения взрывоустойчивых перемычек гипсовых вяжущих. В зарубежной практике гипсовые материалы получили широкое распространение для этих целей.

Широкое применение за рубежом гипсов для возведения взрывоустойчивых перемычек объясняется, главным образом тем, что гипсовые вяжущие обладают ценными свойствами – быстро твердеть и приобретать за короткий промежуток времени достаточно высокую механическую прочность. Это позволяет производить из них изделия скоростными методами.

Кроме того, гипс обладает малой теплопроводностью, огнестоек, при твердении не дает усадки, а наоборот расширяется линейно на 1 %. Он обладает хорошей пластичностью и уплотнительными свойствами, лучшими, чем у других строительных материалов. Сухой гипс в порошке очень хорошо подходит для пневмотранспорта на сравнительно большие расстояния. Хорошо пристает к основе, особенно шероховатой и увлажненной, превышая по этому свойству цемент.

Поэтому использование гипсовых вяжущих для дистанционного сооружения взрывоустойчивых перемычек дает следующие преимущества по сравнению с другими строительными материалами:

- простая технология применения – из гипса можно получить прочное вещество смешиванием только двух компонентов – воды и гипса;

- перемычки из гипсового вяжущего возводятся значительно быстрее, чем из других строительных материалов, и лучше их выдерживают удар взрывной волны;
- при сооружении перемычек из гипса, помимо экономии времени, значительно упрощается проблема транспортирования материала;
- применение гипса позволяет механизировать процесс и исключить значительную часть ручного труда на сооружение перемычки;
- перемычки из гипсового вяжущего огнестойки, не садятся и не подвергаются разрушению (гниению);
- при одновременном применении порошкообразных гипсовых материалов и дистанционного метода возведения перемычек горноспасатели, возводящие перемычку, могут находиться на значительном расстоянии от места ее возведения, на свежей струе воздуха, не содержащей продукты горения;
- гипсовые перемычки можно возводить в труднодоступных местах.

Учитывая весь комплекс положительных факторов гипсовых вяжущих и результаты выполненных исследований, можно сделать вывод:

- материалы на основе гипсовых вяжущих вполне приемлемы для сооружения шахтных взрывоустойчивых перемычек;
- возведение их из гипса дистанционным методом более экономично со всех точек зрения.

Значительное повышение водостойкости гипсовых изделий может быть достигнуто за счет смешения полуводного гипса с тонко измельченным гранулированным шлаком, портландцементом с гидравлической добавкой (трепел, опока, туф, зола) или с пуццолановым цементом. Смеси отличаются короткими сроками схватывания, твердеют в воздушных и водных условиях. В последних прочность получается большей. Влияние водного твердения возрастает с увеличением доли гидравлического компонента в смеси. Растворы и бетоны на гипсоцементнопуццолановых и гипсошлакопуццолановых вяжущих в период с 15 до 40 мин после затворения водой приобретает прочность от 1

до 5 МПа и более (в зависимости от принятого водогипсового отношения и качества сырья).

Наличие в промышленности большого количества разнообразных добавок позволяет в случае необходимости регулировать сроки схватывания гипсового состава в широких пределах в сторону замедления и в сторону ускорения.

Время схватывания и затвердевания зависит от водогипсового отношения и увеличивается с его увеличением, что ведет к уменьшению прочности моноблока перемычки. И наоборот, чем меньше в твердеющем растворе воды, тем меньше будет пор в гипсовом изделии и, следовательно, оно будет обладать большей прочностью.

При выборе материала для возведения перемычек необходимо оценить его динамическую прочность. Экспериментальные исследования показали отличие роста упругих и пластических деформаций при динамическом нагружении материала от такого процесса при статическом нагружении. Он зависит не только от напряжения в материале, но также в значительной степени от скорости и длительности нагружения. Рост несущей способности материала (повышение пределов текучести и прочности) при ударном нагружении объясняется спецификой развития пластических деформаций, интенсивность роста которых зависит от напряжений и от скорости их нарастания.

Для бетона существенным является вид напряженного состояния. Так как прочность бетона не является стабильной и изменяется с его возрастом, в качестве основных характеристик по прочности были выбраны характеристики, соответствующие 28-дневному возрасту бетона. На прочность бетона также существенное влияние оказывает скорость нагружения и время действия нагрузки.

При работе бетона на сжатие отмечено, что с ростом скорости нагружения прочность бетона увеличивается. В таблице 8.1 приведены данные об увеличении статического предела прочности R_m бетона на сжатие в зависимости от скорости приложения и времени действия нагрузки.

Зависимость статического предела прочности R_{st} бетона на сжатие от скорости приложения и времени действия нагрузки

Скорость роста напряжения, МПа/с	Продолжительность нагружения, с	Увеличение предела прочности бетона, %
0,3...1,16	60	7...8
2,6...4,65	9	9

Все сказанное выше о прочности бетона можно отнести и к конструкциям из гипса, так как бетонные и гипсовые конструкции имеют примерно одинаковую физическую природу.

В результате проведенных исследований разработан быстротвердеющий материал, в котором в качестве основного компонента принято гипсовое вяжущее отечественного производства.

В качестве добавки, обеспечивающей стойкость вяжущих в агрессивных шахтных средах, было предусмотрено использование сульфатостойкого пуццоланового портландцемента как наиболее отвечающего данным условиям эксплуатации. Особый интерес вызвало изучение возможности получения на основе гипса быстротвердеющего вяжущего, стойкого в шахтных условиях, путем введения в гипс молотого доменного гранулированного шлака, активизированного небольшим количеством низкоалюминатного цемента, без добавки других гидравлических компонентов.

Выбор марки гипса для быстротвердеющего материала осуществляли на основе прочностных свойств гипсовых отливок (через 1,5 ч после затворения), полученных из гипсового теста нормальной густоты. Для дальнейшей работы был принят гипс, прочность отливок которого через 1,5 ч после затворения при испытании на сжатие больше 10 МПа, а на изгиб 3 МПа.

Для изготовления гипсового теста применяли водопроводную питьевую воду. Гипсовые смеси затворяли вручную. Количество воды принимали из расчета получения гипсового теста нормальной густоты. Консистенцию гипсового теста проверяли при помощи стандартного вискозиметра Суттарда. Из

гипсового теста нормальной плотности изготавливали кубы размером $7,07 \times 7,07 \times 7,07$ см для испытания на сжатие и балочки $4 \times 4 \times 16$ см для испытания на изгиб.

Высушенные до постоянной массы после затворения образцы формировали через 1 ч после заливки и испытывали через 1,5; 24 ч и 7 сут. Испытание образцов на сжатие проводили на гидропрессах.

Одновременному испытанию подвергли три образца. Предел прочности образца гипса при сжатии $G_{сж}$, МПа, вычисляли по формуле

$$G_{сж} = P / S_{об}, \quad (8.3)$$

где P – разрушающая нагрузка, Н;

$S_{об}$ – площадь рабочей поверхности образца, m^2 .

Предел прочности при сжатии вычисляли как среднее арифметическое из двух наибольших результатов. Предел прочности на изгибе вычисляли также как среднее арифметическое значение из двух наибольших результатов испытания трех образцов.

Для повышения стойкости гипса в агрессивных шахтных водах было предусмотрено опробование сульфатостойкого пуццоланового портландцемента, доменного гранулированного шлака и сульфатостойкого портландцемента.

Выбор цемента и шлака определял их химический и минералогический состав и, главным образом, массовая доля трехкальциевого алюмината, играющего большую роль при взаимодействии гипса с цементом. Для указанных целей пригодны цементы с массовой долей трехкальциевого алюмината не более 5 % и доменные шлаки.

Массовая доля в цементе трехкальциевого алюмината рассчитана на основании результатов химического анализа по формуле

$$3CaO \cdot Al_2O_3 = 2,65(Al_2O_3 - 0,64Fe_2O_3). \quad (8.4)$$

Модули основности Mo и активности Ma доменного шлака рассчитывали в процентах по формулам

$$Mo = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}; \quad (8.5)$$

$$Ma = \frac{Al_2O_3}{SiO_2}. \quad (8.6)$$

Замедлители схватывания гипса выбирали в два этапа. На первом этапе был опробован ряд добавок, известных в промышленности. Замедлители вводили в воду затворения. Сроки схватывания гипса с замедлителем определяли при помощи прибора Вика. Замедлители, обеспечивающие увеличение сроков начала схватывания гипса от 15 до 20 мин, были приняты для дальнейших испытаний. На втором этапе изучали влияние выбранных замедлителей на прочность гипсовых отливок через 1,5 ч после затворения. Для этой цели из гипсового теста нормальной плотности с введенным замедлителем изготавливали образцы-балочки размерами 4×4×16 см для испытания на изгиб и сжатие. Замедлители схватывания в этом случае вводили в гипс в виде тонкоизмельченного порошка.

Предел прочности отливки при изгибе вычисляли как среднее арифметическое значение из двух наибольших результатов испытаний трех образцов. Предел прочности при сжатии вычисляли как среднее арифметическое значение четырех образцов, получивших наибольшие результаты из шести испытанных образцов. По итогам работы сделаны следующие выводы:

- для получения быстротвердеющего материала, отвечающего технологическим требованиям, пригоден высокопрочный гипс;
- в качестве замедлителей схватывания могут быть использованы концентраты сульфитно-спиртовой барды (ССБ), костный клей, клееизвестковый замедлитель, бура, порошки на основе омыленных жирных ее кислот, тринатрий фосфат чистый и в смеси с кремнийорганическими добавками;

- для повышения водостойкости и стойкости гипса в шахтных условиях целесообразно использовать доменные шлаки и сульфатостойкие пуццолановые портландцементы, выпускаемые отечественной промышленностью;

- лабораторные образцы быстротвердеющих материалов, состоящие из гипса в пределах от 80 до 70 % , молотого доменного шлака от 17 до 24 % , цемента от 3 до 6 % или из гипса от 80 до 70 % , пуццоланового цемента от 20 до 30 % , после шестимесячных испытаний в воде и в шахтных условиях имеют предел прочности при сжатии более 20 МПа, а при изгибе – от 5,4 до 7 МПа;

- лабораторными исследованиями установлено, что быстротвердеющий материал может быть получен по относительно простой технологии путем тщательного смешения исходных компонентов в рекомендуемых пропорциях;

- испытание быстротвердеющего материала на экспериментальном оборудовании в процессе возведения нескольких перемычек показало удовлетворительные технологические свойства и целесообразность использования материала на основе гипса для дальнейших исследований.

На основании изучения свойств отечественных и зарубежных материалов, применяемых для возведения перемычек, а также в результате проведения исследовательских работ установлено, что наилучшим образом удовлетворяет требованиям пластифицированный гипс, т.е. гипс с добавкой пластификатора для улучшения перекачиваемости раствора по трубопроводам.

Пластифицированный гипс представляет собой порошок, получаемый при механическом смешивании высокопрочного или строительного гипса с пластификатором.

Пластифицированный гипс обладает ценными свойствами: быстро твердеет и приобретает за короткий промежуток времени достаточно высокую прочность, обладает хорошей пластичностью, достаточной огнестойкостью и малой теплопроводностью. Пластифицированный гипс легко смачивается и смешивается с водой, образуя растворную смесь, затвердевающую в камневидное состояние. Через 1,5 ч после затворения прочность на сжатие при одноосном статическом нагружении равна:

- для материалов на основе высокопрочного гипса – не менее 9 МПа;
- для материалов на основе строительного гипса – не менее 3 МПа.

Высокопрочная гипсовая смесь при массовой доле 1 % сульфитно-дрожжевой бражки приготавливалась с водовязущим отношением в интервале от 0,35 до 0,40. Гипсовая смесь из строительного гипса при массовой доле 0,5 % сульфитно-дрожжевой бражки приготавливалась с водовязущим отношением в интервале от 0,45 до 0,48. Гипсовая смесь имеет следующие характеристики.

Плотность растворной смеси, кг/м³:

- из высокопрочного гипса 1700...1800
- из строительного гипса 1580...1650

Время схватывания, с:

для гипсовой смеси из высокопрочного гипса при массовой доле сульфитно-дрожжевой бражки 1 %

- начало 780...900
- конец 900...1020

для гипсовой смеси из высокопрочного гипса при массовой доле сульфитно-дрожжевой бражки 1,5 %

- начало 900...1140
- конец 1020...1260

для гипсовой смеси из строительного гипса при массовой доле сульфитно-дрожжевой бражки 0,5 %

- начало 720...900
- конец 840...1020

Предел прочности затвердевшей гипсовой смеси при сжатии через 1,5 ч после затворения, кг/м²:

- для гипсовой смеси из высокопрочного гипса при массовой доле сульфитно-дрожжевой бражки 1 % 60...96
- для гипсовой смеси из высокопрочного гипса при массовой доле сульфитно-дрожжевой бражки 1,5 % 60...95

- для гипсовой смеси из строительного гипса при массовой доле сульфитно-дрожжевой бражки 0,5 % 28...35

В процессе дальнейшей работы изучены технологические и физико-механические свойства пластифицированного гипса при возведении взрывоустойчивых перемычек. Исследования технологических и физико-механических свойств пластифицированного гипса осуществлялось при возведении взрывоустойчивых перемычек в процессе проведения полигонных и шахтных испытаний опытных партий материалов, изготовленных на экспериментальной установке НИИГД «Респиратор» (таблица 8.2).

Таблица 8.2

Физико-механические свойства пластифицированных гипсовых растворов

Наименование и количество изготовленного материала	Водовязущее отношение	Подвижность, м	Сроки схватывания, с		Предел прочности через 1,5 ч после затворения, $\sigma_{сж} \cdot 10^{-4}$, кг/м ²	
			начало	конец	при изгибе	при сжатии
Пластифицированный высокопрочный гипс (с 1% ССБ) 40 т	0,35	0,22	677	778	41	90
Пластифицированный высокопрочный гипс (с 1,5% ССБ) 30 т	0,35	0,25	1042	1184	37	84
Пластифицированный строительный гипс (с 0,5% ССБ) 30 т	0,44	0,19	788	973	19	35

Подвижность растворных смесей определяли при выходе из рукава по цилиндру Суттарда:

- для высокопрочного гипса – от 0,26 до 0,30 м;
- для строительного гипса – от 0,2 до 0,28 м.

Применяемый гипсовый раствор обладал достаточной подвижностью и, попадая в пространство за крепью, хорошо тампонирует пустоты.

В процессе промышленных испытаний сооружений, возведенных из пластифицированного гипса, изучали влияние шахтных условий на свойства гипса при длительной эксплуатации возведенных изолирующих сооружений.

На протяжении 18 месяцев наблюдали за состоянием возведенных перемычек и куполов. В результате установлено, что изолирующие сооружения в силу хорошей адгезии гипса к породе, углю, дереву и другим материалам, а также в силу того, что гипс является расширяющим вяжущим, надёжно герметизирует горные выработки.

В результате обследования установлено, что возведенные сооружения находятся в удовлетворительном состоянии, не имеют трещин, усадок, отслоений от боковых пород и полностью отвечают своему назначению.

На полигоне испытан пластифицированный гипс при возведении взрывоустойчивых перемычек, а также испытана взрывоустойчивость возведенных перемычек.

В полигонных условиях испытаны пластифицированный высокопрочный гипс с массовой долей 1,5 % порошкообразного концентрата ССБ и пластифицированный строительный гипс с массовой долей 0,5 % ССБ.

При испытаниях определяли следующие параметры:

- слёживаемость материала при транспортировании и состоянии упаковки;
- водовяжущее отношение растворяемых смесей;
- подвижность растворяемых смесей;
- плотность подвижных смесей;
- предел прочности при сжатии образцов, изготовленных из растворяемых смесей.

При изготовлении растворяемых смесей количество воды контролировали расходомером. Расход гипса – по количеству поданных в машину мешков в единицу времени. Отношение воды к гипсу составляло для высокопрочного гипса от 0,35 до 0,40, а для строительного гипса – от 0,45 до 0,49. Подвижность растворяемых смесей определяли с помощью вискозиметра Суттарда. Подвижность

растворных смесей из высокопрочного гипса – от 0,04 до 0,30 м, а из пластифицированного строительного гипса – от 0,06 до 0,30 м.

Плотность растворной смеси определяли при помощи мерного цилиндра и весов. При этом плотность растворных смесей, изготовленных из высокопрочного гипса, находилась в пределах 1680...1750 кг/м³, а из строительного гипса 1580...1650 кг/м³. Для определения прочностных показателей материала перемычек из растворных смесей, поступавших по пожарному рукаву в перемычку, изготавливали образцы-кубы размерами 7,07×7,07×7,07 см, которые испытывали на сжатие. В процессе испытаний в опытной штольне с площадью сечения 4,0 м² было возведено три перемычки толщиной 1,5; 1,0; 0,75 м.

Из приведенных данных (таблица 8.3) видно, что перемычки, возведенные из пластифицированного гипса опытной партии, устойчивы к взрыву метановоздушной смеси и обеспечивают надёжную изоляцию пожарных участков. Таким образом, проведенные полигонные и шахтные испытания пластифицированного гипса показали, что материал обладает хорошими технологическими свойствами и пригоден для дистанционного возведения взрывоустойчивых и изоляционных сооружений. Возведенные из пластифицированного гипса перемычки в процессе эксплуатации не имеют трещин, усадок, отслоений от боковых пород и отвечают своему назначению.

По результатам исследований разработаны рекомендации по локализации пожаров гипсовыми вяжущими веществами, в которых указаны требования к материалу – гипсовому вяжущему. Материалы научных изысканий использованы также при разработке нормативных документов [61, 224].

Согласно требованиям существующей нормативной документации взрывоустойчивые перемычки должны возводиться из пластифицированных гипсовых или гипсошлакоцементных вяжущих марок от Г-5 до Г-25.

Локализацию очага пожара в обрушенном горном массиве и заполнение пустот пространства за крепью целесообразно осуществлять гипсовым вяжущим марок Г-5, Г-6 (таблицы 8.4, 8.5, 8.6).

Таблица 8.3

Физико-механические свойства материала перемычек и устойчивость их при нагружении детонационной волной (взрыв метановоздушной смеси)

Материал перемычки	Толщина перемычки, м	Сечение выработки, м ²	Густота растворной смеси по Сутгарду, м	Плотность растворной смеси, кг/м ³	Предел прочности при сжатии $\sigma_{сж} \cdot 10^{-4}$, кг/м ² , после изготовления образцов через				Устойчивость перемычки к взрыву
					1,5 ч	5,5 ч	21 ч	52 ч	
Пластифицированный высокопрочный гипс	1,50	4,0	0,295	1700	68	69	–	–	Выдержала
То же	1,0	4,0	0,260	1740	90	–	89	–	«
«	0,55	4,0	0,260	1740	90	–	–	–	«
Пластифицированный строительный гипс	0,75	4,0	0,280	1610	30	–	–	31	Выдержала, но наблюдалось смещение на 0,005...0,01 м

Таблица 8.4

Марки гипсовых вяжущих, допускаемых к применению в шахтах

Марки вяжущего	Предел прочности образцов-балочек размерами 0,04×0,04×0,16 м в возрасте 2 ч, не менее	
	при сжатии, МПа	при изгибе, МПа
Г–5	5	2,5
Г–6	6	3,0
Г–7	7	3,5
Г–8	8	3,85
Г–9	9	4,2
Г–10	10	4,5
Г–13	13	5,5
Г–16	16	6,0
Г–19	19	6,5
Г–22	22	7,0
Г–25	25	8,0

Таблица 8.5

Вид гипсовых вяжущих в зависимости от сроков схватывания

Вид вяжущего	Индекс сроков схватывания	Сроки схватывания, мин	
		начало, не ранее	конец, не позднее
Быстрохватывающее	А	2	15
Нормальносхватывающее	Б	6	30

Таблица 8.6

Виды вяжущего в зависимости от степени помола

Вид вяжущего	Индекс степени помола	Максимальный остаток на сите с размерами ячеек в свету 0,2 мм, %, не более
Среднего помола	2	14
Тонкого помола	3	2

Был проведен ряд исследований конструкций и технологии возведения взрывоустойчивых сооружений с определением физико-механических свойств гидравлических вяжущих для безопалубочных перемычек.

Особые требования предъявляли к материалу. Материал должен быть технологичным, то есть легко смешиваться с водой, иметь хорошую перекачиваемость для дистанционного возведения перемычек, высокую прочность и водостойкость. Кроме того, в состав материала должен входить инертный наполнитель, снижающий температуру тела перемычки в период гидратации вяжущего, усадку и стоимость материала. При возведении безопалубочной перемычки материал должен быстро схватываться и твердеть, обеспечивая требуемую форму сооружения без применения ограждающих устройств. Этим требованиям в наибольшей мере отвечают смеси на основе цемента. Поэтому в процессе выполнения работы были исследованы следующие материалы на основе портландцемента и шлакопортландцемента, а также гипсового вяжущего: 70 % портландцемента марки 500 и 30 % мела марки ММ2; 70 % портландцемента и 30 % золы-уноса; 50 % портландцемента и 50 % золы-уноса; 70 % шлакопортландцемента и 30 % золы-уноса; 61,4 % портландцемента,

26,3 % золы-уноса и 12,3 % извести; 65,4 % портландцемента, 28 % золы-уноса и 6,6 % извести. Составы указывались с водотвердыми отношениями в интервале 0,40...0,50 с добавками суперпластификатора 10 – 03 от 0,4 до 1,0 % к массе цемента и ускорителя схватывания – жидкого стекла от 3 до 5 % по отношению к твердой массе. В качестве ускорителя схватывания применяли натриевое жидкое стекло (Na_2SiO_3) с модулем (отношением $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$), равным 2,4, и плотностью 1430 кг/м³. Модуль жидкого стекла определяли методом нейтрализации. Смеси готовили путем смешивания отдозированных исходных компонентов. Перемешивали в течение 1 ч. Растворы смесей приготавливали вручную. При заливке формы-балочек [86] раствором из смеси портландцемента 70 % и мела 30 % с добавкой жидкого стекла использовали смеситель с центральным вводом добавки ускорителя схватывания. Приготовленный раствор из емкости к стволу смесителя подавали по шлангу диаметром 0,02 м насосом НШ-10, а ускоритель схватывания – насосом-дозатором НД400/16. Образцы материалов исследовали на прочность через 1, 3, 7 и 28 сут.

Было отмечено, что смеси портландцемента и шлакопортландцемента с золой-уноса и добавкой жидкого стекла имеют низкую суточную прочность, не превышающую 0,56 МПа при водотвердом отношении 0,45, а смесь портландцемента, извести и золы-уноса не превышает 1,7 МПа. В то же время смесь состава портландцемента 70 % и мела 30 % с тем же водотвердым отношением и добавкой 5 % ускорителя схватывания имеет суточную прочность на сжатие 2,37 МПа.

При перекачивании растворной смеси на расстояние до 200 м, водотвердое отношение раствора может находиться в интервале значений от 0,30 до 0,35. Для определения возможности сооружения безопалубочных перемычек из смесей портландцемента с мелом при водотвердом отношении 0,40 эти растворы подвергались испытанию на определение изменения во времени пластической прочности раствора после введения в него 5 % жидкого стекла. Пластическую прочность определяли по формуле

$$P_m = \frac{1}{\pi} \cos^2 \frac{\alpha_c}{2} \operatorname{ctg} \frac{\alpha_c}{2} \frac{f_k}{h_m^2}, \quad (8.7)$$

где P_m – пластическая прочность, 10^{-4} МПа;

α_c – угол осевого сечения конуса, ...°;

f_k – вес конуса, Н;

h_m – глубина погружения конуса, см.

Следует отметить, что выбранный материал для возведения безопалубочных взрывоустойчивых перемычек – достаточно водостойкий. При испытаниях образцов в 2-месячном возрасте получен коэффициент водостойкости 0,85.

Было проведено определение физико-механических свойств гипсового вяжущего из фосфогипса. Прочность гипсового вяжущего из фосфогипса определяли в соответствии с действующим стандартом [86]. Условную вязкость определяли на консисометре КЦ-5, а плотность затвердевшего раствора – взвешиванием. Кроме того, определяли плотность жидких растворов (таблица 8.7).

Таблица 8.7

Значения плотности жидких растворов гипсового вяжущего
из фосфогипса при различных приведенных водовяжущих отношениях

Приведенное водовяжущее отношение	Водовяжущее отношение	Плотность, кг/м ³	Среднеквадратическое отклонение, кг/м ³
1,0	0,31	1910	18
1,1	0,34	1880	16
1,2	0,37	1830	16
1,3	0,40	1790	9
1,4	0,43	1770	11
1,5	0,47	1720	11

Гипсовое вяжущее из фосфогипса в возрасте 2 ч имеет достаточно высокую прочность, соответствующую маркам Г-19. По значениям условной вязкости при заданном водовяжущем отношении для различных партий наблюдается значительный разброс, что не позволяет без предварительного

перекачивания определять дальность подачи растворов из фосфогипса, как это принято для обычного гипсового вяжущего. Водовязущее отношение, обеспечивающее оптимальный уровень жидкой фазы в межопалубочном пространстве возводимого сооружения, находили с помощью прибора для определения пластической вязкости.

Проведенные исследования прочностных и реологических свойств различных составов вяжущих с добавками (пластификаторами и ускорителями схватывания и твердения) позволили выбрать материал с требуемыми свойствами для дистанционного безопалубочного возведения взрывоустойчивой перемычки. Этот материал состоит из сухой двухкомпонентной смеси состава 70 % портландцемента марки 500 и 30 % карбонатной облегчающей добавки – мел ММ2.

В качестве пластифицирующей добавки, улучшающей реологические свойства материала, принят суперпластификатор 10–03, определено его оптимальное количество (0,6 % на сухое вяжущее), что позволяет транспортировать растворную смесь на расстояние свыше 150 м.

Для ускорения схватывания и твердения используют натриевое жидкое стекло марки А, 5 % на сухую смесь которого вводят в растворную смесь на выходе из ствола-смесителя, что вызывает практически мгновенное схватывание раствора и быстрый рост его пластической прочности. Это позволяет возводить сооружение без ограждающей опалубки. Прочность материала в моноблоке перемычки в возрасте 28 сут 18,0 МПа. Теоретически определена критическая высота уровня возводимой перемычки из материала, находящегося в начальный момент в пластической стадии, что позволяет оценить устойчивость возводимого сооружения в процессе его возведения.

Это направление в изучении материала следует продолжить. К настоящему времени проведено исследование и выбор материалов для безопалубочной технологии возведения водовзрывоустойчивых перемычек. Определено, что из быстрохватывающихся смесей для дистанционной безопалубочной технологии возведения водовзрывоустойчивых перемычек наиболее приемлемыми являются бетоны на основе портландцемента с

добавками жидкого стекла как ускорителя схватывания. Проведенными ранее НИИГД «Респиратор» исследованиями по определению пластической прочности бетонных смесей на основе портландцемента марки 500 с добавками от 30 до 50 % мела установлено, что эти смеси при водотвердых отношениях от 0,35 до 0,45 быстро схватываются и твердеют при введении в них жидкого натриевого стекла. При этом прочность затвердевшего бетона после 24 ч твердения была не менее 3,0 МПа. Установлено также, что добавка 0,6 % суперпластификатора существенно повышает перекачиваемость и прочность исследуемых бетонных смесей.

В данной работе проведено дальнейшее изучение физико-механических свойств бетонных смесей состава: 70 % портландцемента и 30 % мела с добавками различной массовой доли жидкого стекла (от 2 до 8 %) и различных суперпластификаторов (10–03 и «Дофена»), с целью определения оптимальных параметров, обеспечивающих технологию дистанционного безопалубочного возведения водовзрывоустойчивых перемычек. С этой целью проводились исследования бетонных смесей на основе портландцемента с добавками от 30 до 50 % золы-уноса ТЭЦ, а также активатора твердения извести от 5 до 12 % (таблица 8.8).

При этом также исследовали влияние температуры компонентов смеси на прочность затвердевшего бетона и определяли время допустимого перерыва при укладке быстротвердеющей бетонной смеси в возводимую перемычку.

Бетонные смеси приготавливали на основе портландцемента марки 500. В качестве инертных заполнителей применяли молотый мел марки ММ2 и золу-уноса. Использовали суперпластификаторы 10–03 и «Дофен». В качестве ускорителей схватывания применяли хлористый кальций, хлоралюмо-кальций, натриевое жидкое стекло.

Исследования пластической прочности и прочности на одноосное сжатие проводили при температуре окружающей среды и исходных компонентов 18...20 °С. Измеряли пластическую прочность на коническом пластометре с

углом осевого сечения конуса 30° . Значения пластической прочности определяли через глубину погружения конуса.

Таблица 8.8

Физико-механические характеристики бетонных смесей (цементно-золяно-известковых) при водотвердом отношении 0,40

Состав смеси, %			Кол-во суперпластификатора («Дофен»), %	Ускоритель схватывания и твердения (жидкое стекло), %	Пластическая прочность, Па								Прочность на одноосное сжатие (через 1 сут), МПа
Портландцемент марки 500	Зола-уноса	Известь			Время, мин								
					0	5	10	15	20	25	30	35	
50	44	6	0,7	5	–	0,003	0,006	0,009	0,010	0,012	0,013	0,013	2,2
50	38	12	0,7	5	–	0,002	0,005	0,009	0,010	0,010	0,012	0,013	4,5
50	38	12	–	5	–	0,002	0,005	0,009	0,010	0,010	0,012	0,013	3,1
60	30	10	–	5	–	–	–	–	–	–	–	–	3,2
60	30	10	–	5	–	–	–	–	–	–	–	–	5,0

Прочность бетонных смесей на одноосное сжатие определяли через 1, 3, 7 и 28 сут на образцах-балочках размером $40 \times 40 \times 160$ мм.

Исследования прочности на одноосное сжатие проводили с различной массовой долей пластификатора и ускорителя схватывания. Введение суперпластификатора в бетонные смеси позволяет снизить их водотвердое отношение при сохранении хорошей подвижности смесей, обеспечивающей перекачивание их на значительные расстояния. Добавка в пластифицированные бетонные смеси исследуемых составов натриевого жидкого стекла вызывает их быстрое схватывание и твердение в начальный период.

Наиболее эффективное воздействие жидкое стекло оказывает на бетонные смеси, состоящие из 70 % портландцемента и 30 % мела или 70 % портландцемента и 30 % золы-уноса.

Исследовали влияние температуры на прочностные свойства бетонных смесей. В качестве эталонных условий выдерживания бетона обычно принимают температуру $(20 \pm 2)^\circ\text{C}$ и относительную влажность более 90 %. Темп твердения бетона при низких положительных температурах ($5 \dots 8^\circ\text{C}$) снижается в два или три раза, но продолжает оставаться достаточно энергичным и может в подавляющем большинстве случаев удовлетворять требованиям практики, особенно в массивных сооружениях, где происходит прогревание бетона за счет гидратации цемента.

При твердении бетона в условиях повышенных температур отмечается энергичная гидратация в первый период после затворения. Она становится заметной уже при температурах $30 \dots 40^\circ\text{C}$. При проведении исследования влияния температуры на твердение бетонных смесей определялся нижний предел температур, существенно влияющих на значение прочности твердеющих бетонных смесей через 1 сут. Анализ полученных результатов показывает, что при температурах $12 \dots 16^\circ\text{C}$ смеси, содержащие золу-уноса, имеют суточную прочность в полтора и два раза ниже прочности контрольных образцов, выдерживаемых при нормальных условиях. Слабо подвержены влиянию в этом диапазоне температур бетонные смеси, содержащие мел.

В шахтных условиях, где температура воздуха и воды выше нормальной, рост прочности моноблока происходит более интенсивно. При температурах ниже нормальных требуемая прочность будет обеспечена за счет теплоты, выделяемой при гидратации цемента. Это было подтверждено опытом возведения перемычки на полигоне при температуре окружающей среды плюс 7°C , с последующим понижением температуры до 0°C .

Из результатов этой работы следует:

- цементно-меловая смесь должна готовиться из двух компонентов: портландцемента и мела марки ММ1 или ММ2 [241]. Цементно-золевая смесь должна готовиться из портландцемента [85] и золы-уноса;

- цементно-меловая и цементно-золевая смеси с добавкой 0,6 % суперпластификатора 10–03 и 5 % ускорителя схватывания (натриевого жидкого стекла) должны иметь прочность через 1 сут не менее 3,5 МПа, а через 28 сут не менее 16,0 МПа;

- дальнейшие исследования в данном направлении необходимо проводить с более углубленным изучением технологических параметров бетонных смесей.

Исходя из вышеизложенного можно сказать следующее:

- проведенные исследования позволили обосновать свойства материалов для возведения взрывоустойчивых перемычек дистанционным методом;

- на основании изучения свойств отечественных и зарубежных материалов, применяемых для возведения перемычек, а также в результате исследовательских работ, установлено, что наилучшим образом удовлетворяет требованиям пластифицированный гипс, т.е. гипс с добавкой пластификатора для улучшения перекачиваемости раствора по трубопроводам.

8.3. Технические средства возведения взрывоустойчивых перемычек

Разработка технических требований и технических средств для дистанционного возведения монолитных перемычек ведут в НИИГД «Респиратор» на протяжении многих лет, начиная с 80-х годов XX в.

В результате проведенных экспериментальных исследований физико-механических свойств гипсовых вяжущих, режимов приготовления и перекачивания гипсового раствора, конструкций агрегатов и устройств, анализа существующих способов и средств изоляции подземных пожаров разработаны технические требования к оборудованию для дистанционного возведения монолитных перемычек.

Основным механизмом такого оборудования [27] является смесительно-нагнетательная установка (рисунок 8.10), которая состоит из приемного устройства, растворосмесителя, винтового насоса, нагнетательного патрубка, электродвигателя и рамы.

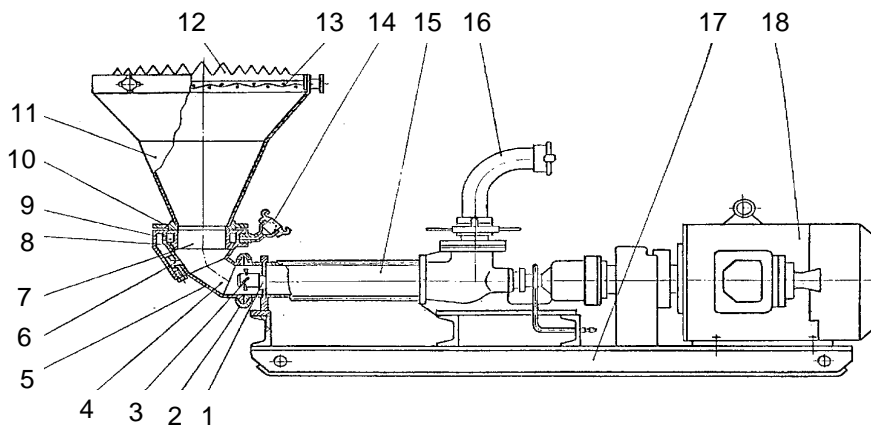


Рисунок 8.10. Принципиальная схема смесительно-нагнетательной установки для гидромеханического возведения взрывоустойчивых перегородок:

1 – вал винтового насоса; 2, 10 – клиновые соединения; 3 – лопастный вал; 4 – смесительная камера; 5 – растворосмеситель; 6 – насадка; 7 – загрузочный патрубок; 8 – кольцевой канал; 9 – распределительная камера; 11 – приемное устройство; 12 – нож; 13 – предохранительная сетка; 14 – водоподающий патрубок; 15 – винтовой насос; 16 – нагнетательный патрубок; 17 – рама; 18 – электродвигатель

Приемное устройство оборудовано ножом для вскрывания мешков с гипсом и предохранительной сеткой для разрыхления гипса, защиты смесителя и насоса от попадания посторонних предметов.

Растворосмеситель состоит (см. рисунок 8.10) из смесительной камеры, лопастного вала, соединенного с валом винтового насоса, водоподающего патрубка, распределительной камеры, насадки и загрузочного патрубка. Растворосмеситель соединен с приемным устройством и насосом посредством быстроразъемных клиновых соединений. Одним из важных условий нормальной работы растворосмесителя для быстротвердеющего гипсового вяжущего является исключение отложений в нем раствора. Это достигнуто за счет высоких скоростей движения раствора во время перемешивания и сокращения до минимума времени пребывания раствора в смесителе.

Принцип действия смесительно-нагнетательной установки заключается в следующем. Через патрубок 14 в растворосмеситель подают воду и включают электродвигатель. Вода из водораспределительной камеры поступает в смесительную камеру через кольцевой канал, обволакивая стенки смесительной камеры, и компактной струей через насадку. Из смесительной камеры вода засасывается насосом и выдается через нагнетательный патрубок. Нож вскрывает мешки и гипс, разрыхляясь на сетке, поступает в приемное устройство и в смесительную камеру, где смешивается лопастным валом с водой, далее в виде раствора попадает в насос и через патрубок нагнетается в рукавную линию.

Лопастный вал смесителя расположен на конце винта насоса и вместе с ним осуществляет планетарное движение. Поэтому смешивается гипс с водой не только за счет вращения лопастей вокруг оси вала, но и непосредственно валом за счет вращения его вокруг оси обоймы.

Исследована работа растворосмесителей нескольких конструкций: с подводом воды в смесительную камеру по касательной, что создавало вращающийся поток воды по стенкам камеры смешивания, с подводом компактной струи воды по горизонтальной оси камеры смешивания, изменялось соотношение подачи воды по кольцевому и центральному соплам.

В результате проведенных экспериментов установлено, что лучший вариант – это смеситель с подачей воды нисходящим кольцевым потоком и компактной струей в торец лопастного вала. Качество работы смесителя оценивалось сравнением прочности образцов материала, изготовленных на испытуемом смесителе при одном и том же водовяжущем отношении, а также по образованию отложений затвердевшего гипса в смесительной камере при работе его в длительном непрерывном режиме. Исследования этого растворосмесителя показали, что он обеспечивает удовлетворительное качество смешивания, безотказен в работе, а совмещение его с растворонасосом позволило уменьшить габариты и массу установки.

Важным фактором обеспечения нормального режима работы растворосмесительной установки и перекачивания гипсового раствора является непрерывное дозирование подачи гипса и воды в смеситель. Было принято решение осуществить дозирование гипса непосредственно приемным устройством смесительно-нагнетательной установки. Для этого разработаны и изготовлены приемные устройства из различных сталей и покрытий, а также с различными углами наклона стенок бункера.

В результате поиска разработано приемное устройство (см. рисунок 8.10), удовлетворяющее требуемой точности дозирования вяжущего. Отклонения в подаче гипса в смеситель составляли $\pm 10\%$. Контроль точности дозирования гипса приемным устройством осуществлялся во время работы смесительно-нагнетательной установки посредством непрерывного измерения плотности раствора при постоянной подаче воды в смеситель.

Приемное устройство обеспечивает постоянную подачу за счет равномерной загрузки бункера вяжущим и поддержания его на уровне предохранительной сетки, вибрации бункера, создающей высокую текучесть и хорошее скольжение материала по стенкам, а также за счет формы бункера, предотвращающей сводообразование. Вибрация приемного устройства достигается в результате планетарного движения винта в обойме растворонасоса.

Ориентировочные параметры смесительно-нагнетательной установки

Производительность по раствору, м ³ /с.....	0,0019...0,0025
Давление нагнетания раствора, МПа	1,0
Вид энергии.....	Электрическая
Рабочее напряжение, В.....	380 или 660
Мощность электродвигателя, кВт.....	15
Масса, кг, не более	600

На основании проведенных исследований были созданы комплекс оборудования «Темп», агрегаты «Монолит» [27] и «Пневмолит», а также разработан нормативный документ, регламентирующий общие технические требования для шахтных взрывоустойчивых изолирующих сооружений [224].

Опыт эксплуатации этого оборудования на протяжении последних 20...30 лет выявил ряд существенных недостатков, для устранения которых НИИГД «Респиратор» разработан комплект оборудования для приготовления и перекачивания растворов ОПР1, который, по сравнению с существующими аналогами, имеет преимущества, заключающиеся в приготовлении более качественных непластифицированных и пластифицированных быстротвердеющих растворов из гипсового вяжущего с требуемыми физико-механическими характеристиками [27, 29, 185].

Как показал проведенный анализ применения смесительно-нагнетательных установок существующего оборудования, их работа наиболее эффективна при приготовлении и перекачивании растворов с рабочими значениями водогипсовых отношений не менее 80,0 %. Наиболее устойчивая работа этого оборудования отмечена при использовании гипсовых вяжущих со значениями стандартных консистенций свыше 60,0 % и сроках начала схватывания от 6 до 10 мин, окончания схватывания – от 12 до 18 мин.

Верхний предел водогипсовых отношенийготавливаемых растворов при возведении взрывоустойчивых перемычек составляет 70,0...80,0 % и определяется такими их значениями для применяемых материалов, при которых прочность затвердевших растворов должна быть не ниже 3,0 МПа. Для изолирующих перемычек прочность затвердевшего в них гипсового раствора может быть не менее 2,0 МПа, а водогипсовые отношения при приготовлении и перекачивании растворов – достигать 80...100 %. Однако при этих водогипсовых отношениях на сооружаемые для перемычек опалубки воздействуют высокие нагрузки из-за увеличения уровня медленно твердеющего гипсового раствора. Это приводит к деформированию элементов опалубки, вытеканию раствора и его большим потерям. При малых значениях

водогипсовых отношений приготавливаемых растворов отмечается неустойчивая работа смесительно-нагнетательных установок, что определяется неэффективной работой смесительных устройств, которые не обеспечивают качественного приготовления растворов при подаче воды в смесительную камеру менее $5,0 \text{ м}^3/\text{ч}$. Особенно ненадежная работа оборудования и трудности в герметизации опалубок для перемычек возникают при применении гипсовых вяжущих с низкими стандартными консистенциями (менее 50 %).

Проведенными испытаниями установлено, что при непрерывной загрузке бункера в смесительную камеру поступает $(10,0 \pm 1,0)$ т/ч сухого материала. При этом в зависимости от количества подаваемой воды в смеситель подача смесительно-нагнетательных установок равна $7,0 \dots 9,0 \text{ м}^3/\text{ч}$. Объем камеры смесителя не превышает $2,5 \text{ дм}^3$, а область, в которой происходит интенсивное смешивание гипса с водой, находится на выходе из смесительной камеры непосредственно у активатора, имеет объем не более $1,0 \text{ дм}^3$. Поэтому при малых расходах воды затворения (от $5,0 \text{ м}^3/\text{ч}$ и ниже) и времени смешивания, не превышающем $0,8 \text{ с}$, не происходит полного и качественного смешивания гипсового вяжущего с водой. В экспериментах по приготовлению и перекачиванию растворов с применением исследуемых смесительно-нагнетательных установок в пробах растворов, отобранных в начале растворопровода, отмечалось наличие сухого, еще не затворенного водой, гипсового вяжущего. При попадании сухого гипсового вяжущего в насос значительно увеличивается трение винта в обойме, что вызывает существенное повышение потребляемой мощности, преждевременный износ насосного агрегата (особенно его обоймы) и может привести к остановке насоса из-за заклинивания винта. Кроме того, не затворенный гипс, пройдя через насос в растворопровод, приводит к быстрому схватыванию раствора в нем, так как частицы сухого гипса становятся центрами кристаллизации, что вызывает закупорку растворопровода даже при его длине не более 40 м и в конечном счете значительно снижает эффективность ведения горноспасательных работ.

На рисунке 8.11 приведены зависимость мощности, потребляемой оборудованием, от водотвердых отношений приготавливаемых и перекачиваемых растворов (затраты мощности даны при давлении нагнетания 1,0 МПа) [29].

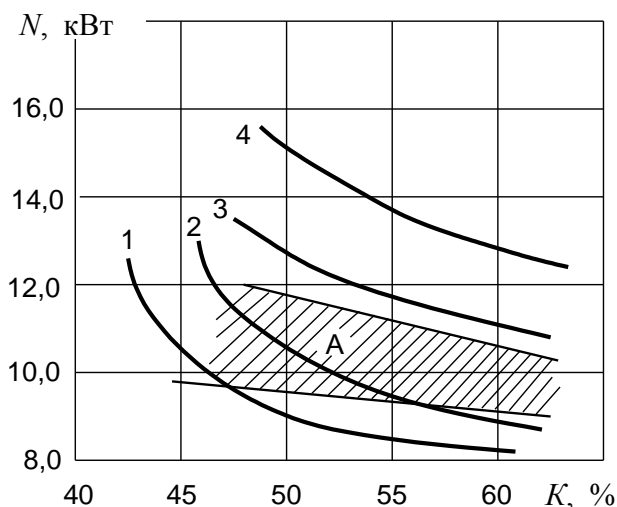


Рисунок 8.11. Зависимость мощности, потребляемой смесительно-нагнетательной установкой, от водотвердых отношений при приготовлении и перекачивании растворов из различных гипсовых вяжущих:

1 – пластифицированное гипсовое вяжущее марки Г-10; 2 – пластифицированное гипсовое вяжущее марки Г-5; 3 – непластифицированное гипсовое вяжущее из фосфогипса марки Г-10; 4 – непластифицированное гипсовое вяжущее марки Г-5; А – область значений потребляемых мощностей при приготовлении и перекачивании растворов с применением разрабатываемого комплекта оборудования

Анализ результатов исследований режимов перекачивания различных растворов (см. рисунок 8.11) показывает, что потери мощности на приготовление и перекачивание растворов связаны с неэффективной работой смесителя и в диапазоне водотвердых отношений от 40,0 до 50,0 % достигают, в зависимости от вида применяемого гипсового вяжущего, от 8,0 до 10,0 кВт. При этом потери мощности оборудования при перекачивании раствора с расходом $10 \text{ м}^3/\text{ч}$ ($0,0028 \text{ м}^3/\text{с}$) и коэффициентом полезного действия 70 % не превышают 4,0 кВт.

Причем так как конструкция смесителя во всех смесительно-нагнетательных установках применяемого оборудования не совершенствовалась, то повышали эксплуатационную надежность в предшествующих сериях

оборудования путем увеличения мощности привода («Темп-2» 13,0 кВт, «Темп-500» 16,0 кВт, «Темп-800 Р» 22,0 кВт). Поэтому из-за отсутствия сухих пластифицированных смесей из гипсового вяжущего применение ранее разработанного оборудования для возведения изолирующих сооружений из гипсовых вяжущих малоэффективно и во вновь разработанном комплекте оборудования снижение его энергоемкостей и повышение качестваготавливаемых растворов удалось получить за счет разработки высокоэффективного смесителя, обеспечивающего подачу в насосный агрегат полностью затворенного гипсового вяжущего водой, в которую вводится жидкая пластифицирующая добавка.

Приготавливаемые с помощью комплекта оборудования быстротвердеющие растворы из гипсовых вяжущих должны подаваться по растворопроводу к месту возведения изолирующего сооружения, растекаться в опалубках, затекать в трещины контактирующих пород за счет образующегося уровня жидкой фазы и затвердевать, обеспечивая требуемую прочность возводимого сооружения [29, 163]. При этом основным технологическим параметром при постоянной подаче сухого гипсового материала является расход воды, идущей на приготовление быстротвердеющих растворов.

На основании анализа физико-механических характеристик гипсовых вяжущих, выпускаемых предприятиями Украины, расход воды при рабочих режимах перекачивания раствора должен обеспечиваться в пределах от 6,0 до 8,5 м³/ч.

Требуемое значение водогипсовых отношений при приготовлении растворов из гипсовых вяжущих должно обеспечиваться путем дозированной подачи сухого материала в смеситель [23, 29]. Для решения этой задачи наиболее целесообразно использовать винтовой питатель, который по сравнению с другими видами питателей (ленточным, пластинчатым, тарельчатым, лопастным и пр.) имеет ряд преимуществ: надежность работы, простота обслуживания, компактность и удобство загрузки и разгрузки, а при малой длине винта обеспечивает и низкое потребление мощности.

Основной параметр винтового питателя – диаметр винта определялся по формуле

$$D_{\text{в}} = \sqrt[3]{G_{\text{ш}} / \xi(n_{\text{в}}\psi\rho_{\text{Г}}C_{\beta})}, \quad (8.8)$$

где $D_{\text{в}}$ – диаметр винта, м;

$G_{\text{ш}}$ – требуемая производительность винтового питателя, кг/с;

ξ – коэффициент, учитывающий отношение шага винта к его диаметру

($\xi = S_{\text{в}}/D_{\text{в}}$, где $S_{\text{в}}$ – шаг винта, м);

$n_{\text{в}}$ – частота вращения винта, 1/с;

ψ – коэффициент заполнения поперечного сечения питателя ($\psi = 0,8$);

$\rho_{\text{Г}}$ – плотность насыпной массы сухого гипсового вяжущего, кг/м³
($\rho_{\text{Г}} = 1000$);

C_{β} – коэффициент, учитывающий угол наклона винта ($C_{\beta} = 1$).

Для горизонтального винтового питателя, имеющего шаг $S_{\text{в}} = D_{\text{в}}$ ($\xi = 1$) при выбранных подаче гипсового вяжущего $G_{\text{ш}} = 2,778$ кг/с (10,0 т/ч) и частоте вращения винта $n_{\text{в}} = 2,5$ 1/с его диаметр согласно формуле (8.8) равен 0,11 м.

Мощность, затрачиваемая на выгрузку гипсового вяжущего из бункера приводом для винтового питателя с горизонтальным расположением винта, определяют по формуле

$$N_{\text{ш}} = k_{\text{п}}v_{\text{ГВ}}(W_1 + W_2 + W_3 + W_4) / \eta_{\text{оп}}, \quad (8.9)$$

где $N_{\text{ш}}$ – мощность, затрачиваемая на выгрузку гипсового вяжущего из бункера, Вт;

$k_{\text{п}}$ – коэффициент перегрузок ($k_{\text{п}} = 4,0$);

$v_{\text{ГВ}}$ – скорость движения гипсового вяжущего в желобе, м/с;

W_1 – сила трения гипсового вяжущего о дно желоба, Н;

W_2 – усилие вдоль винта, эквивалентное моменту трения винта в гипсовом вяжущем, Н;

W_3 – усилие, эквивалентное моменту трения в упорном подшипнике, Н;
 W_4 – усилие, эквивалентное внутреннему трению гипсового вяжущего, Н;
 $\eta_{0П}$ – коэффициент полезного действия привода питателя винтового
 ($\eta_{0П} = 0,7$).

Скорость движения гипсового вяжущего в желобе определялась по формуле

$$v_{ГВ} = n_B S_B, \quad (8.10)$$

где n_B – частота вращения винта, 1/с;

S_B – шаг винта, м.

Для винта с шагом $S_B = D_B = 0,11$ м и $n_B = 2,5$ 1/с скорость гипсового вяжущего в желобе согласно формуле (8.10) равна 0,275 м/с.

Усилие трения гипсового вяжущего о дно желоба определяют по формуле

$$W_1 = g q_{ж} L_{ш} f_g, \quad (8.11)$$

где W_1 – усилие трения гипсового вяжущего о дно желоба, Н;

g – ускорение силы тяжести, м/с² ($g=9,81$ м/с²);

$q_{ж}$ – масса движущегося гипсового вяжущего, приходящаяся на 1 м длины желоба, кг/м;

$L_{ш}$ – длина винта питателя, м;

f_g – коэффициент трения насыпного гипсового вяжущего о дно желоба
 ($f_g = 0,58$).

Усилие вдоль винта определяют по формуле

$$W_2 = W_1 f_{ш} D_B / S_B, \quad (8.12)$$

где W_2 – усилие вдоль винта, Н;

$f_{ш}$ – коэффициент трения гипса о винт ($f_{ш} = f_g = 0,58$).

Усилием, эквивалентным моменту трения в опорном подшипнике, пренебрегаем:

$$W_3 = 0. \quad (8.13)$$

Усилие, эквивалентное внутреннему трению гипса, определяют по формуле

$$W_4 = 6,97\pi q_b L_{ш} f_b D_b / S_b, \quad (8.14)$$

где W_4 – усилие, эквивалентное внутреннему трению гипса, Н;

q_b – масса движущегося гипсового вяжущего, приходящаяся на 1 м длины винта, кг/м;

$L_{ш}$ – длина винта, м;

f_b – коэффициент внутреннего трения гипса ($f_b = 0,82$).

Для винта с шагом $S_b = 0,11$ м, диаметром $D_b = 0,11$ м и длиной $L_{ш} = 0,8$ м при $q = G/V_{гв} = 10,1$ кг/м; $f_{ш} = f_g = 0,58$ и $f_b = 0,82$ по формулам (8.11), (8.12) и (8.14) получим значения искомых усилий $W_1 \approx 50$ Н; $W_2 \approx 130$ Н; $W_4 \approx 200$ Н.

Подставляя значения $v_{гв} = 0,275$ м/с; $W_1 = 50$ Н; $W_2 = 130$ Н; $W_3 = 0$; $W_4 = 200$ Н и $\eta_{оп} = 0,7$ в формулу (8.9), получим $N_{ш} \approx 600$ Вт.

Найденные параметры винтового питателя обеспечивают требуемую производительность винтового питателя и позволили выбрать необходимые параметры его привода.

Для приготовления качественных растворов из непластифицированных гипсовых вяжущих материалов разработан смеситель роторного типа. Выбранная конструкция смесителя позволяет за счет регулирования частоты вращения вала, формы лопаток смесительного органа и длины смесительного участка получать растворы с требуемыми параметрами. Учитывая способность приготавливаемых растворов к быстрому схватыванию и во избежание отложений твердеющего раствора на стенках смесительной камеры, вал роторного смесителя выполнили в виде винта, что обеспечивает полную выгрузку из нее

готового раствора. Для интенсификации процесса смешивания гипсового вяжущего с водой на винте смесителя вдоль его образующей закреплены переборки. Вода в смеситель подается от пульта гидравлического через диафрагму, что позволяет при заданной длине соединительного рукава дозировать по показаниям манометра подаваемый расход воды.

Мощность привода смесителя определяют по формуле

$$N_c = k_n \omega_0 g G_p L_{ш} / \eta_{0c}, \quad (8.15)$$

где N_c – мощность привода смесителя, Вт;

k_n – коэффициент перегрузок ($k_n = 4,0$);

ω_0 – коэффициент сопротивления при выгрузке ($\omega_0 = 4,0$);

g – ускорение силы тяжести, м/с^2 ($g = 9,81 \text{ м/с}^2$);

G_p – производительность смесителя по раствору, кг/с ($G_p = Q_p \rho_p$,

где Q_p – производительность комплекта оборудования по раствору

($Q_p = 10 \text{ м}^3/\text{ч}$); ρ_p – плотность раствора ($\rho_p = 1600 \text{ кг/м}^3$);

$L_{ш}$ – длина шнека смесителя, м;

η_{0c} – коэффициент полезного действия привода смесителя ($\eta_{0c} = 0,7$).

При производительности смесителя по раствору $G_p = 4,45 \text{ кг/с}$, длине винта смесителя $L_{ш} = 0,5 \text{ м}$ и $\eta_{0c} = 0,7$ согласно формуле (8.15) получим расчетное значение мощности для привода смесителя $N_c \approx 500 \text{ Вт}$.

Полученные параметры смесителя непрерывного действия обеспечивают требуемую производительность и позволяют выбрать необходимые параметры его привода.

Суммарная мощность привода, необходимая для обеспечения дозировки и выгрузки сухого гипсового вяжущего из бункера в смеситель, приготовления и подачи раствора в насосный агрегат равна

$$N_0 = N_{ш} + N_c = 1100 \text{ Вт}, \quad (8.16)$$

где N_0 – суммарная мощность привода смесительного агрегата, Вт.

Таким образом, суммарная мощность привода для разрабатываемого смесителя с винтовым питателем не превышает 1100 Вт (1,1 кВт).

Основным элементом сужающего устройства, установленного в трубопроводе гидравлического пульта, является диафрагма. До и после диафрагмы в трубопроводе должны быть патрубки постоянного сечения. Длина патрубка до диафрагмы должна быть не менее шести его диаметров, а после диафрагмы – не менее трех его диаметров. Объемный расход воды через диафрагму сужающего устройства определяли по формуле

$$Q_0 = 3,998 \cdot 10^3 \alpha d^2 \sqrt{\frac{\Delta P_{\text{диф}}}{\rho_{\text{в}}}}, \quad (8.17)$$

где Q_0 – объемный расход воды через диафрагму, м³/ч;

α – коэффициент расхода;

d – диаметр диафрагмы, м;

$\Delta P_{\text{диф}}$ – разность давлений перед и за диафрагмой, Па;

$\rho_{\text{в}}$ – плотность воды, кг/м³ ($\rho_{\text{в}} = 1000$ кг/м³).

Для разработанного сужающего устройства с внутренним диаметром трубопровода $D = 0,040$ м и диаметром диафрагмы $d = 0,014$ м расчетный коэффициент расхода равен 0,621. Тогда рассчитанным по формуле (8.17) расходам воды для диапазона $(1,67 \dots 2,36) \cdot 10^{-3}$ м³/с будут соответствовать разности давлений, измеренных на сужающем устройстве по дифманометру (таблица 8.9).

Таблица 8.9

Взаимосвязь между расходом воды и давлением

$Q_0 \cdot 10^3, \text{ м}^3/\text{с}$	1,67	1,72	1,81	1,86	2,00	2,11	2,22	2,28	2,33	2,36
$\Delta P_{\text{диф}}, \text{ МПа}$	0,11	0,12	0,13	0,14	0,16	0,18	0,20	0,22	0,24	0,25

Исходя из результатов экспериментальных исследований, проведенных для определения сроков начала схватывания растворов, которые приготовлены из гипсового вяжущего при вводе в них различных пластифицирующих

добавок, определены оптимальные их значения (1,5...2,5 % в расчете к количеству воды, идущему на приготовление раствора). Так как при приготовлении растворов с помощью разработанного комплекта оборудования расход воды, подаваемой от пульта гидравлического в смесительный агрегат, должен быть $(1,67...2,36) \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$, то расход жидкой пластифицирующей добавки должен равняться $(2,50...3,88) \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{с}$. Ввод жидкой пластифицирующей добавки с указанными расходами обеспечивался методом эжектирования при помощи пеносмесителя, в смесительной камере которого создавалось, при подаче через него $(1,67...2,36) \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$ воды, пониженное абсолютное давление (0,04...0,05 МПа). Дозировка требуемого расхода достигалась экспериментальным подбором диаметра дозирующей диафрагмы, который равнялся 2,5 мм.

Исходя из полученных расчетных данных по основным параметрам винтового питателя и смесителя непрерывного действия, а также конструкторской проработки основных узлов и деталей создан комплект оборудования (рисунок 8.12) для приготовления и перекачивания быстротвердеющих растворов из гипсовых вяжущих материалов ОПР1.

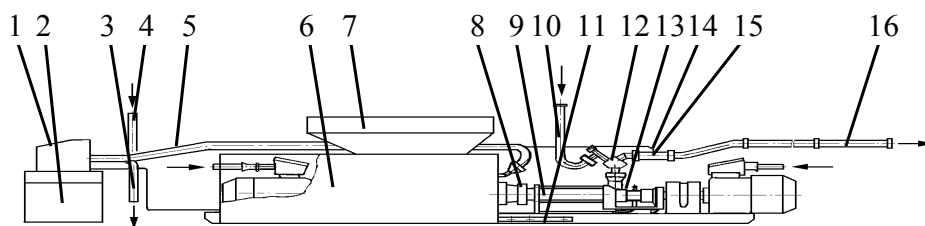


Рисунок 8.12. Комплект оборудования для приготовления и перекачивания растворов:

1 – гидравлический пульт; 2 – ящик; 3 – рукав для слива воды; 4 – рукав для подвода воды от шахтного пожарно-оросительного трубопровода к гидравлическому пульта; 5 – рукав для подачи воды от гидравлического пульта в агрегат смесительный; 6 – смесительный агрегат; 7 – бункер; 8 – быстроразъемное соединение; 9 – насосный агрегат; 10 – рукав для промывания растворопровода; 11 – стяжка; 12 – нагнетательный патрубок; 13 – трубка для промывания сальника; 14 – рукав; 15 – измерительный патрубок; 16 – растворопровод

При возведении изолирующих сооружений в шахте (рисунок 8.13) комплект оборудования, в зависимости от требуемой длины растворопровода, монтируют по схемам, приведенным на рисунке 8.14 или на рисунке 8.15 и соответствующим подаче пластифицированных или непластифицированных растворов.

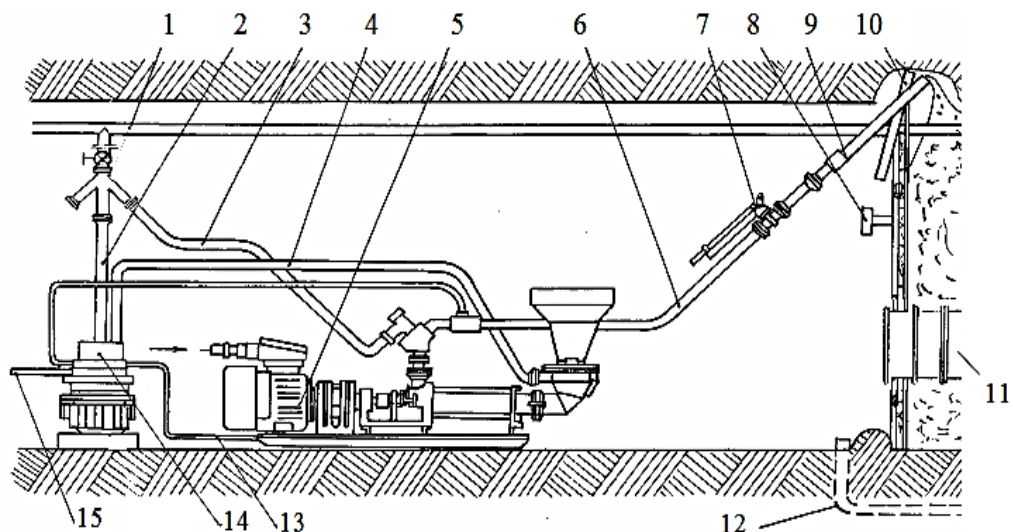


Рисунок 8.13. Технологическая схема возведения взрывоустойчивой перемычки: 1 – пожарно-оросительный трубопровод; 2 – рукав для питания; 3 – рукав для промывания; 4 – рукав для подачи воды в смесительную камеру; 5 – смесительно-нагнетательный агрегат; 6 – растворопровод; 7 – переключатель потока; 8 – труба для измерения депрессии и отбора проб воздуха; 9 – выпускная труба; 10 – контрольная труба; 11 – проемная труба; 12 – труба для отвода воды (перепускная); 13 – шланг смыва утечек раствора; 14 – пульт управления; 15 – укладочный ящик; 16 – рукав для слива

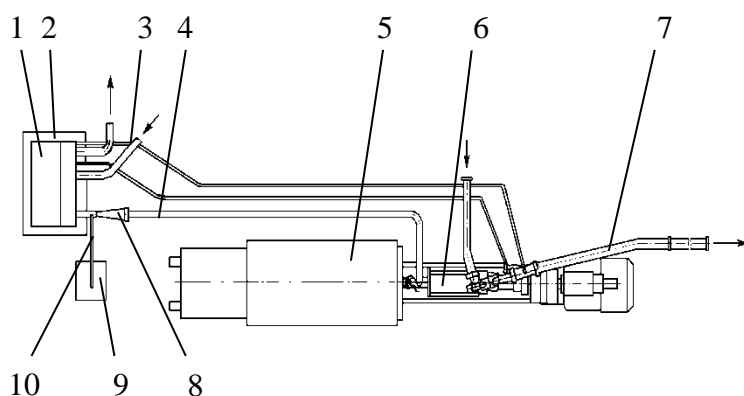


Рисунок 8.14. Схема приготовления и подачи пластифицированных растворов: 1 – гидравлический пульт; 2 – ящик; 3 – рукав для подвода воды от шахтного пожарно-оросительного трубопровода к гидравлическому пульту; 4 – рукав для подачи воды в смесительный агрегат; 5 – смесительный агрегат; 6 – насосный агрегат; 7 – растворопровод; 8 – пеносмеситель; 9 – бак; 10 – рукав

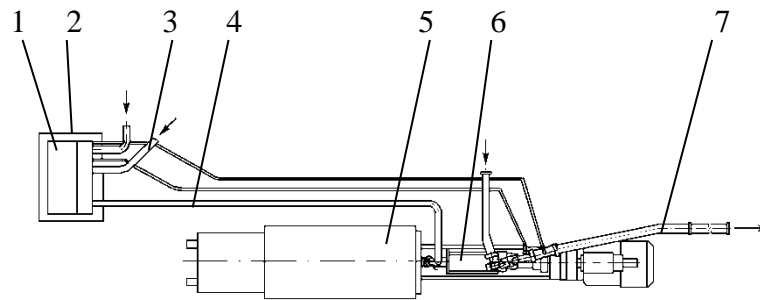


Рисунок 8.15. Схема приготовления и подачи непластифицированных растворов: 1 – гидравлический пульт; 2 – ящик; 3 – рукав для подвода воды от шахтного пожарно-оросительного трубопровода к гидравлическому пульту; 4 – рукав для подачи воды в смесительный агрегат; 5 – смесительный агрегат; 6 – насосный агрегат; 7 – растворопровод

Смесительный и насосный агрегаты размещают вдоль выработки таким образом, чтобы насосный агрегат располагался электродвигателем навстречу вентиляционной струе. Гидравлический пульт устанавливают на ящик. Воду от шахтного пожарно-оросительного трубопровода к гидравлическому пульту подают через входной патрубок рукава. От гидравлического пульта воду к смесительному агрегату подают через выходной патрубок. Электродвигатели смесительного и насосного агрегатов подключают к электросети посредством шахтных коммутационных устройств, позволяющих управлять электродвигателями суммарной мощностью не менее 20 кВт.

Работа оборудования согласно схеме (см. рисунок 8.14) заключается в приготовлении пластифицированного раствора. При этом воду из гидравлического пульта подают через пеносмеситель, в котором она смешивается с пластифицирующей добавкой, всасываемой через рукав из бака. Затем воду с добавкой пластификатора по рукаву подают в смесительный агрегат. Рабочий режим приготовления и перекачивания быстротвердеющего пластифицированного раствора определяется давлением раствора в растворопроводе, которое должно быть 0,7...0,8 МПа при длине растворопровода 150 м, проложенного горизонтально. В остальном работа оборудования соответствует приготовлению непластифицированного раствора. Далее (см. рисунок 8.15) оператор с помощью гидравлического пульта

осуществляет подачу воды ($8,5 \text{ м}^3/\text{ч}$), поступающей от шахтного пожарно-оросительного трубопровода, в смесительный агрегат по рукаву.

После включения электродвигателей приводов оборудования в бункер смесительного агрегата загружают вручную сухое гипсовое вяжущее, откуда оно винтовым питателем с постоянной подачей выгружается в смеситель, где смешивается с поступающей в смеситель водой. Уменьшая подачу воды и наблюдая за увеличением давления в растворопроводе по манометру, оператор устанавливает рабочий режим приготовления и перекачивания непластифицированного раствора. Рабочий режим приготовления и перекачивания быстротвердеющего непластифицированного раствора определяет давление раствора в растворопроводе, которое должно быть $0,3 \dots 0,4 \text{ МПа}$ при длине растворопровода, проложенного горизонтально, 50 м .

Приготовленный в смесительном агрегате непластифицированный быстротвердеющий раствор подается насосным агрегатом к месту возведения изолирующего сооружения по растворопроводу.

К основным узлам комплекта оборудования для приготовления и перекачивания растворов ОПР1 относятся смесительный и насосный агрегаты.

Смесительный агрегат (рисунок 8.16) состоит из бункера для загрузки сухого гипсового вяжущего, установленного на раме, ножа, винтового дозатора, узла ввода воды, смесителя, электродвигателя привода смесительного агрегата, цепной передачи, карданного вала, переходника. При работе смесительного агрегата сухое гипсовое вяжущее непрерывно загружается в бункер, из которого при помощи винтового питателя выгружается с подачей $(10,0 \pm 1,0) \text{ т/ч}$ в смеситель, где смешивается с водой, поступающей от гидравлического пульта через узел ввода воды. При монтаже оборудования переходник смесительного агрегата соединяют с всасывающим патрубком насосного агрегата быстроразъемным соединением.

Насосный агрегат (рисунок 8.17) состоит из рамы, всасывающего патрубка, насоса, нагнетательного патрубка, полумуфты, электродвигателя. Нагнетательный патрубок предназначен для промывания растворопровода в

экстремальных условиях. При монтаже оборудования всасывающий патрубок насосного агрегата соединяется с переходником смесительного агрегата быстроразъемным соединением. Рамы агрегатов соединяют стяжками (см. рисунок 8.12).

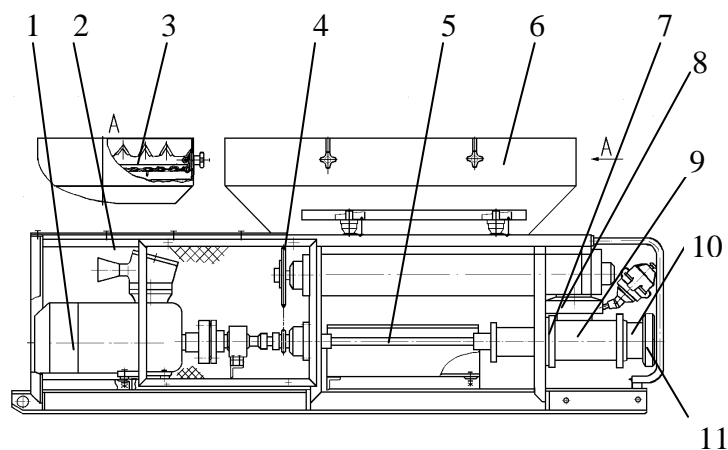


Рисунок 8.16. Смесительный агрегат:

1 – электродвигатель привода смесительного агрегата; 2 – рама; 3 – нож; 4 – цепная передача; 5 – карданный вал; 6 – бункер; 7 – винтовой дозатор; 8 – узел ввода воды; 9 – смеситель; 10 – переходник; 11 – быстроразъемное соединение

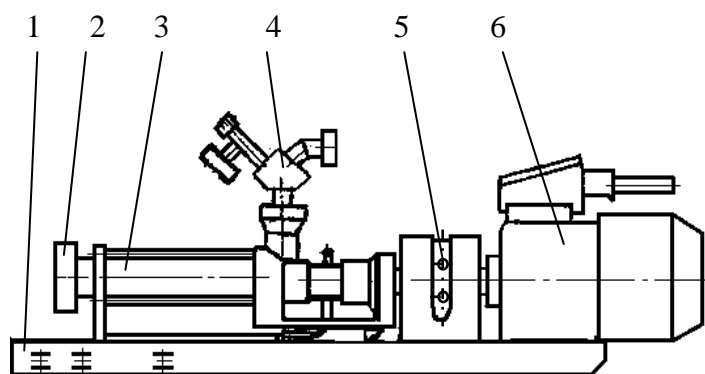


Рисунок 8.17. Насосный агрегат:

1 – рама; 2 – всасывающий патрубок; 3 – насос; 4 – нагнетательный патрубок; 5 – полумуфта; 6 – электродвигатель

Приемочные испытания полностью подтвердили актуальность выбранных технических решений. Повышение качестваготавливаемых растворов

достигнуто за счет применения винтового питателя для дозирования сухого гипсового вяжущего, загружаемого в смеситель.

Комплект оборудования ОПР1 обеспечивает эффективное приготовление пластифицированных и непластифицированных растворов и позволяет перекачивать их по горизонтали: непластифицированные растворы – до 50 м, а пластифицированные – до 150 м. Приготовление пластифицированных растворов обеспечивается с помощью устройства для ввода жидкой пластифицирующей добавки (например, пенообразователя «Снежок-1» или ПО-1).

8.4. Вспомогательные средства гашения воздушных ударных волн

Воздушные ударные волны с небольшим избыточным давлением во фронте волны ($\Delta P_{\phi} \leq 0,5 \cdot 10^5 \text{ Н/м}^2$) при прочих равных условиях затухают значительно хуже интенсивных волн [20]. Так, например, снижение давления во фронте ударной волны для $\Delta P_{\phi} \approx 0,1 \cdot 10^5 \text{ Н/м}^2$ происходит в выработке, закрепленной металлической арочной крепью, на участке длиной 1500...2000 м.

Таким образом, одним из путей повышения эффективности и безопасности ведения горноспасательных работ является разработка и внедрение новых способов и средств гашения ударных волн небольшой (до $\Delta P_{\phi} \leq 0,5 \cdot 10^5 \text{ Н/м}^2$) интенсивности.

В этой связи разработана конструкция быстровозводимого инженерного сооружения для гашения ударных волн малых давлений без нарушения режима проветривания. Сооружение позволяет защищать горноспасателей от:

- избыточного давления во фронте воздушных ударных волн;
- метательного действия воздушных ударных волн (импульса воздушных ударных волн);
- поражения предметами (кусками угля, породы и т.д.), переносимыми воздушными ударными волнами.

Основными элементами противовзрывной быстровозводимой перемычки парашютного типа являются купол и стропы. В парашютостроении существует

различное, в зависимости от целевого назначения, конструктивное исполнение куполов и строп. Различают плоские, круглые, крестообразные, полусферические, тороидальные, конусные и другие купола, каждый из которых имеет свои достоинства и недостатки. Изменением длины строп и их количества также можно добиваться более эффективной работы куполов.

Выбор рациональной конструкции осуществлялся путем сравнения безразмерных коэффициентов аэродинамического сопротивления парашютной перемычки, которые, согласно исследованиям, являются наиболее объективными показателями, характеризующими различные конструктивные решения парашютных систем. Изучено влияние количества строп, их длины и скорости потока воздуха на аэродинамическое сопротивление перемычки.

Известно, что коэффициент аэродинамического сопротивления тела, помещенного в поток газа, определяют экспериментально по зависимости

$$\zeta_{\Pi} = \frac{2X}{\rho v_{\Gamma}^2 S_n}, \quad (8.18)$$

где X – сила аэродинамического сопротивления, Н;

ρ – плотность газа, кг/м³;

v_{Γ} – скорость потока газа в канале, м/с;

S_n – характерный размер тела, за который принимается площадь его наибольшего сечения (мидель), м².

При взаимодействии перемычки парашютного типа с газовым потоком, движущимся за фронтом воздушной ударной волны, он будет ослабляться тем больше, чем выше аэродинамическое сопротивление перемычки.

Из зависимости (8.18) следует, что увеличение коэффициента аэродинамического сопротивления перемычки приводит к:

- увеличению силы сопротивления и тем самым к более эффективной работе перемычки при сохранении неизменными площади ее наибольшего сечения (миделя) и скорости газового потока;

- значительному сокращению поверхности купола и тем самым площади наибольшего сечения при постоянных скорости газового потока и силе сопротивления. Изменение поверхности купола перемычки парашютного типа приводит к снижению массы самого парашюта, а также к созданию лучших условий использования перемычки;

- уменьшению скорости газового потока, набегающего на перемычку, при неизменных значениях силы сопротивления и площади миделя купола перемычки, что также способствует более эффективному ослаблению ударной волны, взаимодействующей со взрывогасящей перемычкой.

Зная силу сопротивления X , плотность и скорость потока воздуха, а также площадь миделя перемычки, подсчитывают коэффициент ее аэродинамического сопротивления по зависимости (8.18).

Количество строп оказывает существенное влияние на изменение коэффициента аэродинамического сопротивления. Увеличение количества строп купола приводит к увеличению коэффициента аэродинамического сопротивления, причем весьма заметному при малом количестве строп (до восьми). Это связано с тем, что у купола с малым количеством строп площадь входного отверстия по нижней кромке купола меньше, чем у купола с большим их количеством. Как видно на рисунке 8.18, ткань, свободно расположенная между узлами крепления строп, в начале наполнения купола значительно перекрывает входное отверстие. По этой причине при одинаковом миделе купола площадь входного отверстия у купола с 16 стропами больше, чем у купола с восьмью стропами и, в особенности (в несколько раз), чем у купола с четырьмя стропами.

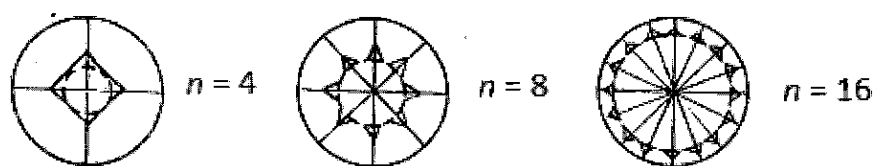


Рисунок 8.18. Схема изменения входного отверстия купола парашютной перемычки в зависимости от количества строп

Увеличение количества строп более восьми приводит к незначительному увеличению коэффициента аэродинамического сопротивления (15...25 % при 24 стропах). Поэтому в перемышке на основе различных видов парашютов использовали 8 – 12 строп.

На рисунке 8.19 представлены зависимости влияния формы купола перемышки на коэффициент аэродинамического сопротивления при изменении скорости вентиляционной струи от 7 до 13 м/с. Наибольшим коэффициентом аэродинамического сопротивления обладает парашют на основе полутороидального купола. Это связано с тем, что боковая поверхность полутороидального купола меньше боковой поверхности полусферического и конусного куполов. Следовательно, коэффициент аэродинамического сопротивления полутороидального купола, согласно формуле (8.18), выше, чем соответственно полусферического и конусного куполов. Однако предпочтение было отдано полусферической форме купола парашюта (плоский круг в раскрые) вследствие более равномерного распределения нагрузок и минимального расхода материала, что ведет к меньшей массе.

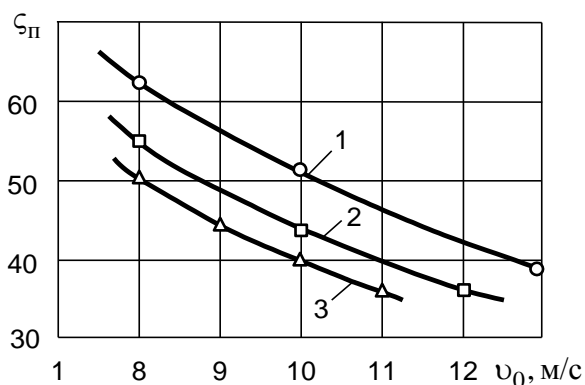


Рисунок 8.19. Влияние формы купола парашютной перемышки на коэффициент ее аэродинамического сопротивления:

1 – полутороидальный купол; 2 – полусферический купол; 3 – конусный купол

Диаметр полусферического купола парашюта также влияет на коэффициент аэродинамического сопротивления. На рисунке 8.20 представлено изменение коэффициента аэродинамического сопротивления в зависимости от отношения диаметра полусферического купола в развернутом на плоскость виде

(и раскрое) к диаметру канала при заданной скорости воздушного потока 13 м/с. При увеличении диаметра полусферического купола d_n/d_k наблюдается рост коэффициента аэродинамического сопротивления, достигающего наибольшего значения при $d_n/d_k = 2$. Диаметр купола принимают в 1,5 – 2 раза больше диаметра канала, в котором устанавливают такую перемычку.

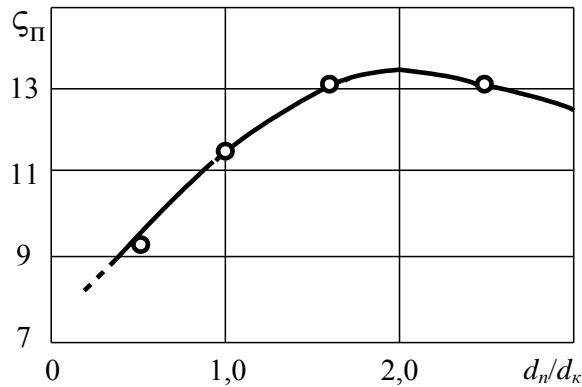


Рисунок 8.20. Зависимость коэффициента аэродинамического сопротивления купола модели парашютной перемычки от отношения диаметра купола в раскрое к диаметру канала

На рисунке 8.21 приведена зависимость коэффициента аэродинамического сопротивления от длины строп l_c перемычки парашютного типа на основе полусферического купола. С увеличением длины строп повышается коэффициент аэродинамического сопротивления купола и, следовательно, обеспечивается более эффективное торможение газового потока, движущегося за фронтом ударной волны. В свою очередь уменьшение длины строп приводит к уменьшению коэффициента аэродинамического сопротивления купола перемычки. Это объясняется снижением силы сопротивления, действующей на купол перемычки вследствие уменьшения миделя купола. Повышение коэффициента аэродинамического сопротивления увеличением длины строп приводит к увеличению массы, объема и стоимости купола. По этой причине длину строп принимают равной 1,0 – 1,5 диаметра купола в раскрое.

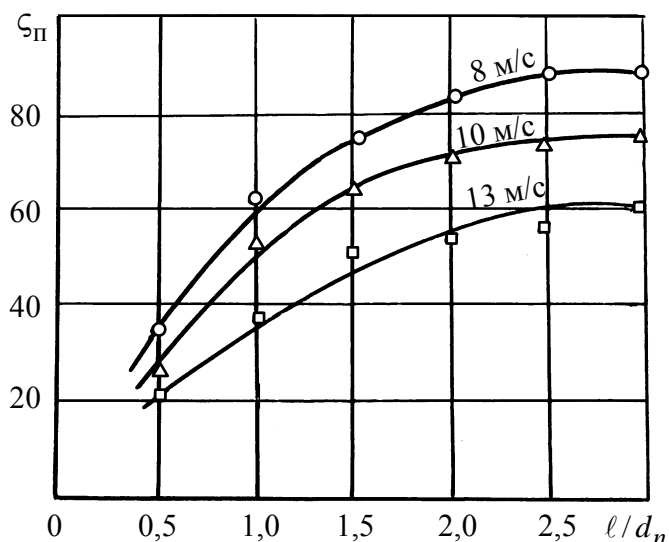


Рисунок 8.21. Зависимость коэффициента аэродинамического сопротивления купола модели парашютной перемычки от отношения длины ее строп к диаметру и скорости вентиляционной струи

Скорость вентиляционной струи также оказывает существенное влияние на коэффициент аэродинамического сопротивления. При увеличении скорости потока воздуха при неизменной воздухопроницаемости ткани, из которой выполнен купол, коэффициент аэродинамического сопротивления уменьшается. Поэтому используют ткань с низкой проницаемостью. Воздухопроницаемость тканей в ряде случаев является существенной характеристикой и определяется, как известно, объемом воздуха, протекающего в единицу времени через единицу площади ткани под действием постоянной разности давлений. При заданной разности давлений воздухопроницаемость ткани зависит от формы, строения и размеров волокна, от структуры пряжи, толщины и характера переплетения нитей, деформации ткани при натяжении, степени ее износа, влажности и т.п.

Применение нашитого на купол перемычки пневмокаркаса резко увеличило время работы парашютной перемычки при взаимодействии ее с воздушной ударной волной взрыва. Время работы парашютной перемычки составляет 0,7 – 0,8 от времени действия воздушной ударной волны.

По результатам проведенных исследований можно сделать выводы:

- наиболее целесообразно применять те формы купола парашютной перемычки, которые при наполнении работают как полусфера (полусферический, плоский круг в раскрое, полутороидальный и т.п.);

- на куполе парашютной перемычки должен быть пневмокаркас площадью не менее 0,04 от площади купола в раскрое, а его объем – примерно 0,001 от объема полусферы, занимаемого куполом парашютной перемычки;

- строп в перемычке должно быть не менее восьми;

- длина строп – не менее диаметра купола в раскрое;

- ткань для изготовления парашютной перемычки должна быть с низкой воздухопроницаемостью;

- размер полюсного отверстия – примерно равен $1/50$ диаметра купола перемычки d_p ;

- конструкция парашютной перемычки должна иметь равнопрочные основному материалу швы и узлы.

С учетом результатов исследований НИИГД «Респиратор» разработан противовзрывной быстровозводимый комплект, предназначенный для защиты горноспасателей от действия поражающих факторов воздушных ударных волн интенсивностью не более 0,06 МПа, которые могут возникнуть при взрыве газа и пыли в угольных шахтах. Противовзрывной быстровозводимый комплект можно применять при температуре окружающей среды не более 40 °С и относительной влажности до 100 %. Скорость и направление вентиляционной струи в местах установки этого комплекта не ограничены.

Противовзрывной быстровозводимый комплект (рисунок 8.22) состоит из взрывогасящей перемычки парашютного типа, переходного и соединительного звеньев, амортизационных резиновых подвесок, амортизационной капроновой подвески, защитных кожухов, датчика давления, укладочной сумки, сумки для принадлежностей.

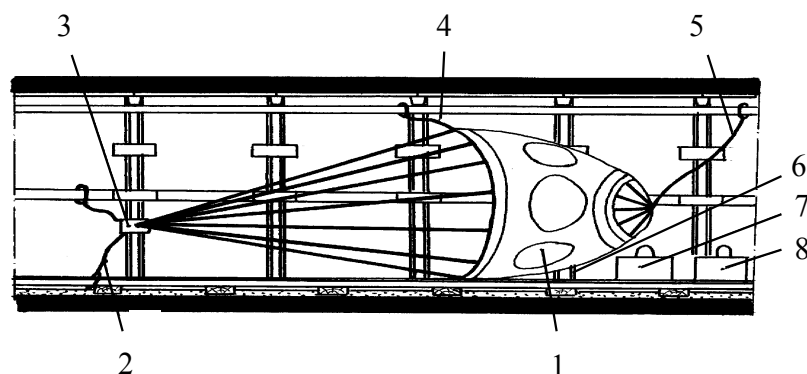


Рисунок 8.22. Комплект противовзрывной быстровозводимой перемычки:
 1 – перемычка парашютного типа; 2 – соединительное звено; 3 – переходное звено; 4 – амортизационная резиновая подвеска; 5 – амортизационная капроновая подвеска; 6 – датчик давления; 7 – укладочная сумка; 8 – сумка для принадлежностей

В противовзрывной быстровозводимый комплект входят парашютные перемычки одного из трех типоразмеров, которые имеют следующую маркировку:

КПБ 01 – для выработок с площадью сечения более 10 м^2 ;

КПБ 02 – для выработок с площадью сечения $8 \dots 10 \text{ м}^2$;

КПБ 03 – для выработок с площадью сечения до 8 м^2 .

В таблице 8.10 приведены технические характеристики взрывогасящей парашютной перемычки, которую применяют в однопутевых горных выработках. В двухпутевых выработках применяют взрывогасящие перемычки парашютного типа разных типоразмеров, отличающихся площадью.

Таблица 8.10

Технические характеристики взрывогасящей парашютной перемычки

Параметр	Норма
Избыточное давление во фронте воздушных ударных волн, МПа, не более	0,06
Степень снижения давления во фронте воздушных ударных волн, %	20
Степень снижения импульса воздушных ударных волн, %	30
Степень улавливания предметов, переносимых воздушными ударными волнами, %	75

Параметр	Норма
Площадь купола в раскрое, м ²	11 (16)
Прочность каждой стропы, кН	12 (16)
Длина строп, м	3,9 (4,7)
Масса купола и строп, кг	14 (18)
Время монтажа (демонтажа), с, не более	1800
Количество применений взрывогасящей перемычки при действии воздушных ударных волн интенсивностью 0,006 МПа, не более	5
Срок службы взрывогасящей перемычки парашютного типа (с учетом проведения текущего ремонта после каждого применения в шахте), годы	10

При изоляции пожара взрывоустойчивыми гипсовыми перемычками после возведения опалубки перед подачей в нее гипсового раствора необходимо дополнительно установить один противовзрывной быстровозводимый комплект на расстоянии 10...20 м от места расположения смесительно-нагнетательного агрегата (рисунок 8.23).

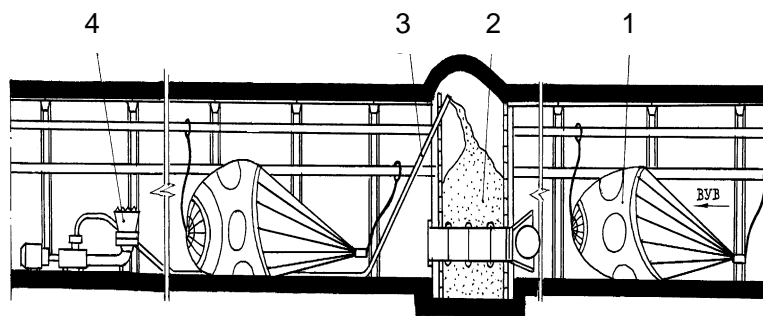


Рисунок 8.23. Применение противовзрывного быстровозводимого комплекта при возведении взрывоустойчивых гипсовых перемычек:
1 – взрывогасящее устройство комплекта; 2 – гипсовый раствор; 3 – трубопровод для подачи гипса; 4 – смесительно-нагнетательный агрегат

В качестве вспомогательных средств гашения воздушных ударных волн можно также использовать барьерные перемычки. Их возводят путем обрушения кровли выработки с помощью буровзрывных работ или путем выкладки расчетного количества мешков с песком, глиной, инертной пылью

или другим инертным материалом, без вруба, не нарушая крепления выработки. Длина породного барьера должна быть не меньше чем 10 м. Бурение шпуров и их взрывание проводят по специально утвержденному паспорту. Для более полной подбуртовки всего сечения выработки необходимо на обрушаемом участке предварительно забуривать вагонетки с породой (рисунок 8.24).

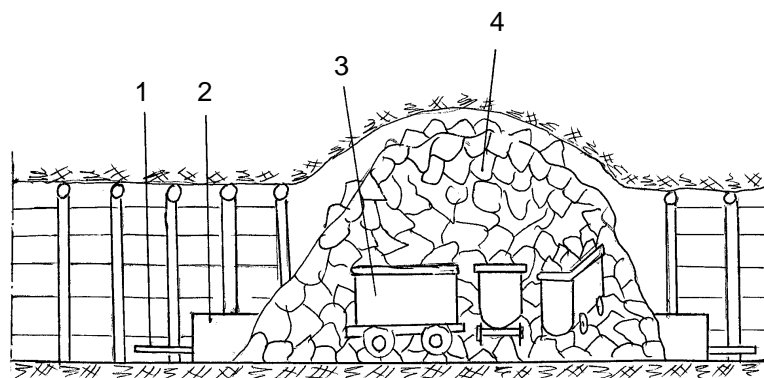


Рисунок 8.24. Барьерная перемычка из обрушенной породы:
1 – труба для измерения депрессии; 2 – труба для проветривания;
3 – вагонетки с породой; 4 – обрушенная порода

В перемычку закладывают трубу для прохода воздуха и трубу для измерения депрессии. Длина труб должна быть такой, чтобы они выходили за пределы завала не меньше чем на 1 м. Трубы целесообразно располагать возле боков выработки. Перед взрывом шпуров, как правило, надо ликвидировать крепления в месте расположения барьерной перемычки.

Во время сооружения барьерной перемычки из мешков с инертным материалом один слой мешков выкладывают длинной стороной вдоль выработки, следующий – поперек выработки. Верх перемычки закладывают мешками, заполненными на одну-две трети их вместимости. Толщина барьерной перемычки, сооруженной из мешков, зависит от площади поперечного сечения выработки (таблица 8.11).

Труба, заложенная в барьерную перемычку, должна обеспечивать необходимый расход воздуха на аварийном участке к моменту закрывания отверстий во взрывоустойчивой перемычке.

Минимальная толщина барьерной перемычки, сооруженной из мешков

Площадь поперечного сечения выработки, м ²	До 5	5...10	10...20	Больше чем 20
Толщина перемычки, м	4,0	5,0	6,5	8,0

Диаметр трубы, которую закладывают в барьерную перемычку, определяют следующим методом:

- принимают диаметр трубы (обычно не меньше чем 0,8 м) и вычисляют аэродинамическое сопротивление $R_{тр}$, Па·с²/м⁶, по формуле

$$R_{тр} = \frac{2,29}{d_{тр}^4} + \frac{6,5\zeta_0 \ell_{тр}}{d_{тр}^5}, \quad (8.19)$$

где $d_{тр}$ – диаметр трубы, м;

ζ_0 – коэффициент аэродинамического сопротивления, принимают в зависимости от диаметра трубы (таблица 8.12), Па·с²/м²;

$\ell_{тр}$ – длина трубы, м;

Таблица 8.12

Значение коэффициента ζ_0

Диаметр трубы, м	Коэффициент ζ_0 , Па·с ² /м ²	
	для новых труб	для труб, используемых повторно
0,4	0,0037	0,0045
0,5	0,0035	0,0044
0,6	0,0033	0,0041
0,7	0,0031	0,0039
0,8	0,0029	0,0036
0,9	0,0027	0,0034
1,0	0,0025	0,0031
1,2	0,0023	0,0029
1,3	0,0021	0,0027
1,4	0,0019	0,0025
1,5	0,0018	0,0024

- путем моделирования на компьютере вентиляционной сети, в которую входит аварийный участок, определяют потери воздуха через трубу. При этом необходимо учитывать наличие гипсовой взрывоустойчивой перемычки и открытых проемных труб в ней;

- если принятый диаметр трубы в барьерной перемычке не отвечает требованиям относительно потери воздуха, то увеличивают диаметр трубы и повторяют расчеты.

Отверстия в трубах барьерных перемычек, по возможности, должны быть закрытыми с соблюдением требований безопасности перед закрыванием отверстий во взрывоустойчивых перемычках.

Барьерные перемычки оптимально использовать как вспомогательные средства гашения воздушных ударных волн в выработках с большой площадью поперечного сечения, что обеспечивает герметичность, огнестойкость, отсутствие разрушений под действием воздушной ударной волны взрыва.

8.5. Опытно-промышленное внедрение результатов диссертационной работы

По результатам диссертационной работы были составлены, утверждены Министерством топлива и энергетики Украины и прошли опытно–промышленную проверку следующие руководящие документы:

- СОУ-Н 10.1.00174102.012:2010 Параметры воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах газов и пыли в горных выработках. Методика расчета;

- СОУ 10.1.00174102-022:2012 Шахтные изолирующие взрывоустойчивые сооружения. Общие технические требования;

- СОУ 10.1–00174102-016: 2011 Вентиляционные, изолирующие и взрывоустойчивые перемычки при ликвидации аварий в угольных шахтах. Конструкция, материалы и технология возведения.

С учетом приведенных руководящих документов готовится новая редакция ДНАОП 1.1.30-4.01.97 «Устав ГВГСС по организации и ведению горноспасательных работ».

Создание перечисленных документов позволило выполнить расчет экономического эффекта от их внедрения.

Расчет экономической эффективности основан на определении предотвращенного ущерба в шахте, выраженного в денежной форме. Ущерб мог быть нанесен при взрыве и разрушении изолирующей перемычки при изоляции аварийного участка, на котором возник пожар, осложненный взрывами метана и угольной пыли.

Анализируя состояние аварийности угольных предприятий за последние 11 лет (2003–2013) выбираем сведения об изолируемых пожарах и взрывах (таблица 8.13). Из общего числа взрывов 11 взрывов – с суммарным ущербом в 89143,6 тыс. грн.

Таблица 8.13

Данные об изолируемых пожарах и взрывах на шахтах Украины
за 2003 – 2013 гг.

Показатель	Годы											Среднее значение за 2003-2013 гг.
	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	
Изолируемые пожары	2*/517**	3/897	8/1816	5/1386	5/2546	7/55,1	6/22890	3/8656	4/22678	5/8012,5	4/1975,0	52/71373,5
Взрывы	0	2/74151	1/26	2/2402	2/2542	5/20556	7/33009	5/2497	5/17698	4/6278	3/37674	36/196833

Примечание: *в числителе – количество пожаров (взрывов);

**в знаменателе – ущербы, тыс. грн.

Разделим все изолированные пожары, в том числе и осложненные взрывами, на две категории:

I категория – изолированные пожары, в том числе и осложненные взрывами метана и (или) угольной пыли, при которых не происходит разрушение изолирующей перемычки.

II категория – изолированные пожары, в том числе и осложненные взрывами метана и (или) угольной пыли, при которых произошло разрушение изолирующих перемычек.

В этом случае можно воспользоваться методическими указаниями [129]. Расчет выполняется по формуле

$$\begin{aligned} \mathcal{E} = & \left\{ \sum_{i=1}^n (C_{i1} + E_n K_{i1}) A_{i1нас} \frac{\bar{P}_1 + E_n}{P_2 + E_n} + \frac{\sum_{i=1}^n (I'_{i1} - I'_2) - E_n (K_2^1 - K_1^1)}{P_2 + E_n} + \right. \\ & \left. + \frac{\mathcal{E}_{нас}^{ав}}{P_2 + E_n} \bar{N} - (C_2 + E_n K_2) A_{2нас} \right\} A_2^1, \end{aligned} \quad (8.27)$$

где \mathcal{E} – годовой экономический эффект, грн;

$\sum_{i=1}^n (C_{i1} + E_n K_{i1}) A_{i1нас}$ – приведенные затраты по базовой технике в расчете на один защищаемый объект с учетом насыщения средствами защиты в соответствии с требованиями Правил безопасности (ПБ), и Устава ГВГСС, грн;

n – число различных средств защиты в базовом варианте;

$A_{i1нас}$ – необходимое количество единиц i -го средства взрывоподавления на данном объекте;

\bar{P}_1 – доля отчислений от балансовой стоимости на полное восстановление. Определяется как средневзвешенное значение для n видов средств взрывоподавления в базовом варианте;

P_2 – то же для новых средств взрывоподавления;

$\sum_{i=1}^n (I'_{i1})$ – годовые эксплуатационные издержки потребителя при использовании им базовых средств взрывоподавления в расчете на один защищаемый объект, грн;

I'_2 – то же для новых средств защиты, грн;

K_1^1, K_2^1 – сопутствующие капитальные вложения потребителя при использовании базовых и новых средств взрывоподавления в расчете на один защищаемый объект, грн;

E_n – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;
 $E_n = 0,15$;

$\mathcal{E}_{нас}^{ав}$ – экономия текущих и капитальных затрат, связанных с аварийно-восстановительными работами в расчете на одну аварию, грн;

$$\mathcal{E}_{нас}^{ав} = \left[M(U_1^T) + E_n M(U_1^K) \right] - \left[M(U_2^T) + E_n M(U_2^K) \right], \quad (8.28)$$

$M(U_1^T), M(U_2^T)$ – математическое ожидание текущих затрат, связанных с аварийно-восстановительными работами при использовании базовой и новой техники в расчете на один пожар, грн;

$M(U_1^K), M(U_2^K)$ – то же для капитальных затрат, грн;

$\frac{\mathcal{E}_{нас}^{ав}}{P_2 + E_n} \bar{N}$ – экономия текущих и капитальных затрат, связанных с аварийно-восстановительными работами за весь срок службы новой техники в расчете на один защищаемый объект, грн;

\bar{N} – среднегодовое число изолируемых пожаров на защищаемых объектах;

$(C_2 + E_n K_2) A_{2нас}$ – приведенные затраты по новой технике в расчете на один защищаемый объект с учетом проектируемого насыщения, грн;

A_2^1 – число защищаемых объектов.

В нашем случае нет необходимости связывать расчет экономического эффекта с внедрением на защищаемом объекте нового вида средств взрывоподавления, так как эти объекты защищаются только при необходимости их изоляции. Поэтому экономический эффект можно рассматривать как снижение ущерба от возможных взрывов. Тогда формула (8.27) принимает вид

$$\mathcal{E}_\Gamma = \frac{\mathcal{E}_{нас}^{ав}}{P_2 + E_n} \bar{N} A_2^1. \quad (8.29)$$

Математическое ожидание ущерба от взрыва определяется по формуле

$$M(U_j) = \sum_{i=1}^n P_{ij} \bar{U}_{ij}, \quad (8.30)$$

где P_{ij}, \bar{U}_{ij} – вероятность взрыва по i – й категории пожара ($i = 1, 2$) при использовании j -го способа взрывоподавления ($j = 1, 2$) соответственно для традиционного способа и вновь разработанных средств и средний ущерб от одного пожара i -й категории, грн., соответственно.

Для базового варианта математическое ожидание ущерба определится по формуле (рассматриваем пожары I – II категорий)

$$M(U_1) = P_{11} \bar{U}_{11} + P_{21} \bar{U}_{21}. \quad (8.31)$$

Математическое ожидание ущерба от пожара с учетом применения новых средств взрывоподавления определяется по формуле

$$M(U_2) = P_{12} \bar{U}_{12} + P_{22} \bar{U}_{22}. \quad (8.32)$$

В связи с тем, что средства взрывоподавления воздействуют на уже возникший пожар или взрыв, среднегодовое число пожаров и взрывов по рассматриваемой группе объектов как для традиционного, так и для нового способа остается неизменным и равным фактическим значениям.

Поэтому $\bar{U}_{i1} = \bar{U}_{i2}$ для $i = 1, 2$.

Сокращение ущерба происходит за счет перераспределения вероятности взрывоподавления между I и II категорией изолируемого пожара.

Вероятность того, что взрыв будет подавлен при использовании разработанных средств, может быть рассчитана по формуле

$$P_{22} = P_{63}, \quad (8.33)$$

где P_{63} – вероятность выполнения задачи по взрывоподавлению при использовании новых средств.

Вероятность P_{63} рассчитывается по формуле

$$P_{63} = \kappa_2 \kappa_{ш}, \quad (8.34)$$

где κ_2 – коэффициент, характеризующий готовность переключки выполнить задачу по подавлению воздушной ударной волны;

$\kappa_{ш}$ – коэффициент, характеризующий условия эксплуатации установки на защищаемом объекте.

Расчет ожидаемых ущербов. Распределение изолированных пожаров, произошедших за 2003 – 2013 гг., вероятности их возникновения и значения ущербов приведены в таблице 8.14.

Математическое ожидание ущерба от одного пожара при базовом варианте определяем по формуле (8.31):

$$M(U_1) = P_{11} \bar{U}_{11} + P_{21} \bar{U}_{21} = 0,79 \cdot 1742,2 + 0,21 \cdot 8103,9 = 3078,12$$

Изолируемые пожары за период с 2003 по 2013 гг.

Показатель	Значения показателя		Итого
	I	II	
Категория тяжести последствий пожаров			–
Количество пожаров	41	11	52
Ущерб от пожаров, тыс. грн	71428,5	89143,6	131572,5
Средние ущербы, тыс. грн	1742,2	8103,9	2530,2
Вероятность взрывоподавления	0,79	0,21	1,0

Удельный вес текущих затрат в общей сумме затрат на аварийно-восстановительные работы в соответствии [129] $\gamma_m = 0,1$.

Тогда

$$M(U_1^T) = 0,1 \cdot 3078,12 = 307,81 \text{ тыс. грн};$$

$$M(U_1^K) = (1 - 0,1) \cdot 3078,12 = 2770,31 \text{ тыс. грн.}$$

Вероятность взрывоподавления при использовании разработанных средств рассчитываем по формуле (8.33).

Коэффициент готовности переключки выполнить задачу принимаем $\kappa_2 = 0,9$.

Коэффициент, характеризующий шахтные условия эксплуатации системы $\kappa_{ш} = 1,0$, поскольку параметры переключки рассчитывались с учетом шахтных условий (горного давления, температуры и влажности воздуха и т.д.). Тогда

$$P_{22} = P_{вз} = 0,9 \cdot 1,0 = 0,9.$$

$$M(\bar{U}_2) = 0,9 \cdot 1742,2 + 0,1 \cdot 8103,9 = 2378,4 \text{ тыс. грн};$$

$$M(U_2^T) = 0,1 \cdot 2378,4 = 237,84 \text{ тыс. грн};$$

$$M(U_2^K) = (1 - 0,1) \cdot 2378,8 = 2140,6 \text{ тыс. грн.}$$

Результаты расчета приведены в таблице 8.15.

Таблица 8.15

Экономический ущерб от пожаров в горных выработках угольных шахт

Показатель	Категория тяжести последствий пожаров		Математическое ожидание ущерба от пожара, тыс. грн
	I	II	
Базовый вариант			
Вероятность взрывоподавления	0,79	0,21	–
Ущерб от пожара, тыс. грн	1742,2	8103,9	3078,12
Новый вариант			
Вероятность взрывоподавления	0,9	0,1	–
Ущерб от пожара, тыс. грн	1742,2	8103,9	2140,6

Среднегодовое число пожаров в выработках по данным таблицы 8.13 $\bar{N} = 52 / 11 = 4,73$.

Принимаем по данным об аварийности на угольных шахтах Украины за 2003 – 2013 гг., что в среднем в год возводится 27 изолирующих перемычек. Тогда $A_2^1 = 27$.

Исходные данные для расчета представлены в таблице 8.16.

Таблица 8.16

Исходные данные для расчета годового экономического эффекта от использования средств взрывоподавления в горных выработках угольных шахт

Показатель	Обозначение	Базовый вариант	Новый вариант
Доля отчислений от балансовой стоимости на полное восстановление (реновацию) изделий	P_1, P_2	–	0,15
Нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений	E_n	–	0,15
Текущие затраты на аварийно-восстановительные работы, связанные с ликвидацией последствий одного взрыва, тыс. грн	$M(U_1^T)$ $M(U_2^T)$	307,81	237,84
Капитальные затраты на аварийно-восстановительные работы, связанные с ликвидацией последствий одного взрыва, грн	$M(U_1^K)$ $M(U_1^K)$	2370,31	2140,5
Среднегодовое число пожаров	\bar{N}	4,73	4,73
Число возводимых перемычек	A_2^1	27	45

Тогда годовой экономический эффект от применения средств взрывоподавления в угольных шахтах составит

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_Г &= \frac{\left[M(U_1^T) + E_n M(U_1^K) \right] - \left[M(U_2^T) + E_n M(U_2^K) \right]}{P_2 + E_n} \bar{N}A_2^1 = \\ &= \frac{\left[307,81 + 0,15 \cdot 2370,31 \right] - \left[237,84 + 0,15 \cdot 2140,6 \right]}{0,15 + 0,15} \cdot 4,73 \cdot 27 = 6597,9 \text{ тыс.грн.} \\ &\approx 6,6 \text{ млн. грн.} \end{aligned}$$

Социальный эффект от результатов выполненных исследований заключается в том, что на основании применения разработанных средств взрывоподавления может быть снижено число смертельно травмированных горноспасателей и горнорабочих, сохранено здоровье и работоспособность большого количества шахтеров [36].

8.6. Выводы

1. Обоснованы конструктивные параметры взрывоустойчивой перемычки, являющейся одновременно и изолирующей. Она должна состоять из следующих основных элементов: опалубки, гипсового моноблока, одной или нескольких проемных труб и др. Разработаны различные варианты крепления проемных труб в моноблоке взрывоустойчивых перемычек.

2. Разработана конструкция многоразовой каркасной опалубки. Она характеризуется простотой, небольшой массой, возможностью многократного использования, заменимостью элементов, удобством монтажа и демонтажа, что значительно сократит время возведения изолирующих сооружений во время выполнения аварийно-спасательных работ. Каркасная опалубка применима для возведения взрывоустойчивых перемычек гидромеханическим способом толщиной от 1,6 до 4,5 м в горных выработках с сечением 4...30 м².

3. Определены свойства материалов, предназначенных для сооружения в шахтах быстровозводимых взрывоустойчивых перемычек дистанционным методом. В качестве основного материала, применяемого для возведения взрывоустойчивых сооружений гидромеханическим способом, приняты растворы на основе гипсового вяжущего. Разработаны различные добавки с пластифицирующим эффектом для улучшения характеристик растворов из гипсового вяжущего с целью замедления схватывания, повышения водостойкости сооружений и др. Пластифицированный высокопрочный и строительный гипсы рекомендуются для возведения взрывоустойчивых и изолирующих перемычек.

4. Разработан комплект оборудования ОПР1 для приготовления и перекачивания растворов с производительностью до $10 \text{ м}^3/\text{ч}$, который, по сравнению с существующими аналогами, имеет преимущества, заключающиеся в приготовлении более качественных непластифицированных и пластифицированных быстротвердеющих растворов из гипсового вяжущего с требуемыми физико-механическими характеристиками. Повышение качестваготавливаемых растворов достигнуто за счет применения винтового питателя для дозирования сухого гипсового вяжущего, загружаемого в смеситель, при этом увеличена дальность перекачивания растворов по горизонтали до 150 м за счет применения устройства для ввода жидкой пластифицирующей добавки при их приготовлении.

5. В качестве вспомогательных средств гашения воздушных ударных волн рекомендуется использовать:

- комплект противовзрывной быстровозводимый КПБ, разработанный для защиты горноспасателей от действия поражающих факторов воздушных ударных волн интенсивностью не более 0,06 МПа;
- барьерные перемычки – в выработках с большой площадью поперечного сечения, что обеспечивает герметичность, огнестойкость, отсутствие разрушений под действием воздушной ударной волны.

6. По результатам диссертационной работы были составлены, утверждены и прошли опытно-промышленную проверку три руководящих документа (СОУ). С учетом приведенных руководящих документов подготовлена и издана новая редакция Устава по организации и ведению горноспасательных работ Государственной военизированной горноспасательной службы Министерства по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации последствий стихийных бедствий Донецкой Народной Республики (Донецк: НИИГД «Респиратор», 2016). Устав утвержден Министерством по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации последствий стихийных бедствий ДНР 09.12.2015 № 965. Зарегистрирован Министерством юстиции ДНР 28.12.2015 № 856.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. В диссертационной работе комплексно решена важная научно-техническая проблема повышения безопасности при изоляции пожарных участков в угольных шахтах на основе изучения процессов внезапного загазования горных выработок и формирования на этой основе взрывоопасной среды в шахтах. Разработана унифицированная математическая модель формирования, распространения и отражения воздушных ударных волн в сложной сети горных выработок при взрывах метана и пыли и создан на этой основе метод расчета безопасных расстояний от места возможного взрыва до места ведения горноспасательных работ; предложен метод расчета параметров взрывоустойчивых сооружений, их конструкций, способов и технических средств возведения.

2. Выполнено математическое моделирование процессов формирования взрывоопасной среды на аварийном участке через различные промежутки времени. Показано, что при определенном внезапном газовыделении взрывоопасная концентрация метана образуется на расстоянии до 900 м от лавы и сохраняется в течение более 1 ч, что связано с длительностью процесса десорбции метана из угля.

3. Разработана унифицированная математическая модель и предложен численный метод решения уравнений, описывающих процессы формирования и распространения воздушных ударных волн, отличающийся от известных ранее методов учетом цепной реакции быстрого горения.

4. Разработаны алгоритм и программа расчета распространения воздушных ударных волн в сложной сети горных выработок, отличающиеся от ранее известных вычислением избыточных давлений и температур, учетом влияния на них отражения волн от различных препятствий и наложения при встрече из разных выработок.

5. Впервые получено и экспериментально проверено в натуральных условиях аналитическое и численное решение задачи взаимодействия воздушной ударной волны с изолирующими перемычками. Результаты исследований позволили установить максимально возможные давления на перемычки различных типов и конструкций.

6. Выполнены теоретические и экспериментальные исследования гашения ударных волн пенными и породными пробками. Теоретически описано

взаимодействие ударных волн с водяными и сланцевыми заслонами. Обоснованы параметры гашения ударных волн средствами огнепреграждения.

7. Разработана наиболее адекватная расчетная схема взрывоустойчивой перемычки с проемными трубами. Для решения задачи напряженно-деформированного состояния взрывоустойчивой перемычки использован метод, заключающийся в учете влияния на изгиб перемычки внутренних поперечных сил и энергии сдвига от них.

8. Установлено, что прочность перемычек с одной проемной трубой диаметром 0,8 м обеспечена при их возведении в выработках с площадью сечения 4...30 м², с двумя аналогичными трубами, – начиная с 8 м².

9. Обоснованы конструктивные параметры изолирующей взрывоустойчивой перемычки. Разработаны различные варианты крепления проемных труб в моноблоке взрывоустойчивых перемычек и каркасная опалубка многоразового действия для возведения взрывоустойчивых перемычек гидромеханическим способом толщиной от 1,6 до 4,5 м в горных выработках с площадью поперечного сечения 4...30 м².

10. Обоснован выбор материалов, предназначенных для сооружения в шахтах гидромеханическим способом быстровозводимых взрывоустойчивых перемычек. В качестве основного материала приняты растворы на основе гипсового вяжущего. Разработаны различные добавки с пластифицирующим эффектом для улучшения характеристик растворов из гипсового вяжущего с целью замедления схватывания, повышения водостойкости сооружений и др.

11. Разработан комплект оборудования ОПР-1 для приготовления и перекачивания растворов производительностью до 10 м³/ч, который, по сравнению с существующими аналогами, имеет преимущества в приготовлении более качественных непластифицированных и пластифицированных быстротвердеющих растворов из гипсового вяжущего с требуемыми физико-механическими характеристиками.

12. Осуществлено опытно-промышленное внедрение результатов диссертационной работы. Ожидаемый годовой экономический эффект от внедрения равен 6,6 млн грн.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абинов А.Г. Исследование параметров взрыва метанопылевоздушных смесей и совершенствование средств гашения ударных волн в горных выработках угольных шахт: дис. ...канд. техн. наук: 84.06.22 / А.Г. Абинов. – Караганда, 1985. – 181 с.
2. Абрамов Ф.А. Автоматизация проветривания шахт / Ф.А. Абрамов, В.А. Бойко. – Киев: Наукова думка, 1967. – 236 с.
3. Абрамович Г.Н. Прикладная газовая динамика / Г.Н. Абрамович. – М.: Наука, 1969. – 824 с.
4. Автоматическая система взрывоподавления локализации взрывов метановоздушной смеси и угольной пыли / А.В. Джигрин, Ю.В. Горлов, К.В. Горлов, В.Д. Чигрин // Безопасность труда в пром-сти. – 2004. – № 10. – С. 13 – 15.
5. Агеев В.Г. Взрывы метана и их моделирование при эндогенных пожарах в выработанных пространствах газообильных участков / В.Г. Агеев, И.Н. Зинченко // Пожежна безпека – 2011: матер. X Міжнар. наук.-практ. конф. 17-18 листоп. 2011 р. – Харків: НУЦЗ Укр., 2011. – С. 210 – 211.
6. Агеев В.Г. Влияние метановых слоев на формирование ударных волн при пожарах в горных выработках / В.Г. Агеев, И.Н. Зинченко // Форум гірників–2009: матер. 1-ї Міжнар. конф. «Підземні катастрофи: моделі, прогноз, запобігання». – Дніпропетровськ: Нац. гірн. ун-т, 2009. – С. 29 – 33.
7. Агеев В.Г. Газовыделение из отторгнутого от массива угля и формирование взрывоопасных зон при внезапных выбросах угля и газа в тупиковых горных выработках / В.Г. Агеев, С.П. Греков, И.Н. Зинченко // Физико-технические проблемы горного производства: сб. науч. тр. // Ин-т физики горных процессов НАН Украины. – Донецк, 2013. – Вып. 16. – С. 137 – 144.
8. Агеев В.Г. Газодинамический подход к вопросу формирования и распространения ударных волн в горных выработках / В.Г. Агеев, И.Н. Зинченко //

Математическое моделирование в образовании, науке и производстве: тез. VIII Междунар. конф. / Приднестровский ун-т. – Тирасполь, 2013. – С. 39.

9. Агеев В.Г. Динамическое напряженно-деформированное состояние взрывоустойчивой перемычки / В.Г. Агеев, И.Ф. Марийчук // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2013. – Вып. 50. – С. 7 – 15.

10. Агеев В.Г. Загазование тупиковых горных выработок после внезапных выбросов угля и газа / В.Г. Агеев, С.П. Греков, И.Н. Зинченко // Уголь Украины. – 2013. – № 6. – С. 11 – 13.

11. Агеев В.Г. Закономерности формирования взрывоопасной среды в горных выработках при газодинамических явлениях / В.Г. Агеев, И.Н. Зинченко // Вестник Науч. центра по безопасн. работ в угольной пром-сти: науч.-техн. журн. – 2013. – № 1-2. – С. 30 – 37. Кемерово, Россия.

12. Агеев В.Г. Математическая модель напряженно-деформированного состояния шахтной взрывоустойчивой монолитной перемычки / В.Г. Агеев // Наук. вісник УкрНДІПБ. – 2012. – № 2 (26). – С. 165 – 172.

13. Агеев В.Г. Математическая модель формирования и отражения ударных волн в сети горных выработок / В.Г. Агеев, И.Н. Зинченко, С.П. Греков // Вестн. Херсонского гос. ун-та: сб. науч. тр. – Херсон, 2011. – № 42. – С. 21 – 27.

14. Агеев В.Г. Математическая модель формирования ударных волн в горных выработках при взрывах метана / В.Г. Агеев // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2010. – Вып. 47. – С. 5 – 10.

15. Агеев В.Г. Математическое моделирование напряженного состояния шахтной взрывоустойчивой перемычки / В.Г. Агеев, И.Ф. Марийчук // ВіТР, vol. 31, iss. 3, 2013, pp. 33 – 39, Poland.

16. Агеев В.Г. Математическое моделирование формирования взрывоопасной среды в шахтах при газодинамических явлениях / В.Г. Агеев, С.П. Греков, И.Н. Зинченко // Вестн. Херсонского нац. техн. ун-та. – Херсон: ХНТУ, 2013. – Вып. 2(47). – С. 13 – 17.

17. Агеев В.Г. Методика определения параметров барьерных перемычек / В.Г. Агеев, В.И. Лебедев // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2012. – Вып. 49. – С. 5 – 10.

18. Агеев В.Г. Моделирование наложения и взаимодействия ударных волн на пути их движения при повторных взрывах / В.Г. Агеев, И.Н. Зинченко // Физико-технические проблемы горного производства: сб. науч. тр. // Ин-т физики горных процессов НАН Украины. – Донецк, 2012. – С. 111 – 117.

19. Агеев В.Г. Моделирование распространения воздушных ударных волн в сети горных выработок и определение границ опасных зон их влияния / В.Г. Агеев, Т.Г. Салахутдинов // Пожарная безопасность – 2013: матер. XI Междунар. науч.-практ. конф. «Пожарная безопасность и аварийно-спасательное дело: состояние, проблемы и перспективы»; 25 – 26 сентября 2013 г. – Киев, 2013. – С. 339 – 341.

20. Агеев В.Г. Моделирование распространения ударных волн при мгновенной и цепной реакциях горения метана и пыли в горных выработках / В.Г. Агеев, И.Н. Зинченко // Форум гірників – 2012: матер. Міжнар. конф.; 3 – 6 жовтня 2012 р.: в 4 т. Т.4. – Дніпропетровськ: НГУ, 2012. – С. 12 – 17.

21. Агеев В.Г. Напряженное состояние шахтной взрывоустойчивой перемычки с проемными трубами / В.Г. Агеев // Труды ун-та / КарГТУ. – 2013. – № 3 (52). – С. 55 – 57. Караганда, Казахстан.

22. Агеев В.Г. Определение с помощью ЭВМ безопасных мест возведения изолирующих взрывоустойчивых перемычек при взрывах метанопылевоздушной смеси в шахтах / В.Г. Агеев, А.А. Всякий, Т.Г. Салахутдинов // Підземні катастрофи: моделі, прогноз, запобігання: матер. 2-ї Міжнар. наук.-техн. конф. 18 травня 2011 р. – Дніпропетровськ: НГУ, 2011. – С. 134 – 142.

23. Агеев В.Г. Оптимизация конструктивных элементов оборудования для возведения изолирующих сооружений в шахтах с учетом основных технологических параметров / В.Г. Агеев, Г.И. Пейтибай // Об'єднання теорії та практики – запорука підвищення боєздатності оперативно-рятувальних

підрозділів: тез. докл. Всеукраїнської наук.-практ. конф. – Харків: НУЦЗУ, 2013. – 389 с.

24. Агеев В.Г. Проблемы предотвращения и локализации взрывов метана в шахтах / В.Г. Агеев // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2009. – Вып. 46. – С. 5 – 10.

25. Агеев В.Г. Прогноз последствий действия волн давления при сотрясательном взрывании и вспышках метана в тупиковых выработках / В.Г. Агеев // XXIV Междунар. науч.-практ. конф. по проблемам пожарной безопасности: тез. докл.: в 3 ч. Ч. 3. – М.: ВНИИПО, 2012. – С. 294 – 296.

26. Агеев В.Г. Программно-вычислительный комплекс расчета безопасных мест ведения горноспасательных работ при взрывах метанопылевоздушной смеси в шахтах / В.Г. Агеев, А.А. Всякий, Т.Г. Салахутдинов // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2011. – Вып. 48. – С. 5 – 13.

27. Агеев В.Г. Пути совершенствования оборудования для изоляции участков при пожарах в шахтах / В.Г. Агеев, Г.И. Пефтибай // Наук. вісник УкрНДПБ. – 2012. – № 1 (25). – С. 60 – 67.

28. Агеев В.Г. Разгазирование тупиковых выработок в аварийных условиях / В.Г. Агеев // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2008. – Вып. 45. – С. 5 – 9.

29. Агеев В.Г. Расчет конструктивных параметров оборудования для возведения изолирующих сооружений гидромеханическим способом в шахтах / В.Г. Агеев, Г.И. Пефтибай, Э.Г. Чайковская // Наук. вісн. УкрНДПБ. – 2013. – № 1(27). – С. 212 – 218.

30. Агеев В.Г. Скачки скорости и давления газов при взрывах и сверхзвуковом течении газов на прямых участках выработки / В.Г. Агеев // Вестн. Кузбасского гос. техн. ун-та: науч.-техн. журн. – 2013. – № 4. – С. 124 – 127. Кемерово, Россия.

31. Агеев В.Г. Управление вентиляцией при изоляции подземных пожаров / В.Г. Агеев // Уголь Украины. – 2012. – № 11. – С. 28 – 30.

32. Агеев В.Г. Численно-аналитические решения задачи распространения ударных волн при дозвуковых течениях газов / В.Г. Агеев, И.Н. Зинченко, С.П. Греков // Вестник Херсонского гос. ун-та: сб. науч. тр. – Херсон, 2012. – № 45. – С. 17 – 23.

33. Агеев В.Г. Підвищення стійкості кріплення прорізних труб при зведенні вибухостійких перемичок / В.Г. Агеев // Пожежна безпека: зб. наук. пр. / ЛДУ БЖД. – Львів, 2012. – № 20. – С. 187 – 192.

34. Агрегат «Монолит-3» // Машины и приспособления при проходке горных выработок для механизации вспомогательных работ и ручного труда. Ч. 1. – М., 1992. – С. 57.

35. Амбарцумян С.А. Теория анизотропных оболочек / С.А. Амбарцумян. – М.: Физматлит, 1991. – 384 с.

36. Анализ травматизма горноспасателей за 1973 – 1985 гг. – Донецк: ВНИИГД, 1987. – 36 с.

37. Астанин А.В. Исследование взаимодействия ударных волн взрыва с защитными дисперсными перемычками в угольных шахтах / А.В. Астанин, И.М. Васенин, В.Г. Игишев // Междунар. конф. молодых ученых по математич. моделир. и информ. технологиям, 29–31 окт. 2002 г., Новосибирск, Академгородок. – Режим доступа: <http://www.sbras.ru/ws/YM2002/4668/>.

38. Астанин А.В. Исследование влияния ударной волны взрыва на выброс метана в угольных шахтах / А.В. Астанин, И.М. Васенин, Д.Ю. Палеев // Природная техногенная безопасность Сибири: докл. 6-й Междунар. конф. «Современные методы математического моделирования природных и антропогенных катастроф». – Красноярск: КГТУ, 2001. – С. 144 – 148.

39. Баганина А.Е. Математическое моделирование затухания ударных волн взрыва метана в пористых и сплошных защитных преградах / А.Е. Баганина // Вестн. Томского гос. ун-та. – Томск, 2012. – № 3. – С. 35 – 40.

40. Барашков Н.М. Использование термодинамических методов для расчета концентрационных пределов взрываемости пылегазовых сред в шахтах / Н.М. Барашков // 3-я юбил. науч.-практ. конф. «Науч.-техн. творчество

аспирантов и проф.-преп. состава». Ч.1. – Бийск: Бийск. технол. ин-т, 1995. – С. 116 – 117.

41. Бартльме Ф. Газодинамика горения / Ф. Бартльме; пер. с нем. А.М. Куршакова; под ред. М.Е. Дейча. – М.: Энергоиздат, 1981. – 280 с.

42. Безухов Н.И. Устойчивость и динамика сооружений в примерах и задачах. – М.: Стройиздат, 1999. – 424 с.

43. Бенш Я.Й. Зависимость взрывчатости угольной пыли и энергии инициирования от химических свойств угля / Я.Й. Бенш, Т.Ч. Кнётце, Д.Л. Морган // 24-я Междунар. конф. науч.-исслед. ин-тов по безопасности работ в горной пром-сти: реф. докл. – Донецк, 1991. – С. 39.

44. Бобров А.И. Борьба с местными скоплениями метана в угольных шахтах / А.И. Бобров. – М.: Недра, 1988. – 148 с.

45. Бобров А.И. Разработка и реализация методов и средств борьбы с местными скоплениями метана в шахтах: автореф. дис. ...д-ра техн. наук 05.26.01 / А.И. Бобров. – Донецк, 1992. – 42 с.

46. Бодягин М.Н. Рудничная вентиляция / М.Н. Бодягин. – М.: Недра, 1967. – 319 с.

47. Бойко В.М. О влиянии летучих на задержки воспламенения газовзвесей угольных пылей в ударных волнах / В.М. Бойко, А.Н. Папырин, С.В. Поплавский // Физика горения и взрыва. – 1991. – 27, № 2. – С. 101 – 111.

48. Бойко В.М. О механизме воспламенения пылей в проходящих ударных волнах / В.М. Бойко, А.Н. Папырин, С.В. Поплавский // Физика горения и взрыва. – 1993. – № 3. – С. 143 – 148.

49. Бокий Б.В. Метановыделение в действующие лавы из смежных выработанных пространств / Б.В. Бокий, О.И. Касимов // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб. науч. тр. – Макеевка: Донбасс, 2003. – С. 43 – 53.

50. Болбат И.Е. Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах / И.Е. Болбат, В.И. Лебедев, В.А. Трофимов. – М.: Недра, 1992. – 206 с.

51. Борисенко А.А. Диспергирование углей при внезапных выбросах / А.А. Борисенко. – М.: Наука, 1985. – 96 с.
52. Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах / М.И. Нецепляев, А.И. Любимов, П.М. Петрухин и др. – М: Недра, 1992. – 298 с.
53. Брюханов А.М. Анализ обстоятельств взрывов метана на шахтах и мероприятия по их предотвращению / А.М. Брюханов, А.Г. Мнухин, К.К. Бусыгин // Уголь Украины. – 2003. – № 4. – С. 37 – 40.
54. Брюханов А.М. Научно-технические основы расследования и предотвращения аварий на угольных шахтах / А.М. Брюханов. – Донецк: Норд-пресс, 2004. – 347 с.
55. Брюханов А.М. Развитие теории и совершенствование практики предупреждения и локализации взрывов в глубоких шахтах: дис. ... д-ра техн. наук: 05.26.01. – Макеевка, 2007. – 343 с.
56. Булгаков Ю.Ф. Обеспечение эффективности тушения экзогенных пожаров в угольных шахтах / Ю.Ф. Булгаков, С.Ю. Варшавский // Горн. пром-сть. – 2009. – № 5. – С. 51 – 54.
57. Булгаков Ю.Ф. Тушение пожаров в угольных шахтах / Ю.Ф. Булгаков. – Донецк: НИИГД, 2001. – 280 с.
58. Бурчаков А.С. Рудничная аэрология / А.С. Бурчаков, П.И. Мустель, К.З. Ушаков. – М.: Недра, 1971. – 315 с.
59. Васильев П.Н. Об изоляции пожароопасных участков шахт / П.Н. Васильев, В.А. Шерстов, А.В. Спицын // Уголь. – 2005. – № 11. – С. 13 – 14.
60. Вентиляция шахт, рудников и подземных сооружений / Ю.В. Шувалов, С.Г. Гендлер, М.М. Сметанин, И.А. Павлов, В.В. Смирняков. – СПб: СПб ГГИ, 2007. – 160 с.
61. Вентиляційні, ізолюючі та вибухостійкі перемички при ліквідації аварій у вугільних шахтах. Конструкція, матеріали та технологія зведення: СОУ 10.1-00174102-016:2011 / укл. В.Г. Агеєв, П.С. Пашковський, В.І. Лебедев та ін. – Київ: Міненерговугілля України, 2012. – 56 с.

62. Взаимосвязи составов газов в шахтной атмосфере при тяжелых техногенных авариях / А.Г. Мнухин, А.М. Брюханов, В.Г. Агеев, П.С. Пашковский, С.Я. Махно, А.И. Панишко // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб. науч. тр. / МакНИИ. – Макеевка, 2010. – Вып. 2 (26). – С. 5 – 24.

63. Взрывные явления. Оценка и последствия: в 2 кн.; пер. с англ. / под ред. Я.Б. Зельдеровича, Б.Е. Гельфанда. – М.: Мир, 1986. – Кн. 1. – 319 с.; кн. 2. – 384 с.

64. Взрывоустойчивая перемычка: пат. 2190100 Россия, МПК⁷ E 21 F 5/00 / В.А. Горбатов, А.И. Субботин, В.Г. Игишев, В.Б. Попов, А.А. Игишева. – 200128980/03; заявл. 20.11.200; опубл. 27.09.2002.

65. Взрывы рудничного газа и угольной пыли и их расследование // Расследование и предотвращение аварии на угольных шахтах: в 2 ч. Ч. 1 / А.М. Брюханов, В.И. Бережинский, К.К. Бусыгин, В.П. Колосюк, В.П. Коптиков, А.Г. Мнухин, Ю.Т. Хорунжий. – Донецк: Норд-Пресс, 2004. – С. 55 – 344.

66. Винокуров Л.П. Теория упругости и пластичности / Л.П. Винокуров. – Харьков: Госун-т, 1995. – 327 с.

67. Влияние места взрыва метановоздушной смеси на интенсивность ударной волны в горной выработке / И.М. Васенин, А.Ю. Крайнов, О.Ю. Лукашов, Д.Ю. Палеев, Э.Р. Шрагер // Современные методы математического моделирования природных и антропогенных катастроф: тр. 7-й Всерос. науч. конф. Т.1. – Красноярск: Ин-т вычисл. моделир. СО РАН, 2003. – С. 64 – 65.

68. Вовна О.В. Дослідження впливу зміни концентрації компонента пилогазової суміші на поріг вибуховості в умовах вугільних шахт / О.В. Вовна, А.А. Зорі, Р.І. Соломічев // Наук. пр. ДонНТУ. Сер. Обчисл. техніка та автоматизація. – 2012. – Вип. 23. – С. 143 – 152.

69. Волошин Н.Е. Газовыделение при выбросах. К разработке малоинерционной аппаратуры противогазовой защиты / Н.Е. Волошин,

А.Е. Ольховиченко, В.А. Воронин. – Изд. 2-е, исправ. и доп. – Донецк: Кассиопея, 2008. – 51 с.

70. Воропаев А.Ф. Тепловая депрессия шахтной вентиляции / А.Ф. Воропаев. – М.: Изд-во АН СССР, 1950. – 250 с.

71. Горбатов В.А. Исследование механизма взаимодействия ударных волн с перемычками / В.А. Горбатов, И.М. Васенин, В.Г. Игишев // Горн. инф.-анал. бюл. Моск. гос. горн. ун-та. – 2002. – № 7. – С. 86 – 87.

72. ГОСТ 17498-72 Мел. Виды, марки и основные технические требования.

73. Греков С.П. Расчет коэффициентов затухания воздушных ударных волн в горных выработках шахт / С.П. Греков, И.Н. Зинченко // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2012. – Вып. 49. – С. 10 – 14.

74. Греков С.П. Методика расчета параметров воздушных ударных волн при взрывах газа и пыли в шахтах / С.П. Греков, И.Н. Зинченко, В.С. Карманов // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2010. – Вып. 47. – С. 17 – 25.

75. Греков С.П. Распространение ударных воздушных волн при взрывах газа и пыли в горных выработках / С.П. Греков, П.С. Пашковский, В.С. Карманов // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2010. – Вып. 47. – С. 11 – 17.

76. Грядущий Б.А. Локализация взрывов метановоздушных смесей обрушенными горными породами / Б.А. Грядущий, Ю.Ф. Булгаков // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2000. – С. 81 – 86.

77. Гурин А.А. Локализация воздушных волн и воздушных ударов при массовых взрывах на шахтах / А.А. Гурин, В.Н. Назаренко // Изв. вузов. Горный журн. – 1982. – № 8. – С. 76 – 80.

78. Гурин А.А. Ударные воздушные волны в горных выработках / А.А. Гурин, П.С. Малый, С.К. Савенко. – Изд. 2-е, переработ. и доп. – М.: Недра, 1983. – 224 с.

79. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации: СОУ 10.1.00174088.001-2004. – Введ. 2005-01-01. – Киев: Минтопэнерго Украины, 2005. – 162 с. – (Стандарт Минтопэнерго Украины).

80. Деев Ю.В. Метановыделение при бурении дегазационных скважин / Ю.В. Деев, В.А. Маркин, В.В. Касьянов // Способы и средства создания безопасных условий труда в шахтах. – Макеевка: МакНИИ, 1984. – С. 75 – 80.

81. Дейч М.Е. Двухфазные течения в элементах теплоэнергетического оборудования / М.Е. Дейч, Г.А. Филиппов. – М.: Энергоатомиздат, 1987. – 328 с.

82. Джигрин А.В. Автоматическая система взрывоподавления – локализации взрывов метановоздушной смеси и угольной пыли в подземных горных выработках угольных шахт / А.В. Джигрин, Ю.В. Горлов, В.Д. Чигрин // Безопасность труда в пром-сти. – 2003. – № 8. – С. 22 – 26.

83. Джигрин А.В. Локализация взрывов метана и угольной пыли автоматическими системами / А.В. Джигрин, А.Ю. Горлов, С.Н. Полобразин // Безопасность труда в пром-сти. – 2006. – № 8. – С. 24 – 29.

84. Джигрин А.В. Прогнозирование взрывов газа и пыли в угольных шахтах / А.В. Джигрин, И.Р. Исаев, С.В. Мясников // Безопасность труда в пром-сти. – 2010. – № 4. – С. 38 – 42.

85. ДСТУ Б В.2.7-46-96. Будівельні матеріали. Цементи загальнобудівельного призначення. Технічні умови.

86. ДСТУ Б В.2.7-82:2010. Будівельні матеріали. В'язучі гіпсові. Технічні умови.

87. Дьяков В.А. Определение параметров состояния вещества на фронте ударной волны / В.А. Дьяков // Нов. машины и оборуд. для механиз. горнопроход. работ. – М., 1983. – С. 141 – 157.

88. Забурдяев Г.С. Антропогенные и природные причины взрывов метанопылевоздушных смесей в шахтах: докл. науч. симпозиума «Неделя горняка-2000» / Г.С. Забурдяев // Горн. инф.-анал. бюл. – 2000. – № 7. – С. 161 – 165.

89. Затухание ударных волн при их взаимодействии с системой «защитная завеса – перемычка» / В.А. Горбатов, И.М. Васенин, В.Г. Игишев, А.Ф. Син // Борьба с авариями в шахтах: сб. науч. тр. / РосНИИГД. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2003. – Вып. 16. – С. 66 – 72.

90. Звягильский Е.Л. Влияние схем проветривания лав на частоту взрывов метана / Е.Л. Звягильский, Б.В. Бокий, О.И. Касимов // Уголь Украины. – 2008. – № 7. – С. 18 – 21.

91. Зельдович Я.Б. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений / Я.Б. Зельдович, Ю.П. Райзер. – Изд. 3-е, исправл. – М.: Физматлит, 2008. – 656 с.

92. Зрелый Н.Д. Исследование параметров взрывов при подземных пожарах и распространения ударных волн по выработкам: дис. ... канд. техн. наук: 05.520 / Н.Д. Зрелый. – Донецк, 1969. – 165 с.

93. Игишев В.Г. Оценка параметров физических процессов прохождения ударной волны через двухфазную среду пылевых и водяных защитных сооружений / В.Г. Игишев, И.М. Васенин // Борьба с авариями в шахтах: сб. науч. тр. / РосНИИГД. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2007. – Вып. 17. – С. 146 – 150.

94. Исследование формирования ударных волн при распространении пламени по газозадушной смеси в трубах / А.Г. Абинов, В.М. Плотников, Ю.Н. Шебеко, О.Я. Еременко, Б.С. Фиалков, В.К. Муравлев, А.Л. Абрамович, А.М. Чеховских // Физика горения и взрыва. – 1987. – № 1. – С. 41 – 46.

95. Истечение метана из частиц угля / С.П. Греков, Б.И. Кошовский, М.В. Илык, И.Н. Смоланов // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД. – Донецк, 2002. – С. 74 – 88.

96. К вопросу об эффективности пылевзрывозащиты горных выработок угольных шахт / Г.А. Поздняков, Е.Я. Диколенко, С.В. Мясников, А.И. Новосельцев // Безопасность труда в пром-сти. – 2012. – № 12. – С. 45 – 48.

97. Калякин С.А. Анализ пожаровзрывоопасности угольной пыли / С.А. Калякин // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2012. – Вып. 49. – С. 27 – 35.

98. Калякин С.А. Взрывоопасность горючих газов и наночастиц пыли, генерируемых угольным веществом, и борьба со взрывами на угольных шахтах / С.А. Калякин, В.К. Костенко, Е.Л. Завьялова // Вісті Донец. гірн. ін-ту. – 2011. – № 2. – С. 70 – 83.

99. Калякин С.А. Взрывоопасность метанугольных аэрозолей в горных выработках и пылегазовый режим угольных шахт / С.А. Калякин // Безопасность труда в пром-сти. – 2013. – № 6. – С. 73 – 76.

100. Калякин С.А. Идеология взрывобезопасности угольных шахт, опасных по газу и угольной пыли / С.А. Калякин // Безопасность труда в пром-сти. – 2010. – № 11. – С. 38 – 43.

101. Калякин С.А. Механизм образования взрывоопасной среды и ее детонации в зонах метастабильного состояния угольного вещества / С.А. Калякин // Вісті Донецького гірничого ін-ту: зб. наук. праць. – 2008. – 2. – С. 27 – 34.

102. Калякин С.А. Предотвращение взрывов метана и угольной пыли в горных выработках шахт / С.А. Калякин // Взрыв. дело. – 2008. – № 56. – С. 271 – 284.

103. Касимов О.И. Борьба с газовыделением из выработанного пространства при столбовой системе разработки / О.И. Касимов, В.В. Балинский, П.П. Ищенко // Уголь Украины. – 1972. – № 2. – С. 37 – 39.

104. Касимов О.И. Проветривание выемочных участков при столбовой системе разработки / О.И. Касимов, М.И. Верзилов // Уголь Украины. – 1977. – № 1. – С. 40 – 42.

105. Клебанов Ф.С. Воздух в шахте: трактат о проветривании угольных шахт / Ф.С. Клебанов. – М.: Имидж-Сет, 1995. – 574 с.

106. Колмыков В.А. Метановыделение и борьба с ним в шахтах. – М.: Недра, 1981. – 134 с.

107. Компьютерное моделирование развития, распространения и локализации взрывов метановоздушных смесей в горных выработках / В.Г. Агеев, С.П. Греков, И.Н. Зинченко, Т.Г. Салахутдинов // Вісн. Харківського нац. ун-ту: зб. наук. праць. Сер. Математичне моделювання. Інформ. технології. Автоматизовані системи управління. – Вип. 21, № 1058. – Харків, 2013. – С. 512 – 518.

108. Копистинський Ю.С. Взаємодія полум'я і вогнегасного аерозолі речовини під впливом ударної хвилі / Ю.О. Копистинський, О.І. Лавренюк // Пожежна безпека:зб. наук. праць / ЛДУ БЖД, УкрНДПБ МНС України. – 2011. – № 18. – С. 71 – 75.

109. Коробейников В.П. Численное моделирование волновых процессов в угольных шахтах / В.П. Коробейников, В.В. Марков, И.С. Меньшов // Механизация. Современ. проблемы. – М., 1987. – С. 127 – 133.

110. Космодамианский А.С. Распределение напряжений в изотропных многосвязных средах / А.С. Космодамианский // Сб. науч. тр. / ДонГУ. – Донецк, 1992. – № 2. – С. 105 – 110.

111. Костарев А.П. О предупреждении взрывов метана и пыли и снижении взрывоопасности шахт / А.П. Костарев // Уголь. – 2002. – № 1. – С. 57 – 62.

112. Костеренко В.Н. Математическое моделирование нестационарных процессов вентиляции горных выработок угольных шахт: автореф. дис. ... канд. физ.-мат. наук: 01.02.05/ В.Н. Костеренко. – Томск, 2011. – 21 с.-198

113. Костеренко В.Н. Ударные волны при взрывах в угольных шахтах / В.Н. Костеренко, Д.Ю. Палеев, И.М. Васенин. – Киммерийский центр, 2011.

114. Котляров О.К. Підвищення надійності контролю вибухонебезпечності гірничих виробок шахт: автореф. дис. ...канд. техн. наук: 05.26.01 / О.К. Котляров. – Дніпропетровськ, 2005. – 19 с.

115. Краснянский М.Е. Порошковая пожаровзрывозащита / М.Е. Краснянский. – Донецк: Общ-во книголюбов, 1994. – 152 с.

116. Кратова Ю.В. Численное исследование дифракции ударных волн в каналах / Ю.В. Кратова, А.В. Федоров, Т.А. Хмель // Физика горения и взрыва. – 2008. – Т. 44, № 1. – С. 85 – 95.
117. Криволапов В.Г. Взаимодействие ударно-воздушной волны с водяными заслонами при возведении изолирующих противопожарных перемычек / В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин // Научно-технологические разработки и использования минеральных ресурсов: матер. Междунар. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: СибГИУ, 2007. – С. 198 – 203.
118. Кудинов Ю.В. Развитие систем взрывозащиты угольных шахт / Ю.В. Кудинов, О.И. Кашуба, Ю.В. Манжос // Уголь Украины. – 2007. – № 9. – С. 17 – 20.
119. Кудинов Ю.В. Совершенствование взрывозащиты шахтных дегазационных систем / Ю.В. Кудинов. – Макеевка, 2006. – 285 с.
120. Левкин Н.Б. Предотвращение аварий и травматизма в угольных шахтах Украины / Н.Б. Левкин. – Донецк: Донбасс, 2002. – 392 с.
121. Ликвидация аварий в угольных шахтах. Теория и практика / под ред. Г.М. Алейниковой. – Киев: Техника, 1999. – 320 с.
122. Лойцянский Л.Г. Механика жидкостей и газов / Л.Г. Лойцянский. – М.: Дрофа, 2003. – 840 с.
123. Лукашов О.Ю. Исследование волновых эффектов, возникающих при распространении ударных волн по разветвленной сети горных выработок: дис. ... канд. физ.-мат. наук: 01.02.05 / О.Ю. Лукашов. – Томск, 2003. – 141 с.
124. Малышев Ю.Н. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов / Ю.Н. Малышев, К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: Академия горных наук, 2000. – 519 с.
125. Мамаев В.И. Предупреждение взрывов пылеметановоздушных смесей / В.И. Мамаев, Ж.А. Ибраев, В.А. Лигай и др. – М.: Недра, 1990. – 159 с.
126. Математическая теория взрыва / Я.Б. Зельдович, Г.И. Баренблатт, В.Б. Либрович, Г.М. Махвиладзе. – М.: Наука, 1980. – 478 с.

127. Методика газодинамического расчета параметров воздушных ударных волн при взрывах газа и пыли: утв. Госгортехнадзором России 01.04.2003. – М., 2003. – 16 с.

128. Методика определения параметров воздушных ударных волн при взрывах газов и пыли в горных выработках: взамен прил. 21 к Уставу ВГСЧ по орг. и ведению горноспасат. работ, изд. 1986 г. – Мин-во угольной пром-сти СССР, 1987. – 31 с.

129. Методические указания по определению экономической эффективности использования в угольной промышленности новой техники, связанной с предупреждением и тушением подземных пожаров: утв. Минуглепромом СССР 28.11.1980. – М.: Недра, 1981. – 114 с.

130. Методы прогноза и способы предотвращения выбросов газа, угля и пород / Ю.Н. Малышев, А.Т. Айруни, Ю.Л. Худин, М.И. Большинский. – М.: Недра, 1995. – 352 с.

131. Михлин С.Г. Вариационные методы в математической физике / С.Г. Михлин. – М.: Гостехиздат, 1997. – 422 с.

132. Мнухин А.Г. Закономерная связь между дебитом исходящих газов и состоянием горных выработок шахты после техногенной катастрофы / А.Г. Мнухин, А.М. Брюханов, В.Г. Агеев // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб. науч. тр. / МакНИИ. – Макеевка, 2008. – № 1 (21). – С. 3 – 11.

133. Мнухин А.Г. Методы безопасной оценки состояния горных выработок после техногенных аварий / А.Г. Мнухин, А.М. Брюханов, В.Г. Агеев // Уголь Украины. – 2009. – № 9. – С. 23 – 26.

134. Морев А.М. Внезапные разрушения почвы и прорывы метана в выработки угольных шахт / А.М. Морев, Л.А. Скляр, И.М. Большинский и др. – М.: Недра, 1992. – 174 с.

135. Морозов И.Ф. Снижение газовыделения в угольных шахтах / И.Ф. Морозов, В.К. Тарасенко. – Киев: Техника, 1972. – 159 с.

136. Мячин В.В. Система производства изоляционных работ и тушения подземного пожара в шахте с применением криогенной техники / В.В. Мячин, С.А. Шаров, А.Е. Чуприков // Безопасность труда в пром-сти. – 2004. – № 4. – С. 13 – 15.

137. Налисько Н.Н. Газодинамический расчет параметров распространения воздушных ударных волн в горных выработках / Н.Н. Налисько // Вісн. КрНУ. – 2013. – Вип. 5. – С. 136 – 144.

138. Налисько Н.Н. Динамическое воздействие ударных воздушных волн на взрывоустойчивые перемычки / Н.Н. Налисько // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2013. – Вып. 50. – С. 67 – 77.

139. О схемах подготовки и проветривания выемочных участков, устраняющих опасность распространения поражающих факторов взрывов метана и пыли по сети горных выработок / И.В. Недашковский, В.И. Лебедев, В.Н. Мислявцев, Н.В. Чикалиева // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб. науч. тр. / МакНИИ. – Ч. 1. – Макеевка, 2004. – С. 6 – 15.

140. Овчинников В.Ф. Роль физико-химических факторов в оценке мер по предупреждению взрывов в шахтах / В.Ф. Овчинников, А.В. Ступак // Уголь Украины. – 2003. – № 2. – С. 36 – 37.

141. Омельченко А.С. Новое оборудование для возведения изолирующих сооружений в шахтах / А.С. Омельченко, Г.И. Пейтибай, Е.И. Бржевский // Уголь Украины. – 2003. – № 1. – С. 40 – 41.

142. Опыт эксплуатации устройств взрывозащиты и проблемы подавления взрывного горения на угольных шахтах / С.С. Золотых, В.Г. Казанцев, Р.И. Куимов, М.С. Золотых // Уголь. – 2012. – № 4. – С. 34 – 39.

143. Открытие, диплом № 44–S. Закономерная связь между состоянием горных выработок в угольной шахте после техногенной аварии и дебитом выделяющихся газов / А.Г. Мнухин, А.М. Брюханов, В.Г. Агеев. – Заявка на открытие № А-500 от 17 июня 2009 г.; приоритет 2008 г., сб. науч. тр. МакНИИ

«Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах», 2008, вып. 21; зарегистр. 20.08.2010, № 500.

144. Открытие, диплом № 53–S. Закономерная связь между характером техногенных процессов и составом газов в подземных горных выработках / А.Г. Мнухин, А.М. Брюханов, В.Г. Агеев, П.С. Пашковский, С.Я. Махно, А.И. Панишко. – Заявка на открытие № 570 от 14 апреля 2013 г.; приоритет 27.09.2012, журнал «Уголь Украины», 2012, № 9; зарегистр. 07.06.2013, № 570.

145. Палеев Д.Ю. Автоматизация расчета зон поражения при взрывах метана и угольной пыли в шахтах / Д.Ю. Палеев, В.Н. Костеренко, О.Ю. Лукашов // Вестн. МАНЭБ. – 2004. – Т.9, № 9. – С. 141 – 145.

146. Палеев Д.Ю. Взаимодействие воздушных ударных волн с вентиляционными и изолирующими сооружениями / Д.Ю. Палеев, А.В. Масленков // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов: матер. Междунар. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: СибГИУ, 2004. – С. 35 – 38.

147. Палеев Д.Ю. Взаимодействие ударной волны с основными заслонами, установленными за сопряжением с тупиковой выработкой / Д.Ю. Палеев, В.Г. Криволапов // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов: матер. Междунар. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: СибГТУ, 2004. – С. 99 – 102.

148. Палеев Д.Ю. Затухание давления воздушной ударной волны на прямолинейных участках горных выработок / Д.Ю. Палеев, О.Ю. Лукашов // Вопросы безопасности труда на горных предприятиях: сб. науч. тр. – Кемерово: КузГТУ, 2003. – Вып. 2. – С. 64 – 72.

149. Палеев Д.Ю. Исследование влияния примыкающей тупиковой выработки на интенсивность ударной волны / Д.Ю. Палеев, О.Ю. Лукашов // Безопасность угольных предприятий: сб. науч. тр. – Кемерово: ВостНИИ, 2004. – С. 47 – 55.

150. Палеев Д.Ю. Математическое моделирование активного воздействия на взрывоопасные области и очаги горения в угольных шахтах / Д.Ю. Палеев, О.П. Брабандер. – Томск: Изд-во Томского ун-та, 1999. – 199 с.

151. Палеев Д.Ю. Параметрические исследования газодинамических процессов при расположении зоны взрыва в лаве / Д.Ю. Палеев, Е.М. Терехина // Вестн. Кузбасс. гос. техн. ун-та. – 2005. – № 5. – С. 48 – 49.

152. Палеев Д.Ю. Распространение поражающих факторов взрыва в сети горных выработок / Д.Ю. Палеев, О.Ю. Лукашов // Вопросы безопасности труда на горных предприятиях: сб. науч. тр. – Кемерово: КузГТУ, 2003. – Вып. 2. – С. 72 – 82.

153. Параметри повітряних ударних хвиль та безпечних відстаней при вибухах газів та пилу у гірничих виробках. Методика розрахунку: СОУ-Н 10.1.00174102.012:2010. – Київ: Мінвуглепром України, 2011. – 46 с.

154. Паращевин В.Ф. Способы крепления проемных труб при возведении взрывоустойчивых перемычек / В.Ф. Паращевин, Э.Г. Чайковская, Д.Ф. Золотарева // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2012. – Вып. 49. – С. 55 – 60.

155. Пат. № 61305 Україна, МПК А62В 19/00. Регенеративний респіратор з хімічно зв'язаним киснем / В.Г. Агєєв, Е.Г. Ільїнський, Є.І. Конопелько, П.С. Пашковський, Р.С. Плетенецький; заявник і власник патенту НДІ гірничорятувальної справи та пожежної безпеки «Респіратор». – № 201101708; заявл. 14.02.2011; опубл. 11.07.2011, Бюл. № 13.

156. Пат. № 62838 Україна, МПК А62С 1366. Порошковий вогнегасник / В.Ф. Паращевін, С.Г. Філімонов, В.Г. Агєєв, В.М. Копитков, А.Л. Кудряшов, Г.О. Філіпенко; заявник і власник патенту НДІ гірничорятувальної справи та пожежної безпеки «Респіратор». – № 201107152; заявл. 06.06.2011; опубл. 12.09.2011, Бюл. № 17.

157. Пат. № 68688 Україна, МПК А62В 7/08. Груповий ізолювальний дихальний апарат з хімічно зв'язаним киснем / В.Г. Агєєв, В.В. Говжеєв, Е.Г. Ільїнський, Є.І. Конопелько, П.С. Пашковський, Р.С. Плетенецький,

Ю.А. Шип; заявник і власник патенту НДІ гірничорятувальної справи та пожежної безпеки «Респіратор». – № 201110306; заявл. 23.08.2011; опубл. 10.04.2012, Бюл. № 7.

158. Пат. № 71386 Україна, МПК А62В 21/00. Пусковий пристрій ізолювального дихального апарата / В.Г. Агєєв, Е.Г. Ільїнський, М.М. Ковалевська, С.В. Олейніков, Є.В. Попов, Ю.Є. Співак; заявник і власник патенту НДІ гірничорятувальної справи та пожежної безпеки «Респіратор». – № 201200126; заявл. 04.01.2012; опубл. 10.07.2012, Бюл. № 13.

159. Пацей Н.К. Опыт применения смесительно-нагнетательной установки «МОНОЛИТ-1М» для возведения взрывоустойчивых перемычек / Н.К. Пацей, А.О. Брижак, В.М. Кондаков // Уголь. – 2007. – № 2. – С. 13 – 15.

160. Пашковский П.С. Актуальные вопросы борьбы с самовозгоранием угля: сб. науч. тр. / П.С. Пашковский, С.П. Греков, И.Н. Зинченко. – Донецк: Арпи, 2012. – 656 с.

161. Пашковский П.С. Проветривание шахт при подземных пожарах / П.С. Пашковский, В.И. Лебедев. – Донецк: Арпи, 2012. – 448 с.

162. Перехрест Ю.Н. Переходные газовые процессы при изоляции подземных пожаров / Ю.Н. Перехрест, В.И. Лебедев, Т.Г. Салахутдинов // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2013. – Вып. 50. – С. 50 – 54.

163. Пефтибай Г.И. Применение современных материалов для возведения изолирующих взрывоустойчивых сооружений / Г.И. Пефтибай, Э.Г. Чайковская, А.М. Луганский // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2010. – Вып. 47. – С. 25 – 34.

164. Пефтибай Г.И. Требования к материалам для возведения изолирующих сооружений в угольных шахтах / Г.И. Пефтибай // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2003. – С. 36 – 44.

165. Пефтибай Г.И. Эффективные средства возведения изолирующих сооружений в подземных выработках при ведении аварийно-спасательных работ /

Г.И. Пефтибай // Матеріали VII Всеукр. наук.-практ. конф. рятувальників «Пожежна безпека та аварійно-рятувальна справа: стан, проблеми і перспективи» (Пожежна безпека-2005). – Київ: УкрНДІПБ МНС України, 2005. – С. 248 – 250.

166. Плотников В.М. Исследование параметров взрывов горючих газов в шахтах и разработка взрывоустойчивых перемычек: дис. ... канд. техн. наук / В.М. Плотников. – Караганда, 1980. – 221 с.

167. Плотников В.М. Разработка и применение преград для обеспечения взрывозащиты в горных выработках и тоннелях: аналитический обзор / В.М. Плотников. – Караганда: КФ АО «НЦНТИ», 2012. – 59 с.

168. Повышение эффективности проветривания угольных шахт с высоконагруженными лавами / А.Ф. Булат, Е.Л. Звягильский, Б.В. Бокий, В.В. Радченко, И.А. Яценко. – Донецк, 2004. – 264 с.

169. Подгорный Н.Е. Предотвращение возникновения и распространения взрывов метана и угольной пыли в шахтах / Н.Е. Подгорный, О.И. Кашуба, Ю.В. Кудинов // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб. науч. тр. / МакНИИ. – Макеевка, 2002. – С. 30 – 35.

170. Порошковый вогнегасник: пат. № 62838 Україна, МПК А62С 1366 / В.Ф. Парашевін, С.Г. Філімонов, В.Г. Агєєв, В.М. Копитков, А.Л. Кудряшов, Г.О. Філіпенко; заявник і власник патенту НДІ гірничорятувальної справи та пожежної безпеки «Респіратор». – № 201107152; заявл. 06.06.2011; опубл. 12.09.2011, Бюл. № 17.

171. Предупреждение взрывов газов и пыли в угольных шахтах / А.А. Мясников, С.П. Старых, В.И. Чикунов. – М: Недра, 1985. – 290 с.

172. Предупреждение и ликвидация взрывов в подземных условиях / сост. У. Умнов, А.С. Голик, Д.Ю. Палеев, Н.Р. Шевцов. – М.: Недра, 1990. – 286 с.

173. Предупреждение и локализация взрывов газа и пыли в угольных шахтах / А.В. Джигрин, Г.А. Поздняков, А.И. Новосельцев, А.П. Коренев // Безопасность труда в пром-сти. – 2009. – № 4. – С. 22 – 26.

174. Противопожарная перемычка: пат. 2323342 Россия, МПК Е 21 F 17/103 (2006.01) / А.М. Ермолаев, А.А. Ермолаев, А.В. Ремезов, В.Г. Харитонов. – № 2006119070/03; заявл. 31.05.2006; опубл. 27.04.2008.
175. Рабинович Б.З. Гидравлика / Б.З. Рабинович. – М.: Недра, 1980. – 278 с.
176. Расчет несущей способности монолитных перемычек при воздействии динамических нагрузок / Н.В. Каледин, А.С. Омельченко, В.К. Крикуненко, Е.В. Курбацкий // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД.– Донецк, 2000.– С. 17 – 26.
177. Результаты стендовых испытаний пневматической закладочной перемычки / В.С. Рахутин, В.В. Русских, И.А. Карапа, В.Ф. Бабич // Сб. науч. тр. / НГУ. – Днепропетровск, 2005. – 15 с.
178. Рождественский Б.Л. Системы квазилинейных уравнений и их приложения к газовой динамике / Б.Л. Рождественский, Н.Н. Яненко. – М.: Наука, 1978. – 687 с.
179. Роуч П. Вычислительная гидродинамика / П. Роуч. – М.: Мир, 1980. – 616 с.
180. Руденко Ю.Ф. Управление распространением ударных волн в сети выработок угольной шахты при взрыве газа и пыли: дис. ... канд. физ.-мат. наук: 01.02.05 / Ю.Ф. Руденко. – Томск, 2009. – 122 с.
181. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт: утв. Госкомнадзорохрантруда Украины 20.12.93 № 131. – Киев: Основа, 1994. – 312 с.
182. Русских В.В. Параметры взрывозащитных устройств для гашения ударных воздушных волн при подземной добыче руд / В.В. Русских, А.В. Яворский, Е.А. Яворская. – Днепропетровск: НТУ, 2012. – 93 с.
183. Руських В.В. Обґрунтування параметрів вибухозахисної перемички для гасіння ударних повітряних хвиль при підземному видобутку руд: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.11 / В.В. Руських. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2005. – 15 с.
184. Савенко С.К. Ударные волны в подземных выработках / С.К. Савенко, А.А. Гурин, П.С. Малый. – М.: Недра, 1973. – 34 с.

185. Садовский М.А. Избранные труды: Геофизика и физика взрыва / М.А. Садовский. – М.: Наука, 2004. – 440 с.

186. Святный В.А. Паралельне моделювання складних динамічних систем / В.А. Святный // Моделирование – 2006: матер. междунар. конф. – Киев, 2006. – С. 83 – 90.

187. Святный В.А. Генератор уравнений параллельной модели сетевого динамического объекта с распределенными параметрами / В.А. Святный, О.В. Молдованова // Проблемы моделирования и автоматизации проектирования динамических систем: сб. науч. тр. / ДонГТУ. – Донецк, 1999. – Вып. 10. – С. 135–141.

188. Семенов А.Н. Экспериментальное исследование распространения ударных волн в криволинейных каналах и интерпретация результатов / А.Н. Семенов, В.А. Комиссарчук, Н.П. Менде // Нестационарные течения газов с ударными волнами: докл. Всесоюзн.семина.-совещ. – Л., 1990. – С. 140 – 151.

189. Скляр Л.А. Прогноз и предупреждение прорывов метана из почвы выработок / Л.А. Скляр, В.Т. Водолоский, В.В. Шерсткин. Обзор / ЦНИЭуголь. – М., 1984. – 29 с.

190. Смоланов С.М. Основи гірничорятувальної справи / С.М. Смоланов, В.І. Голінько, Б.А. Грядущий. – Дніпропетровськ: НГУ, 2002. – 267 с.

191. Смоланов С.Н. Изоляционные, вентиляционные и взрывоустойчивые переемычки / С.Н. Смоланов, В.И. Голинько, М.С. Мартиненко. – Днепропетровск: Наука и образование, 2002. – 261 с.

192. Смоланов С.Н. Ликвидация сложных подземных аварий методами вентиляционного воздействия / С.Н. Смоланов. – Днепропетровск: Наука и образование, 2002. – 272 с.

193. Соболев Г.Г. Горноспасательное дело / Г.Г. Соболев. – Изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: Недра, 1979. – 432 с.

194. Современные материалы для возведения гидромеханическим способом изолирующих сооружений в шахте / В.Г. Агеев, Г.И. Пейтибай, Э.Г. Чайковская, Н.А. Выпирайло // XXIV Междунар. науч.-практ. конф. по

проблемам пожарной безопасности: тез. докл.: в 3 ч. Ч. 3. – М.: ВНИИПО, 2012. – С. 365 – 367.

195. Соломахин А.Н. Передвижная взрывоустойчивая перемычка / А.Н. Соломахин, В.Ф. Доценко, С.А. Бейлин // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / ВНИИГД. – Донецк, 1990. – С. 11 – 13.

196. Способы оценки состава газов в шахтной атмосфере при тяжелых техногенных авариях / А.Г. Мнухин, А.М. Брюханов, В.Г. Агеев, П.С. Пашковский, С.Я. Махно, А.И. Панишко // Уголь Украины. – 2012. – № 8. – С. 23 – 30; № 9. – С. 38 – 44.

197. Справочник по креплению горных выработок / М.Н. Гелускул, В.Н. Ходин, Е.С. Киселев, Н.П. Бушуев. – М.: Недра, 1992. – 368 с.

198. Статут ДВГРС по організації і веденню гірничорятувальних робіт: ДНАОП 1.1.30–4.01–97: затв. Мінвуглепромом України 06.06.97 № 232. – Київ, 1997. – 454 с.

199. Стукало В.А. Характеристика угольных шахт по опасности взрыва угольной пыли / В.А. Стукало // Пути повышения безопасности горных работ в угольной отрасли: тез. докл. науч.-практ. конф. – Макеевка: МакНИИ, 2004. – С. 52 – 55.

200. Сухан Л. Термодинамика рудничной атмосферы / Л. Сухан, М. Байер. – М.: Недра, 1978. – 255 с.

201. Сухоруков В.П. Расчет параметров установки дистанционной прокладки гибкого трубопровода / В.П. Сухоруков, В.В. Кузнецов // Разраб. месторождений полезных ископаемых: респ. межвед. науч.-техн. сб. – 1991. – Вып. 89. – С. 93 – 98.

202. Тагиев В.Н. Аэродинамика вентиляции / В.Н. Тагиев. – М.: Стройиздат, 1979. – 314 с.

203. Талиев В.Н. Аэрогазодинамика вентиляции / В.Н. Талиев. – М.: Стройиздат, 1979. – 343 с.

204. Таранец Ю.В. Результаты испытаний кассетного трубопровода для разгазирования тупиковых выработок в аварийных условиях / Ю.В. Таранец,

Е.И. Бржевский, В.Е. Пяткин // Современные методы и средства ведения горноспасательных работ: сб. науч. тр. / ВНИИГД. – Донецк, 1989. – С. 38 – 42.

205. Тушение подземных пожаров на угольных шахтах / сост. Г.Г. Соболев, В.П. Чарков, А.М. Кушнарев и др. – М.: Недра, 1977. – 248 с.

206. Тюрин М.В. Повреждение воздушно-ударной волной и разработка специальных средств защиты и безопасности: автореф. дис. на соиск. уч. степ. д-ра мед. наук / М.В. Тюрин. – СПб, 2000. – 40 с.

207. Тянь Р.Б. Управляемость вентиляционной сети шахты / Р.Б. Тянь, В.Я. Потешкин, С.В. Саончик // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1974. – № 6. – С. 88 – 92.

208. Ударные и детонационные волны / Я.Ф. Кобылкин, В.В. Селиванов, В.С. Соловьев, Н.Н. Сысоев. – Физматлит, 2004. – 376 с.

209. Устав ВГСЧ по организации и ведению горноспасательных работ: утв. Мин-вом угольной пром-сти СССР 22 июня 1983 г. – М.: Недра, 1986. – 254 с.

210. Устройство для гашения пламени и энергии ударной воздушной волны: пат. 2215876 Россия, МПК⁷ E 21 F 5/00 / В.А. Горбатов, А.И. Субботин, В.Г. Игишев, В.Б. Попов, А.А. Игишева, И.М. Васенин. – № 2002110028/03; заявл. 16.04.2002; опубл. 10.11.2003.

211. Физический энциклопедический словарь. – М.: Советская наука, 1984. – 944 с.

212. Филиппов А.П. Численные методы прикладной теории упругости / А.П. Филиппов, Б.Я. Кантор. – Киев: Наук. думка, 1998. – 235 с.

213. Фролов М.А. Суфлярные выделения метана в угольных шахтах / М.А. Фролов, А.И. Бобров. – М.: Недра, 1971. – 171 с.

214. Фролов С.М. Эффекты неидеальности при зарождении и распространении взрыва: дис. ...д-ра физ.-мат. наук / С.М. Фролов. – 1992. – 393 с.

215. Цейтлин Я.И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов / Я.И. Цейтлин, Н.И. Смолин. – М.: Недра, 1981. – 192 с.

216. Чеховских А.М. О параметрах потока газа, движущегося за фронтом ударной волны в шероховатом канале / А.М. Чеховских. – Уголь Украины. – 1983. – № 4. – С. 43.

217. Чеховских А.М. Определение параметров обратного потока при взрывах горючих газов и пыли в шахтах / А.М. Чеховских // Локализация и тушение подземных пожаров. – 1989. – № 11. – С. 91 – 94.

218. Чеховских А.М. Распределение давления воздушной ударной волны вблизи внезапного сужения или расширения выработок / А.М. Чеховских // Уголь Украины. – 1983. – № 12. – С. 34.

219. Численное исследование ударных и детонационных волн в смесях газа с твердыми или жидкими частицами: дис. ...д-ра физ.-мат. наук / А.Г. Кутушев. – Тюмень, 1993. – 418 с.

220. Численное моделирование распространения ударных волн в горных выработках / И.М. Васенин, А.Ю. Крайнов, Э.Р. Шрагер, Д.Ю. Палеев // Современные методы математического моделирования природных и антропогенных катастроф: тр. 8-й Всеросс. конф. – Кемерово: Ин-т угля и углехимии СО РАН, 2005. – С. 118 – 126.

221. Численное моделирование распространения ударных волн от взрыва и горения газопылевой смеси в угольных шахтах / Д.Ю. Палеев, И.М. Васенин, А.Ю. Крайнов, Э.Р. Шрагер // 27-й Сибирский теплофизический семинар: тез. докл. – Новосибирск: ИТ СО РАН, 2004. – С. 282 – 283.

222. Численные и натурные эксперименты по гашению ударных волн в горных выработках огнетушащими порошками / В.Г. Агеев, С.П. Греков, И.Н. Зинченко, В.М. Плотников // Труды университета / КарГТУ. – 2013. – № 2 (51). – С. 63 – 66, Караганда, Казахстан.

223. Чуприков А.Е. Эффективные технологии изоляции подземных пожаров / А.Е. Чуприков, В.А. Лапин // Безопасность труда в пром-сти. – 1995. – № 12. – С. 22 – 24.

224. Шахтні вибухостійкі споруди, що ізолюють. Загальні технічні вимоги: СОУ 10.1. 00174102-022:2012 / укл. В.Г. Агєєв, П.С. Пашковський, Г.І. Пефтібай. – Київ: Міненерговугілля України, 2012. – 64 с.

225. Шевляков Ф.Д. Определение причинно-следственной связи при анализе аварий и несчастных случаев / Ф.Д. Шевляков. – Караганда: Карагандинский гос. техн. ун-т., 2010. – 171 с.

226. Шевырин А.Ю. Численное моделирование распространения ударных волн, вызванных взрывом метана в шахтных выработках / А.Ю. Шевырин, Н.В. Суханов // Проблемы конверсии и экол. энерг. матер. Междунар. конф. по внутрикамер. процессам и горению. – Ижевск, 1997. – С. 497 – 504.

227. Шельтер Г. Значение защиты от подземных взрывов с точки зрения горного надзора / Г. Шельтер // Глюкауф. – 1989. – № 21/22. – С. 5 – 9.

228. Шерман Д.И. О напряжениях в плоской несжимаемой среде с двумя одинаковыми симметрично расположенными круговыми отверстиями / Д.И. Шерман // Прикладная математика и механика. – 1991. – Т. 15, вып. 3. – С. 94 – 99.

229. Шишкин Н.И. Фронт ударной волны подземного взрыва / Н.И. Шишкин // Прикл. мех. и техн. физ. – 1991. – № 6. – С. 23 – 30.-106

230. Шривер К. Сокращение опасности воспламенения метана при работе проходческих комбайнов / К. Шривер, В. Маркс. – Глюкауф, 1980. – № 15. – С. 37 – 42.

231. Ющенко Ю.Н. Автоматические установки пожаротушения и локализации для горных выработок шахт / Ю.Н. Ющенко, К.И. Лапин // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2002. – С. 32 – 37.

232. Ющенко Ю.Н. Нормативный расход воды для локализации подземного пожара / Ю.Н. Ющенко // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 1999. – С. 21 – 26.

233. Ющенко Ю.Н. Тушение экзогенных пожаров распылённой водой / Ю.Н. Ющенко, К.И. Лапин // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 1999. – С. 40 – 45.

234. Яблонский А.А. Курс теоретической механики: статика, кинематика, динамика / А.А. Яблонский, В.М. Никифоров: учеб. для вузов. – Изд. 16-е, стер. – М.: КноРус, 2011. – 603 с.

235. Bánhegyi, M. and Egedi, J. (1985) "Explosion risk of coal dust (methane) – inert material mixtures", *Acta geod., geophys. et montanist. hung.*, 20, № 2 – 3, 219 – 232.

236. Brossard, J., Leyer, J. and Desbordes, D. (1983), "Experimental analysis of unconfined explosions of air-hydrocarbon mixtures characterization of the pressurefield", *Sust. Chem. Eng. Symp. Ser.*, no 80, pp. 10 – 19.

237. Cybulski W. Detonation of coal dust / W. Cybulski // *Bull. Acad. Pol. Sci techn.*, 19. – 1971. – № 5. – S. 26 – 38.

238. Essenhigh, R.H. and Csaba, J. (1963), "The thermal radiation theory for plane flame propagation in coal dust clouds", IX. (intern.) Symposium On Combustion. – New York, pp. 111 – 125.

239. Frączek, R. (2005), *Zwalczanie zagrożenia metanowego w kopalniach węgla kamiennego*, Gliwice.

240. Genthe, M. (1988), *Untersuchungen und Versuche zur Frage der Explosionssicherheit von Vordammen bei der Grubenbrandbekämpfung*, Essen.

241. Michelis J. Theoretische und experimentelle Untersuchungen zur Ermittlung des Explosions-druckverlaufs im Grubengebäude / J. Michelis, B. Magdeburg, D. Esser, H. Gronig // *Glückauf-Forschungsh.* – Essen: Verlag Glückauf GmbH, 1974. – S. 115 – 175.

242. Michelis, J. (1998), *Explosionsschutz im Bergbau unter Tage: die Bekämpfung von Methan- und Kohlenstaub-Explosionen*, Verlag Glückauf, Essens.

243. Neuberger, M. und Rüdinger, V. (1991), "Stoßwellenausbreitung in Rohrverzweigungen", *ZAMP*, 42, № 3, ss. 321 – 333.

244. Nusselt Z. V. D. J. 68. – 1974.

245. Reisner, E. (1990), Ondvariationalthorem in elasticity J. Math, 29.
246. Richmond, J.K. and Libman, I. (1974), "A physical description of coal mine explosions", 15th Sympos. Combust. Tokyo, Pittsburgh, Pa, pp. 115 – 175.
247. Ruyun W. and Ruxun L. (1990), "The numerical simulation for an unsteady shock wave sweeping over multiple obstacles", J. China Univ. Sci. and Technol., 20, no 3. – Pp. 349 – 355.
248. Skews, B.W. and Law, W.R. (1991), "The propagation of shock waves in a complex tunnel system", J.S. Afr. Inst. Mining and Met., 91, no. 4, pp. 137 – 144.
249. Takashi, Sh. and Toshiroo, I. (1985), Эксперименты по воспламенению ударной волны. Исследование воспламенения смеси метана и воздуха от ударной волны. Ч. 2, J. Mining and Met. Inst. Jap., 101, № 1164, pp. 55 – 60.
250. Traustel N. Feulrungstechnic, 29, № 1, 1941. – 1990. – 51. – № 5. – S. 220 – 225.
251. Trebiński, R., Włodarczyk, E. (1985), "Teoretyczna analiza kształtu impulse ciśnienia generowanego w gorniczych wyrobiskach korytarzowych wybuchem mieszaniny metanowo-powietrznej", Biul. WAT J. Dabrowskiego, 34, № 7, ss. 19 – 32.

Приложение А

Пример расчета статическим методом параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах метана в сети горных выработок

Сначала опишем правила расчета.

Для определения относительного избыточного давления во фронте воздушной ударной волны (ВУВ) в зоне взрыва (горения) $\Delta\bar{P}_\phi$ задают длину активного участка взрыва $L^{\text{акт}}$ в метрах, часть поперечного сечения выработки, которая заполнена взрывоопасной смесью σ в процентах, площадь поперечного сечения выработки F в метрах квадратных и вычисляют объем взрывоопасной смеси по формуле

$$V = L^{\text{акт}} F \sigma / 100. \quad (\text{A.1})$$

К объему загазования лавы необходимо добавлять часть выработанного необрушенного пространства. В этом случае объем загазования лавы увеличивают:

- для лав с управлением кровли – полное обрушение или полная закладка выработанного пространства при расчете безопасных расстояний – в 1,5 раза;
- для лав с частичной закладкой выработанного при расчете безопасных расстояний – в 2 раза.

Относительное избыточное давление во фронте ВУВ $\Delta\bar{P}_\phi$ в зоне горения определяют при частичном или полном заполнении выработки горючей смесью:

- при взрыве метановоздушной смеси по формуле

$$\Delta\bar{P}_\phi = \phi \left[\frac{\Delta P_\phi}{P_a} \right] = \phi \left[\frac{P - P_a}{P_a} \right] = \phi \left[0,067 V/F + 0,4 \sqrt{(1 + 0,029 V/F) V/F} \right], \quad (\text{A.2})$$

где ϕ – коэффициент, который учитывает схему проветривания выемочного участка, (принимают: при возвратночной схеме проветривания с выдачей исходящей струи на массив $\phi = 1$; при прямоточной схеме проветривания с выдачей исходящей струи на массив и выработанное пространство $\phi = 1,2$; при возвратночной схеме проветривания с выдачей исходящей струи на выработанное пространство $\phi = 1,4$; при комбинированной схеме проветривания с подсыжением и прямоточного направления струи $\phi = 1,4$);

ΔP_ϕ – избыточное давление во фронте ВУВ в зоне горения, МПа;

P – давление во фронте ВУВ в зоне горения, МПа;

P_a – атмосферное давление, МПа (равняется атмосферному давлению 0,1 МПа);

V – объем взрывчатой смеси газов, м³;

F – площадь поперечного сечения выработки, м²;

- при взрыве сложных метанопылевоздушных смесей

$$\Delta \bar{P}_\phi^{\text{скл}} = 1,3 \Delta \bar{P}_\phi. \quad (\text{A.3})$$

При взрыве в главной выработке (лаве, штреке) и примыкании к ней тупика опережения (выработка, которая заполнена взрывоопасной смесью и заперемычена бетонитовой перемычкой, и т.п.) относительное избыточное давление во фронте ВУВ $\Delta \bar{P}_\phi$ рассчитывают по суммарному объему взрывоопасной смеси во всех выработках, которые были рассмотрены, т.е.

$$\frac{V}{F} = \frac{V_1}{F_1} + \frac{V_2}{F_2} \dots \frac{V_N}{F_N}, \quad (\text{A.4})$$

где $V_1, V_2 \dots V_N$ – объем взрывоопасной смеси в главной выработке и выработках, которые примыкают к ней, м³; V_i определяют по формуле (A.1), где $i = 1, 2, \dots, N$; N – количество выработок, заполненных взрывоопасной смесью;

$F_1, F_2 \dots F_N$ – площадь сечения главной выработки и выработок, которые примыкают к ней и заполнены взрывоопасной смесью, м².

В случае сопряжения главной выработки, в которой происходит взрыв, с тупиковой выработкой, которая не заполнена взрывоопасной смесью, относительное избыточное давление после прохождения тупика $\Delta\bar{P}_M$ рассчитывают по формуле

$$\Delta\bar{P}_M = \Delta\bar{P}_\phi \left(0,48 \cdot \exp \left[-\frac{\left(\frac{L\Pi}{4F} - 3 \right)^2}{23,12} \right] + 0,67 \right), \quad (A.5)$$

где $\Delta\bar{P}_\phi$ – относительное избыточное давление до прохождения тупика;

L – длина тупика, м;

F – площадь сечения тупика, м²;

Π – периметр сечения тупика (при отсутствии данных о периметре принимают $\Pi=3,9F^{0,5}$), м.

Максимальное давление во фронте ударной волны в выработках, которые примыкают к активному участку взрыва, принимают равным 28; при наличии пыли с объемной долей летучих горючих $V^r > 15\%$ в выработках, примыкающих к активному участку взрыва, активный участок взрыва продлевают до конца запыленного участка взрыва. При наличии выработанного пространства, который примыкает к активному участку взрыва, продление активного участка взрыва определяют на основании данных шахты об активных утечках воздуха из выработанного пространства и вынесении из него метана.

Относительное избыточное давление во фронте ударной волны рассчитывают по формулам (A.2), (A.3) и ограничивают 28.

Расчет давления в конце прямолинейного участка горной выработки проводят в следующем порядке:

• определяют комплексный параметр характеристики выработки по формуле

$$\xi = \frac{\alpha \Pi L}{F}, \quad (\text{A.6})$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления, $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$;

Π – периметр сечения выработки (при отсутствии данных о периметре принимают $\Pi = 3,9F^{0,5}$), м;

L – длина выработки, м;

F – площадь сечения выработки, м^2 ;

• определяют относительно к атмосферному избыточное давление $\Delta \bar{P}$ в конце прямолинейного участка в зависимости от относительного избыточного давления во фронте ВУВ $\Delta \bar{P}_\phi$ с помощью графиков (рисунки А.1 и А.2).

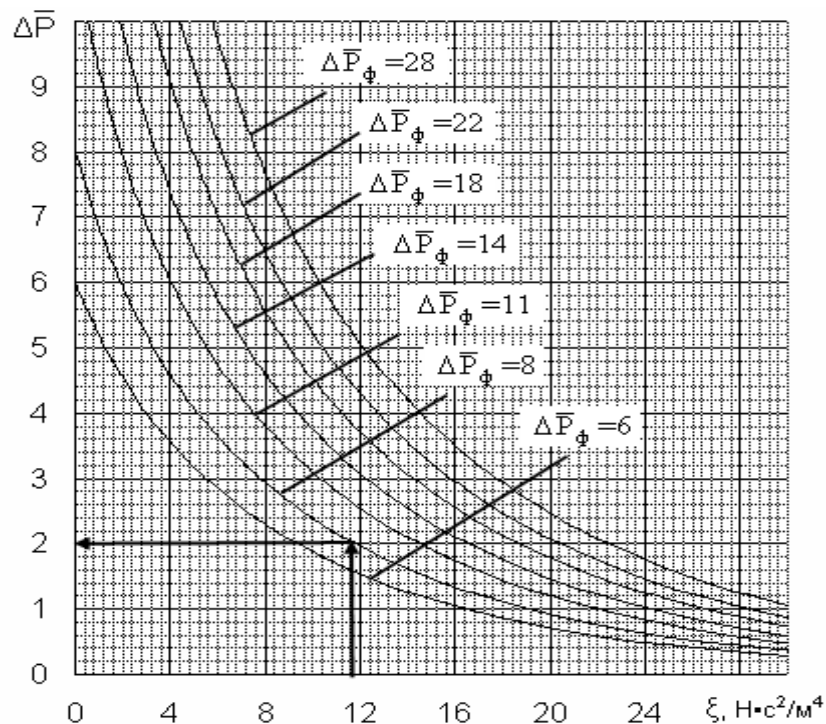


Рисунок А.1. График для расчета потерь относительного избыточного давления на прямолинейных участках выработок при $6 \leq \Delta \bar{P}_\phi \leq 28$ и $\xi \leq 30 \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$

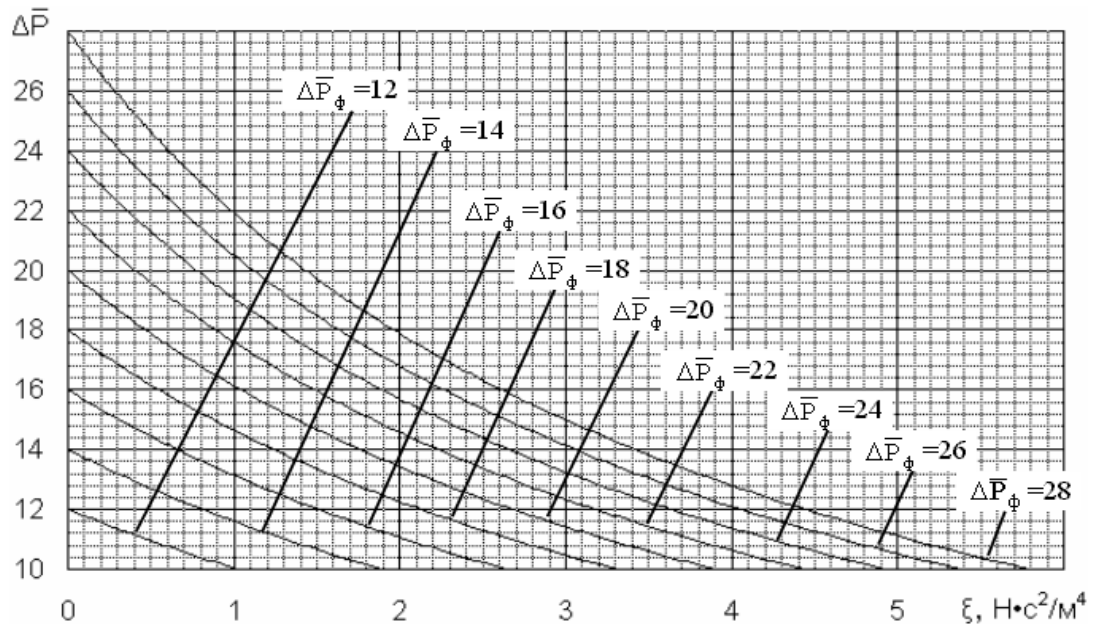


Рисунок А.2. График для расчета потерь относительного избыточного давления на прямолинейных участках выработок при $10 \leq \Delta \bar{P}_\phi \leq 28$ и $\xi \leq 6 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$

Если относительное расстояние $\xi > 30$ или относительное избыточное давление во фронте ВУВ $\Delta \bar{P}_\phi < 6$, то относительное избыточное давление рассчитывают по формуле

$$\Delta \bar{P} = \Delta \bar{P}_\phi \exp(-0,103\xi). \quad (\text{А.7})$$

Находят потери относительного избыточного давления на местных сопряжениях $\Delta \bar{P}_M$ (поворотах, расширениях выработок, разветвлениях и т.п.) по формуле

$$\Delta \bar{P}_M = 1,656 \frac{F}{F + \sum_{i=1}^n f_i} \left(A - 0,725 + \sqrt{(A - 0,725)^2 + 17,5A} \right), \quad (\text{А.8})$$

где A – безразмерный коэффициент; находят согласно формуле (А.9);

F – площадь поперечного сечения выработки, из которой вытекает поток воздуха, м^2 ;

f_1, \dots, f_n – площади поперечного сечения выработок, в которые поступает воздушный поток, м²;

n – количество выработок, в которые поступает воздушный поток.

$$A = \frac{\Delta \bar{P}_\phi}{10} + \frac{0,125 \Delta \bar{P}_\phi^2}{\Delta \bar{P}_\phi + 7,2} (3 + \cos \gamma \sin |90 - \gamma|) , \quad (\text{A.9})$$

где $\Delta \bar{P}_\phi$ – относительное избыточное давление перед местным сопротивлением;

γ – угол между направлениями движения ВУВ до и после разветвления, ...°.

Исходные данные для расчета параметров воздушных ударных волн при взрывах газа и пыли в горных выработках 1-й северной лавы

В 1-й северной лаве на расстоянии 50 м от вентиляционного штрека возник пожар. В процессе активного тушения пожара, в результате обрушения пород кровли в лаве за очагом пожара, резко сократилось поступление воздуха на аварийный участок. Так как восстановить проветривание аварийного участка не представлялось возможным, а также в связи с ростом объемной доли метана в выработках аварийного участка до 2 %, было принято решение об изоляции аварийного участка на безопасных расстояниях гипсовыми взрывоустойчивыми перемычками.

Схема проветривания изолированного участка – возвратночная с выдачей исходящей струи на массив. Управление кровлей в лаве – полное обрушение.

Задание: рассчитать безопасное расстояние от эпицентра взрыва до возможного места возведения гипсовых взрывоустойчивых перемычек

Построим формальную схему аварийного участка.

Исходная схема аварийного участка представлена на рисунке А.3.

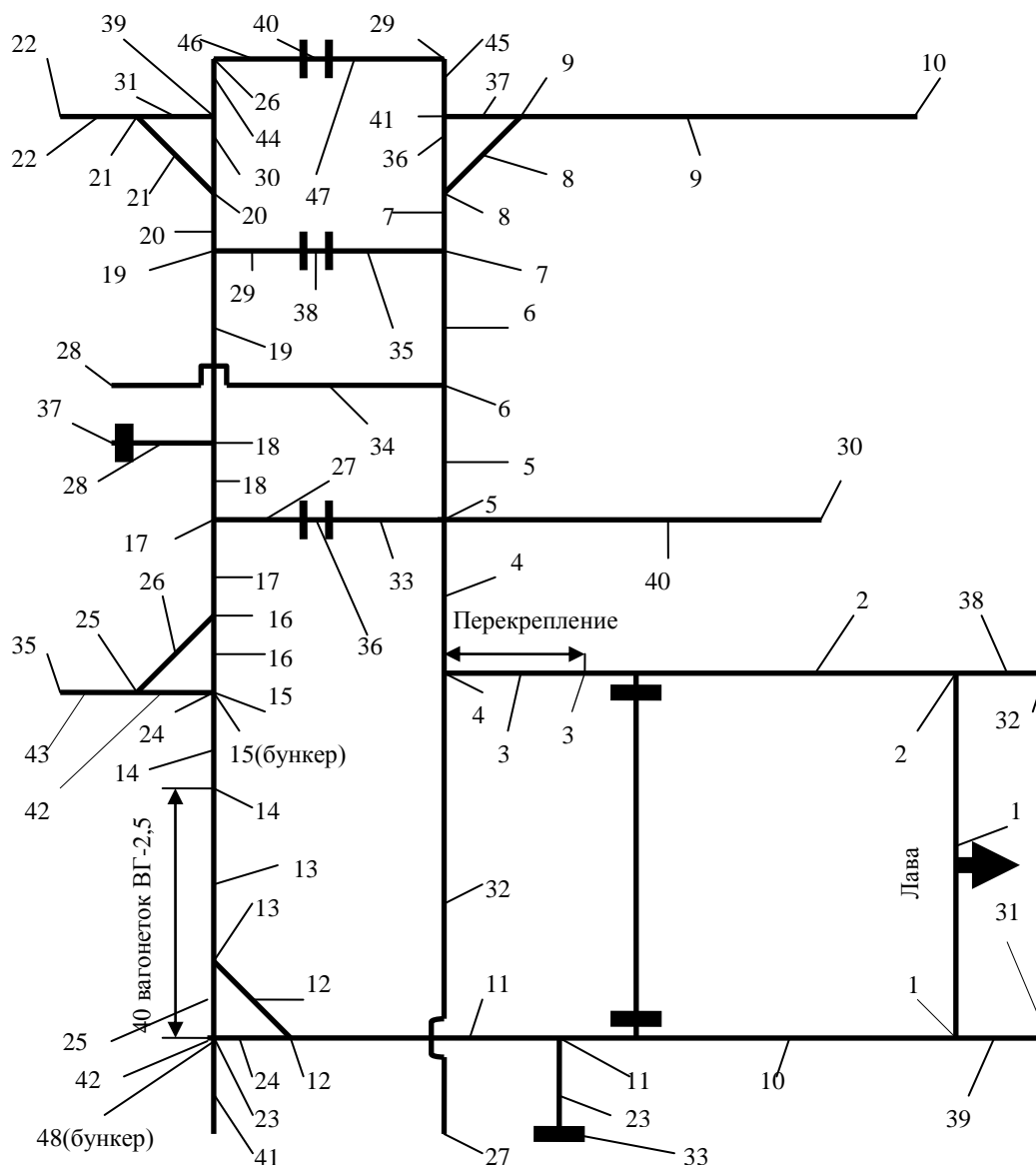


Рисунок А.4. Расчетная схема аварийного участка

Таблица А.1

Параметры ветвей горных выработок

Ветвь	Начальный узел	Конечный узел	Длина L , м	Площадь поперечного сечения F , м ²	Коэффициент аэродинамического сопротивления α , Н·с ² /м ⁴
	1	2	200	4,0	0,1667
2	2	3	880	9,0	0,0206
3	3	4	20	11,0	0,0206
4	4	5	120	16,0	0,0216
5	5	6	85	10,0	0,0225
6	6	7	550	16,0	0,0216
7	7	8	170	16,0	0,0216
8	8	9	43	9,0	0,0206

Ветвь	Начальный узел	Конечный узел	Длина L , м	Площадь поперечного сечения F , м ²	Коэффициент аэродинамического сопротивления α , Н·с ² /м ⁴
9	9	10	1000	14,0	0,0221
10	1	11	880	10,84	0,0279
11	11	12	20	8,0	0,0308
12	12	13	43	9,0	0,0206
13	13	14	82	12,4	0,0296
14	14	15	88	14,0	0,0201
15	15	24	20	12,6	0,0017
16	15	16	33	14,0	0,0201
17	16	17	90	14,0	0,0201
18	17	18	50	14,0	0,0201
19	18	19	585	14,0	0,0201
20	19	20	167	14,0	0,0201
21	20	21	43	9,0	0,0206
22	21	22	2000	14,0	0,0201
23	11	33	20	6,0	0,0206
24	12	23	30	9,3	0,0206
25	13	42	30	12,4	0,0296
26	16	25	43	14,0	0,0206
27	17	36	10	9,0	0,0225
28	18	37	4,5	12,0	0,0206
29	19	38	10	9,0	0,0225
30	20	39	30	14,0	0,0201
31	21	39	30	14,0	0,0201
32	4	27	300	16,0	0,0216
33	5	36	15	9,0	0,0225
34	6	28	350	9,0	0,0225
35	7	38	15	9,0	0,0225
36	8	41	30	16,0	0,0216
37	9	41	30	14,0	0,0221
38	2	32	12	9	0,0206
39	1	31	4,5	12	0,0206
40	5	30	500	10	0,0225
41	42	34	20	14	0,0201
42	24	25	30	12	0,0225
43	25	35	170	12	0,0225
44	26	39	20	14	0,0201
45	29	41	20	16	0,0216
46	26	40	10	9	0,0225
47	29	40	15	9	0,0225
48	23	42	20	12,6	0,0017

Определяем активный участок взрыва

Активный участок взрыва состоит из лавы длиной 200 м, сечением 4 м^2 , тупиковой части вентиляционного штрека длиной 12 м, сечением $9,0 \text{ м}^2$ и части вентиляционного штрека, заполненной местным скоплением метана, длиной 180 м. Доля поперечного сечения выработки, заполненной местным скоплением метана, составляет 7 % ($\sigma = 7 \%$). Поскольку лава и тупик заполнены взрывоопасной смесью полностью, то для этих выработок $\sigma = 100\%$.

Определяем относительное избыточное давление загазованных выработок (лава, тупик и часть вентиляционного штрека) по формуле (А.2). Для этого сначала определим величины V_1, V_2, V_3 по формуле (А.1):

V_1 – объем взрывоопасной смеси в лаве; $V_1 = 200 \cdot 4 = 800 \text{ м}^3$. Поскольку управление кровлей в лаве – полное обрушение, то объем взрывоопасной смеси необходимо увеличить в 1,5 раза, тогда $V_1 = 800 \cdot 1,5 = 1200 \text{ м}^3$;

V_2 – объем взрывоопасной смеси в тупике; $V_2 = 12 \cdot 9 = 108 \text{ м}^3$;

V_3 – объем местных скоплений метана в вентиляционном штреке 1-й северной лавы; $V_3 = 180 \cdot 9 \cdot 0,07 = 113 \text{ м}^3$.

Найдем V/F :

$$V/F = V_1/F_1 + V_2/F_2 + V_3/F_3 = 1200/4 + 108/9 + 113/9 = 324,6.$$

Поскольку схема проветривания выемочного участка – возвратноточная с выдачей струи на выработанное пространство, то принимают $\varphi = 1,4$.

По формуле (А.2)

$$\begin{aligned} \Delta \bar{P}_\varphi &= \varphi \left[0,067 V/F + 0,4 \sqrt{(1 + 0,029 V/F) V/F} \right] = \\ &= 1,4 \left[0,067 \cdot 324,6 + 0,4 \sqrt{(1 + 0,029 \cdot 324,6) 324,6} \right] = 63,01. \end{aligned}$$

Поскольку в выработке присутствует угольная пыль с объемной долей летучих горючих более 15 %, то по формуле (А.3) $\Delta\bar{P}_{\phi}^{\text{скл}} = 1,3\Delta\bar{P}_{\phi} = 81,91$.

Относительное избыточное давление в зоне взрыва превышает 28, поэтому его принимают равным 28.

Поскольку 870 м вентиляционного и конвейерного штреков запылено, то активный участок взрыва продлевают на расстояние 870 м от лавы.

Расчет распространения ударной волны по вентиляционному штреку, вентиляционному уклону

Расчет падения избыточного давления ВУВ начинаем с ветви 2 на расстоянии 10 м от узла 3: $\Delta\bar{P} = 28$.

Рассчитываем избыточное давление перед узлом 3. Имеем прямолинейный участок выработки длиной 10 м. Поскольку отсутствуют данные о периметрах выработок, то при расчетах на прямолинейных участках выработок будем принимать $\Pi = 3,9F^{0,5}$. Определяем сначала коэффициент ξ по формуле (А.6). Получим:

$$\xi = \frac{3,9 \cdot 0,206 \cdot 10}{\sqrt{9}} = 0,268.$$

Поскольку $\Delta\bar{P}_{\phi} > 6$ и $\xi < 30 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$, то потери относительного избыточного давления на прямолинейных участках выработок $\Delta\bar{P}$ рассчитываем с помощью графиков (см. рисунок А.1, А.2). Поскольку $10 \leq \Delta\bar{P}_{\phi} \leq 28$ и $\xi \leq 6 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$, то пользуемся рисунком А.2. Получим $\Delta\bar{P}_{\phi} = 26,2$.

Аналогично рассчитаны значения относительного избыточного давления в ВУВ по всей цепи горных выработок до ветви 9 (таблица А.2).

Промежуточные результаты расчета

Номер узла / ветви	Относительное избыточное давление перед узлом / в начале ветви $\Delta\bar{P}_\phi$	Данные ветви $L, м; F, м^2; \alpha, Н·с^2/м^4$	Относительное избыточное давление после узла / в конце ветви $\Delta\bar{P}_\phi$
Узел 3	26,2	–	23,478
Ветвь 3	23,478	20; 11; $20,6 \cdot 10^{-3}$	20,8
Узел 4	20,8	–	8,851
Ветвь 4	8,851	120; 16; $21,6 \cdot 10^{-3}$	6,424
Узел 5	6,424	–	4,458
Ветвь 5	4,458	85; 10; $22,5 \cdot 10^{-3}$	3,495
Узел 6	3,495	–	1,994
Ветвь 6	1,994	550; 16; $21,6 \cdot 10^{-3}$	0,605
Узел 7	0,605	–	0,472
Ветвь 7	0,472	170; 16; $21,6 \cdot 10^{-3}$	0,326
Узел 8	0,326	–	0,249
Ветвь 8	0,249	43; 9; $20,9 \cdot 10^{-3}$	0,221
Узел 9	0,221	–	0,106
Ветвь 9	0,106	1000; 14; $22,1 \cdot 10^{-3}$	0,010

На прямолинейном участке 9 найдем место, где относительное избыточное давление равно 0,06. Используя формулы (А.6), (А.7), получим формулу для расчета расстояния от узла 9 до места в ветви 9, где относительное избыточное давление равно 0,06:

$$L = \frac{\sqrt{F} \ln \left[\frac{\Delta\bar{P}_\phi}{0,06} \right]}{3,9 \cdot \alpha \cdot 0,103},$$

где F – площадь сечения ветви 9;

$\Delta\bar{P}_\phi$ – относительное избыточное давление ВУВ после прохождения узла 9;

α – коэффициент аэродинамического сопротивления ветви 9;

$$L = \frac{\sqrt{14} \ln \left[\frac{0,106}{0,06} \right]}{3,9 \cdot 0,0221 \cdot 0,103} = 240 \text{ м.}$$

Таким образом, возведение взрывоустойчивых перемычек возможно на расстоянии не менее 240 м от узла 9 по вентиляционному квершлагу.

Расчет распространения воздушной ударной волны по конвейерному штреку и воздухоподающему уклону

Расчет падения избыточного давления ВУВ начинаем с ветви 10 на расстоянии 10 м от узла 11: $\Delta\bar{P}_\phi = 28$. Рассчитываем избыточное давление перед узлом 11. Имеем прямолинейный участок выработки длиной 10 м. Определяем сначала коэффициент ξ по формуле (А.6). Получим:

$$\xi = \frac{3,9 \cdot 0,0279 \cdot 10}{\sqrt{10,84}} = 0,330.$$

Поскольку $\Delta\bar{P}_\phi > 6$ и $\xi < 30 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$, то потери относительного избыточного давления $\Delta\bar{P}$ определяем с помощью графиков (см. рисунки А.1, А.2). Поскольку $10 \leq \Delta\bar{P}_\phi \leq 28$ и $\xi \leq 6 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$, то пользуемся рисунком А.2. Получаем $\Delta\bar{P} = 25,6$.

Аналогично рассчитываем значения относительного избыточного давления в ВУВ по всей цепи горных выработок до ветви 22 (таблица А.3).

Таблица А.3

Промежуточные результаты расчета

Номер узла / ветви	Относительное избыточное давление перед узлом / в начале ветви $\Delta\bar{P}_\phi$	Данные ветви $L, \text{ м}; F, \text{ м}^2; \alpha, \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$	Относительное избыточное давление после узла / в конце ветви $\Delta\bar{P}_\phi$
Узел 11	25,6	–	22,247
Ветвь 11	22,247	20; 8; $30,8 \cdot 10^{-3}$	18,3
Узел 12	18,3	–	10,730
Ветвь 12	10,730	43; 9; $20,6 \cdot 10^{-3}$	8,8
Узел 13	8,8	–	4,349
Ветвь 13	4,349	82; 12,4; $30 \cdot 10^{-3}$	3,297
Узел 14	3,297	–	3,092
Ветвь 14	3,092	88; 14; $20,1 \cdot 10^{-3}$	2,557
Узел 15	2,557	–	1,761

Номер узла / ветви	Относительное избыточное давление перед узлом / в начале ветви $\Delta\bar{P}_\phi$	Данные ветви $L, м; F, м^2; \alpha, Н \cdot с^2/м^4$	Относительное избыточное давление после узла / в конце ветви $\Delta\bar{P}_\phi$
Ветвь 16	1,761	33; 14; 20,1·10 ⁻³	1,640
Узел 16	1,640	–	1,240
Ветвь 17	1,240	90; 14; 20,1·10 ⁻³	1,021
Узел 17	1,021	–	0,772
Ветвь 18	0,772	50; 14; 20,1·10 ⁻³	0,693
Узел 18	0,693	–	0,756
Ветвь 19	0,756	585; 14; 20,1·10 ⁻³	0,214
Узел 19	0,214	–	0,162
Ветвь 20	0,162	167; 14; 20,1·10 ⁻³	0,113
Узел 20	0,113	–	0,085
Ветвь 21	0,085	43; 9; 20,6·10 ⁻³	0,076
Узел 21	0,076	–	0,037

Поскольку получили относительное избыточное давление после прохождения узла 21 $\Delta\bar{P}_m < 0,06$, то возведение взрывоустойчивых перемычек возможно везде после этого узла по воздухоподающему квершлагу.

Вывод

Таким образом возведение взрывоустойчивых перемычек возможно на расстоянии не менее чем 240 м от узла 9 по вентиляционному квершлагу и везде после узла 21 по воздухоподающему квершлагу.

Приложение Б

Руководство по пользованию программой расчета газодинамическим методом параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах метана в сети горных выработок

Б.1. Структура программного комплекса

Комплекс содержит программное обеспечение для автоматизации расчета параметров воздушных ударных волн и определения безопасных расстояний при взрывах метана и пыли в сети горных выработок.

Б.2. Операционная система и требования к аппаратным средствам

Программный комплекс спроектирован для работы в операционных системах Windows XP, Windows 7. Это определяет минимальные требования к аппаратным средствам. С увеличением частоты процессора (более 1 ГГц) и объема оперативной памяти (более 0,5 Гб) эффективность обработки данных существенно возрастает.

Б.3. Принципы работы с программным комплексом

Б.3.1. Общая структура окон

Рассмотрим общую структуру окон и основные режимы работы с ними.

Верхняя строка окна (рисунок Б.1) – «Заголовок». В этой строке появляется имя текущего открытого документа (если такой есть). Справа в строке заголовка расположены кнопки: свертывания окна и закрывания. Кнопка свертывания предназначена для помещения его в панель задач в нижней части экрана. Кнопка закрывания завершает работу программы и закрывает окно.

Следующая строка – «Строка меню». Большинство команд управления программой содержатся в этой строке, где перечисляются элементы, выбираемые пользователем. Щелчок левой кнопки мыши на имени в меню позволяет выполнить команду или вывести соответствующее этому имени подменю с дополнительным списком элементов для выбора на экран.

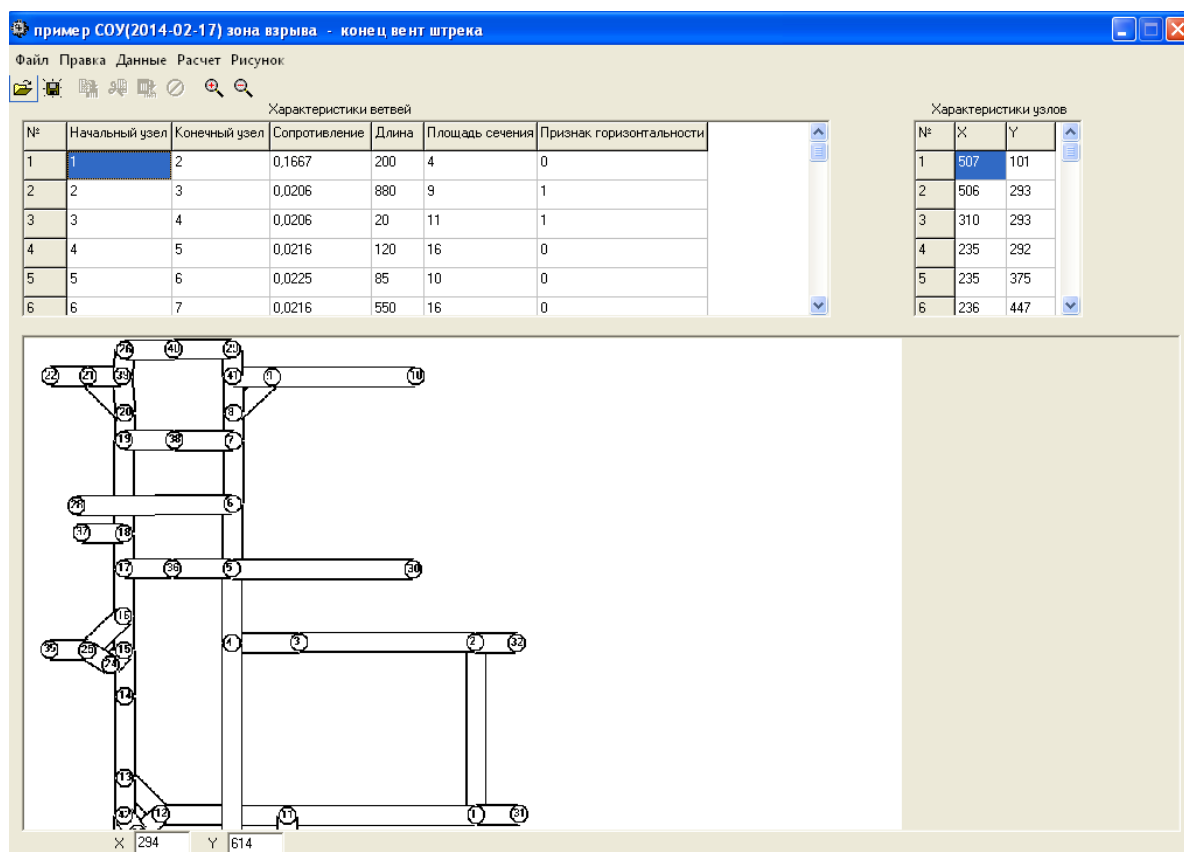


Рисунок Б.1. Общий вид окна на экране монитора

Ниже расположена «Панель инструментов», в которой сосредоточены кнопки и другие средства управления для быстрого доступа к соответствующим командам и вызова функций. Вид панели инструментов меняется в зависимости от функции окна. Как правило, для идентификации кнопок в панели инструментов присутствуют всплывающие подсказки.

В центре экрана расположена «Рабочая область» прикладной программы. Это та область, куда выводится основная информация прикладной программы. На рисунке Б.1 в рабочей области содержатся таблицы параметров ветвей и узлов, а также схема горных выработок.

Б.3.2. Использование меню

Меню представляет собой список, из которого можно выбрать нужную команду или операцию. Меню «Рисунок» (см. рисунок Б.1), например, состоит из команд, имеющих отношение к рисунку, который отображается в рабочей области.

Для работы с меню необходимо щелкнуть левой кнопкой мыши на нужном пункте в строке меню или выбрать строку клавишами управления курсором и нажать Enter, под ним откроется прямоугольник с группой пунктов. Для выбора из группы подчиненного пункта операции повторяются на соответствующем названии. Для отказа от выбора нужно щелкнуть мышью где-либо, вне области меню. В дополнение к одноуровневым меню часто используют каскадное меню (отличается наличием изображения стрелки вправо на правом крае пункта меню). Подменю каскадного меню в свою очередь могут включать команды, другие каскадные меню либо сочетание тех и других.

Многоточие «...», расположенное вслед за командой меню, показывает, что после выбора команды появится диалоговое окно с запросом необходимых параметров.

Серый (бледный) цвет пункта меню означает, что в данный момент соответствующая команда недоступна.

Динамическое (всплывающее) меню, как правило, предназначено для задания (выбора, уточнения) каких-либо свойств компонента. Для вызова динамического меню необходимо щелкнуть правой кнопкой мыши на этом компоненте.

Б.4. Порядок работы с программой

После запуска загрузочного модуля программы на экране появляется окно, как показано на рисунке Б.1. Выполнение программы осуществляется с помощью команд четырех основных меню «Файл», «Данные», «Расчет», «Рисунок».

Меню «Файл» (рисунок Б.2) включает три команды: «Открыть...» – используется для загрузки из файла на жестком диске в оперативную память ранее сохраненных исходных данных и параметров расчета. После выбора этой команды откроется диалоговое окно для выбора файла с сохраненной информацией; «Сохранить...» – используется для сохранения в файле на жестком диске исходных данных и параметров расчета. После выбора этой команды откроется диалоговое окно для выбора файла для сохранения; «Выход» – окончание работы с программой.

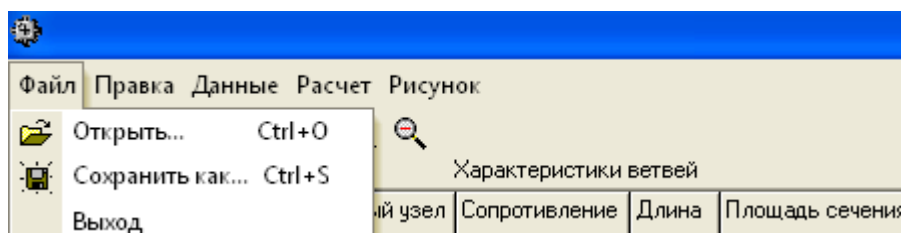


Рисунок Б.2. Содержание меню «Файл»

Меню «Правка» включает в себя четыре стандартные команды (рисунок Б.3): «Копировать» – копирует выделенный текст в буфер обмена; «Вырезать» – удаляет выделенный текст и добавляет его в буфер обмена; «Вставить» – вставляет текст из буфера обмена в заданное место; «Отменить» – отменяет последнее действие с текстом. Команды меню «Правка» имеют соответствующие пиктограммы, которые расположены на панели быстрого доступа. Также каждой команде соответствует комбинация клавиш на клавиатуре, нажатие которых выполняет соответствующую команду.

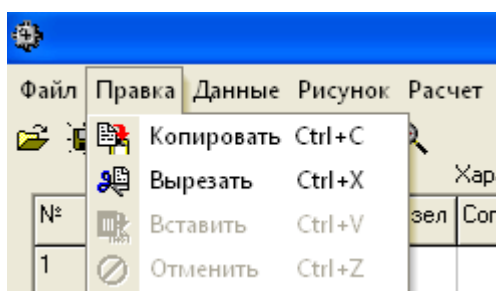


Рисунок Б.3. Содержание меню «Правка»

Меню «Данные» (рисунок Б.4) – предназначено для задания, редактирования основных исходных данных рассматриваемой задачи и содержит четыре команды.

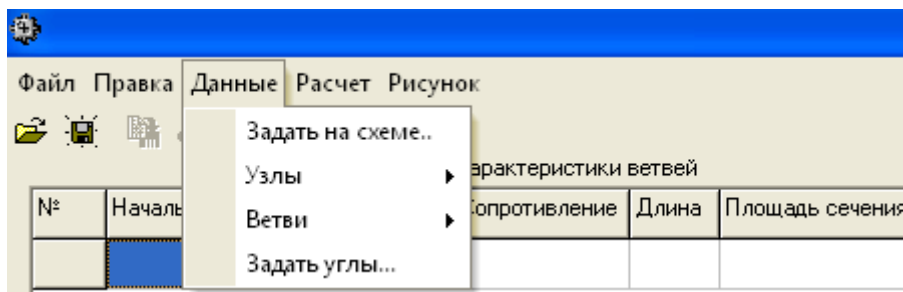


Рисунок Б.4. Содержание меню «Данные»

Первая команда – «Задать на схеме». После выбора этого пункта на экране появляется окно «Задание узлов и ветвей на схеме» (рисунок Б.5). Опишем назначение и элементы управления этого окна подробно.

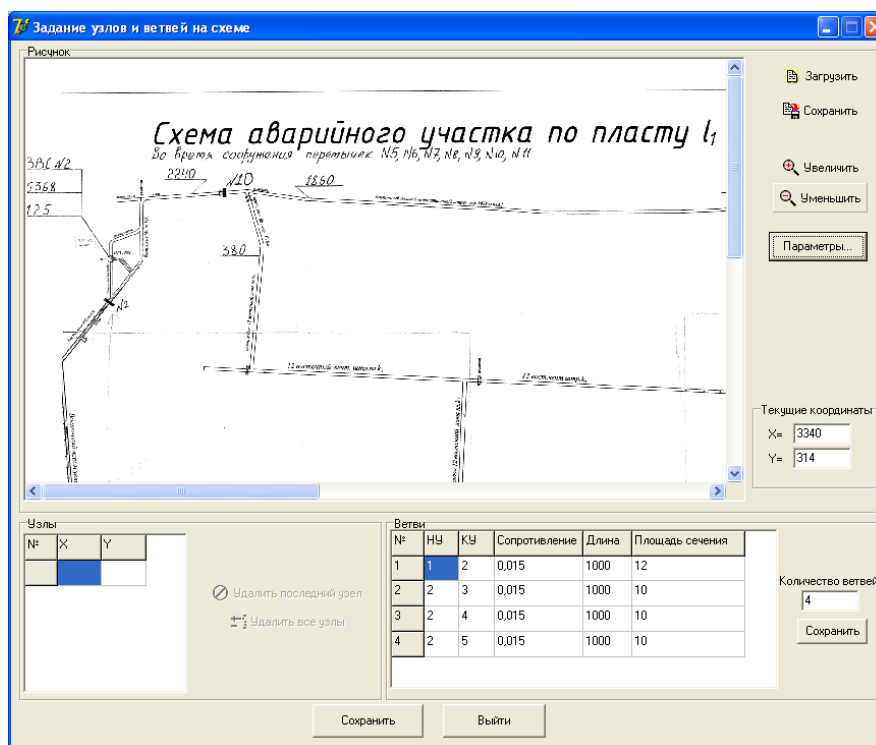


Рисунок Б.5. Окно «Задание узлов и ветвей на схеме»

Разработанный интерфейс окна и соответствующая ему подпрограмма предназначены для удобного задания декартовых координат узлов расчетной схемы с использованием ее изображения в графическом формате.

Порядок работы с подпрограммой следующий: загрузив в рабочую область изображение схемы горных выработок в формате .bmp, пользователю с помощью мыши нужно задать все необходимые для расчета узлы схемы. Нажатие левой кнопки мыши в том месте изображения, где находится узел, означает, что пользователь задал координаты этого узла и может переходить к заданию координат следующего. Задание узла сопровождается нанесением на рисунок круга с номером, который обозначает заданный узел, а также внесением данных об узле в таблицу. Таким образом, пользователь задает по порядку все необходимые для расчета узлы.

Окно «Задание узлов и ветвей на схеме» содержит в себе следующие элементы управления: панели «Рисунок», «Узлы», «Ветви» и две отдельные кнопки «Сохранить» и «Выход».

Панель «Рисунок» содержит рабочую область, в которой отображается схема горных выработок, пять кнопок: «Загрузить» – позволяет отображать выбранный рисунок в области изображения для последующей работы с ним. После нажатия кнопки появляется диалоговое окно для выбора файла изображения, «Сохранить» – позволяет сохранять отредактированное изображение на жестком диске. После нажатия кнопки появляется диалоговое окно для выбора файла для сохранения изображения; «Увеличить» – нажатие кнопки увеличивает изображение в рабочей области; «Уменьшить» – нажатие кнопки уменьшает изображение в рабочей области; «Параметры» – позволяет выбирать текущий шрифт, его размер и начертание. Нажатие кнопки открывает диалоговое окно «Шрифт» (рисунок Б.6).

Панель «Рисунок» содержит также панель «Текущие координаты», в которой отображаются декартовы координаты курсора мыши на рабочей области при условии, что левый нижний угол рисунка соответствует координате (0;0).

Панель «Узлы» содержит в себе таблицу декартовых координат узлов, а также две кнопки: «Удалить последний узел» – нажатие на эту кнопку удаляет последний узел, заданный пользователем; «Удалить все узлы» – нажатие на эту кнопки удаляет все заданные пользователем узлы. Таблица координат узлов недоступна в режиме ручного редактирования.

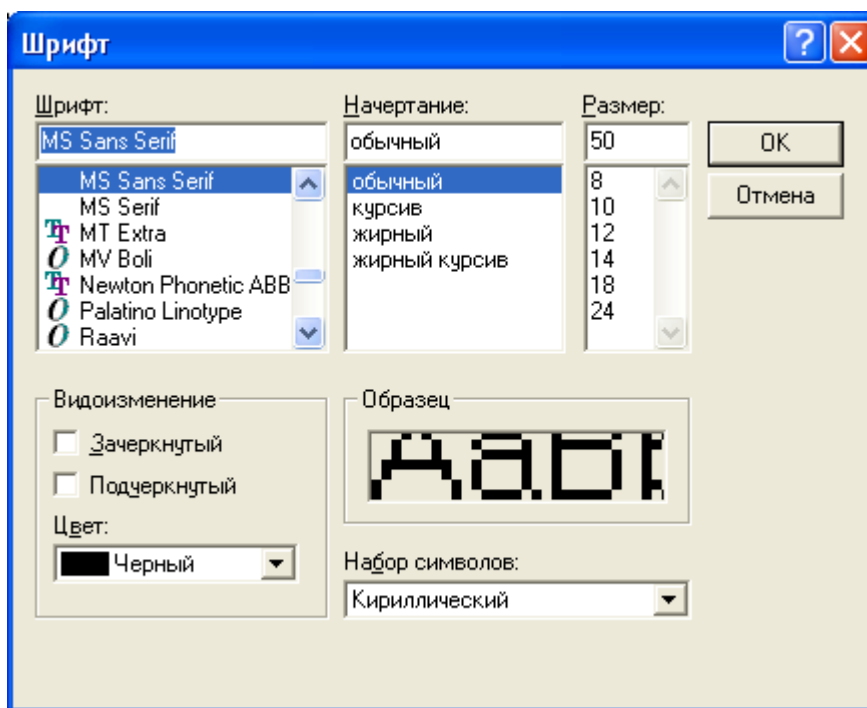


Рисунок Б.6. Диалоговое окно «Шрифт»

Панель «Ветви» содержит в себе таблицу таких параметров ветвей, как номера начального и конечного узла для ветви, длина, площадь поперечного сечения и коэффициент аэродинамического сопротивления ветви. Пользователь имеет возможность задать эти параметры непосредственно вручную в этой таблице. Количество ветвей задается в строке «Количество ветвей». Нажатие кнопки «Сохранить» подтверждает изменение количества ветвей и соответственно изменяет количество строк в таблице, где указаны параметры ветвей.

Нажатие кнопки «Сохранить» закрывает окно «Задание узлов и ветвей на схеме», сохраняет все внесенные изменения и переносит содержание таблиц

параметров узлов и ветвей в соответствующие таблицы главного окна. Нажатие кнопки «Выход» закрывает текущее окно, не сохраняя внесенные изменения.

Второй пункт меню «Данные» – «Узлы», который сам по себе является подменю, предназначенным для навигации по таблице «Характеристики узлов», задания количества узлов и их удаления. Подменю «Узлы» состоит из трех пунктов (рисунок Б.7): «Количество» – вызывает диалоговое окно «Количество узлов» (рисунок Б.8), позволяющее задать необходимое для расчета количество узлов аварийной схемы; «Перейти к» – вызывает диалоговое окно «Перейти к узлу» (рисунок Б.9), которое позволяет найти в таблице узел с заданным номером; «Удалить» – удаляет данные об узлах.

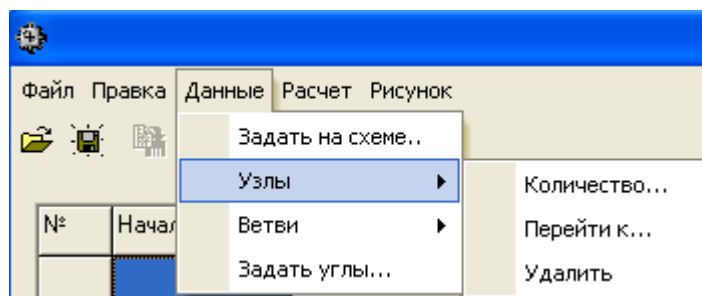


Рисунок Б.7. Содержание подменю «Узлы»

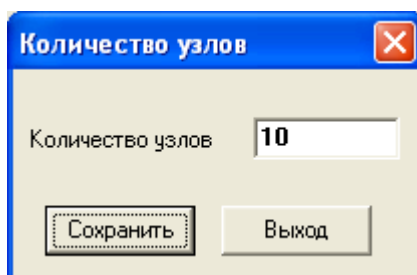


Рисунок Б.8. Диалоговое окно «Количество узлов»

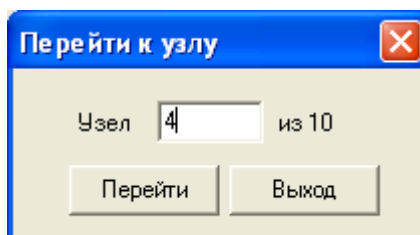


Рисунок Б.9. Диалоговое окно «Перейти к узлу»

Подменю «Ветви» имеет функции, идентичные функциям подменю «Узлы».

Пункт «Задать углы» – предназначен для удобного задания углов между ветвями. После выбора этого пункта на экране появляется окно «Задание углов» (рисунок Б.10).

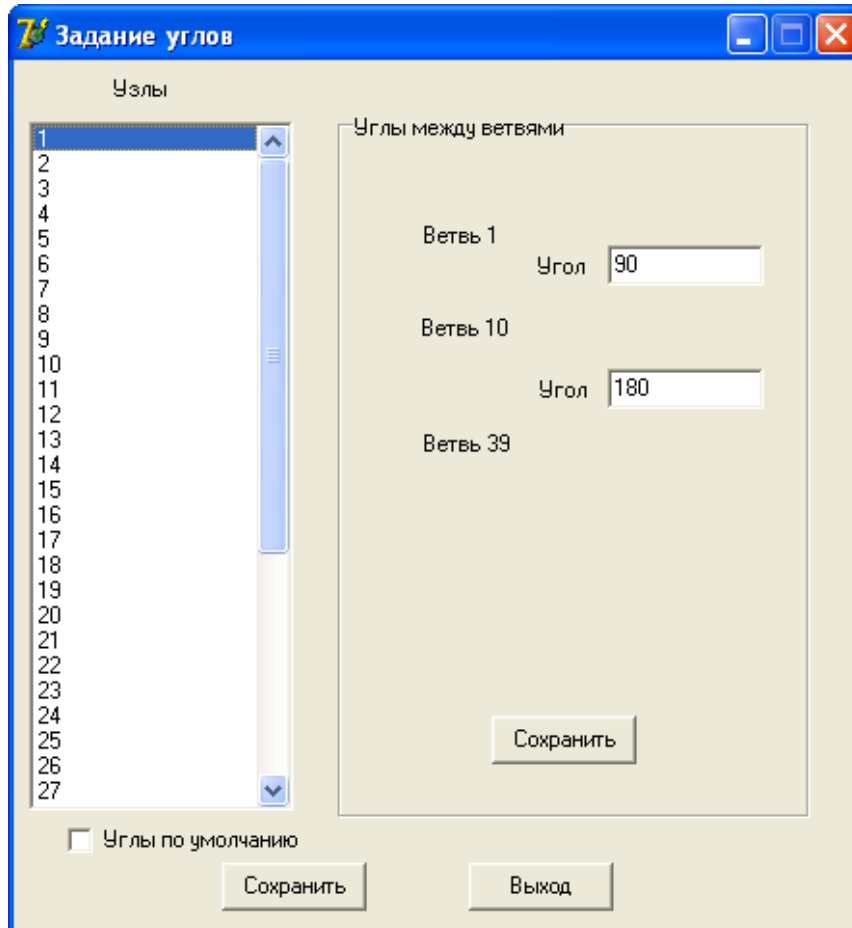


Рисунок Б.10. Окно «Задание углов»

В левой части окна находится список всех номеров узлов. При выборе узла (выбор узла осуществляется нажатием левой кнопки мыши на номере узла в списке) изменяется содержание панели «Углы между ветвями» в правой части окна, а именно выводится список прилегающих к выбранному узлу ветвей и предлагается задать углы между ними. После изменения каких-либо углов необходимо нажать кнопку «Сохранить» на панели «Углы между ветвями», в противном случае внесенные в выбранный узел изменения не будут сохранены.

В данном окне также присутствуют кнопки «Сохранить» и «Выход». Нажатие кнопки «Сохранить» сохраняет все изменения, произведенные в этом окне, и закрывает его. Нажатие кнопки «Выход» закрывает окно без сохранения внесенных изменений.

Если предварительно заданы декартовы координаты всех узлов и параметры ветвей, у пользователя есть возможность просмотреть схематическое изображение расчетной схемы до расчета безопасных расстояний. Для этого используется меню «Рисунок» (рисунок Б.11).

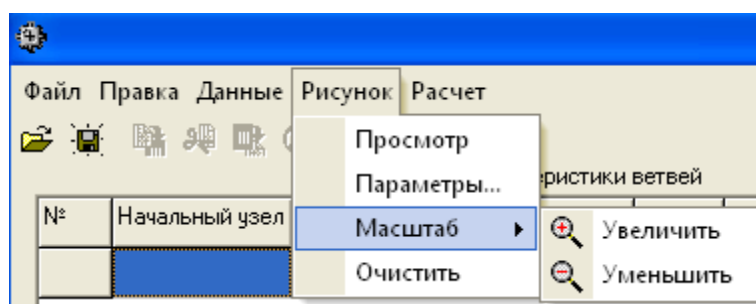


Рисунок Б.11. Содержание меню «Рисунок»

Выбор пункта «Просмотр» инициирует отображение аварийной схемы на рабочую область в главном окне (рисунок Б.12).

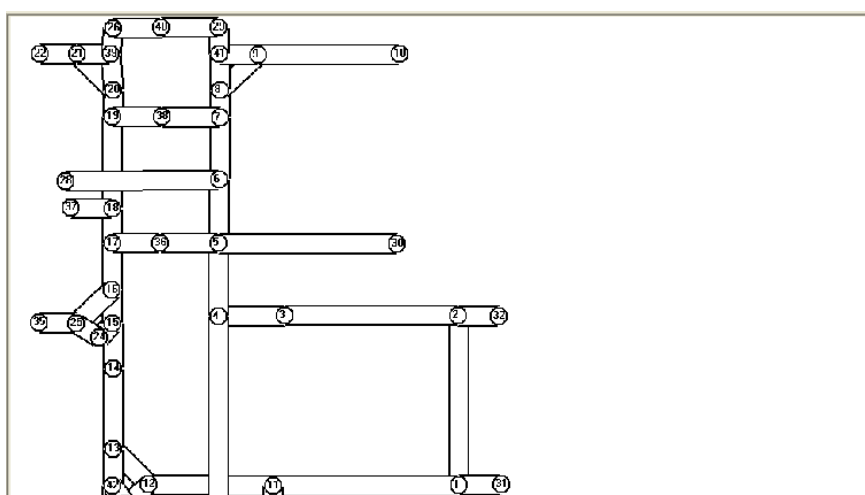


Рисунок Б.12. Изображение аварийной схемы в главном окне программы

Пункт «Параметры» – вызывает диалоговое окно «Параметры рисунка» (рисунок Б.13), в котором пользователю предоставляется возможность изменять размер отображаемых узлов, ветвей, толщину линий и их цвет. В нижней части окна расположены кнопки «Сохранить» и «Выход», выполняющие те же функции, что и в других окнах.

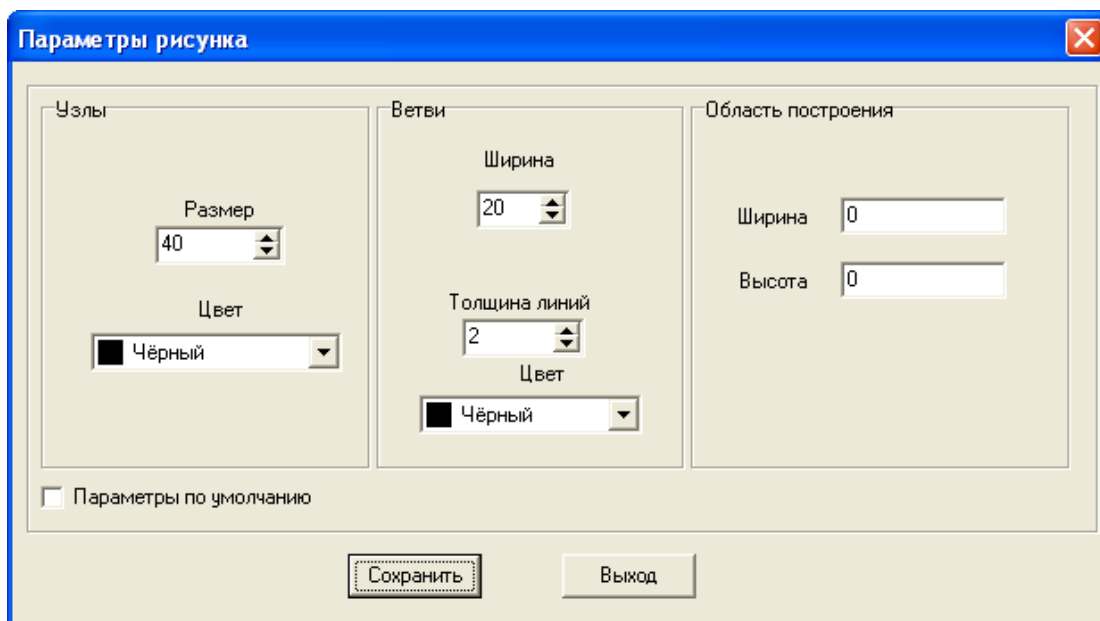


Рисунок Б.13. Диалоговое окно «Параметры рисунка»

Подменю «Масштаб» состоит из пунктов «Увеличить» и «Уменьшить», которые соответственно увеличивают и уменьшают размер рисунка.

Пункт «Очистить» предназначен для удаления рисунка из рабочей области.

Меню «Расчет» содержит пункты, касающиеся непосредственно расчета параметров ВУВ и безопасных расстояний (рисунок Б.14):

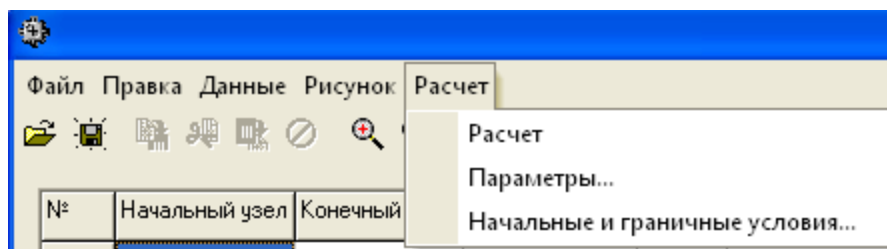


Рисунок Б.14. Содержание меню «Расчет»

Пункт «Параметры» отвечает за редактирование параметров численного расчета. Если выбрать этот пункт, открывается окно «Параметры расчета» (рисунок Б.15), в котором пользователю предоставляется возможность задавать значения некоторых параметров, а именно количество шагов по времени, для которого будет проводиться расчет, плотность источника тепловыделения q и коэффициент схемной диссипации k , который можно автоматически определять, щелкнув по переключателю «Определять автоматически».

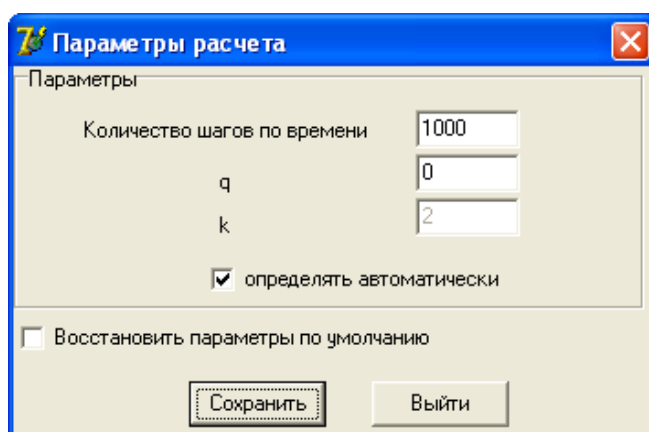


Рисунок Б.15. Окно «Параметры расчета»

Пункт «Начальные и граничные условия» дает возможность задать параметры взрыва и места выхода на поверхность. При выборе этого пункта открывается окно «Начальные и граничные условия» (рисунок Б.16). Окно содержит две вкладки.

Вкладка «Начальные условия» содержит элементы управления, предназначенные для задания и редактирования параметров зоны взрыва, а именно: выпадающий список «Ветвь», в котором пользователю предлагается выбрать номер загазованной ветви из предложенных; две строки, в которых пользователю предложено ввести координаты начала и конца зоны загазования. Также предусмотрена возможность моделирования взрыва в виде цепной реакции горения либо задавать постоянное давление на всем загазованном участке. Эта функция реализована с помощью переключателя «Постоянное давление». Если этот переключатель включен, тогда используется модель постоянного давления и в нижней строке пользователю необходимо задать

значение давления в загазованной области. В противном случае используется модель цепной реакции горения и пользователю предлагается задать место взрыва в загазованной области.

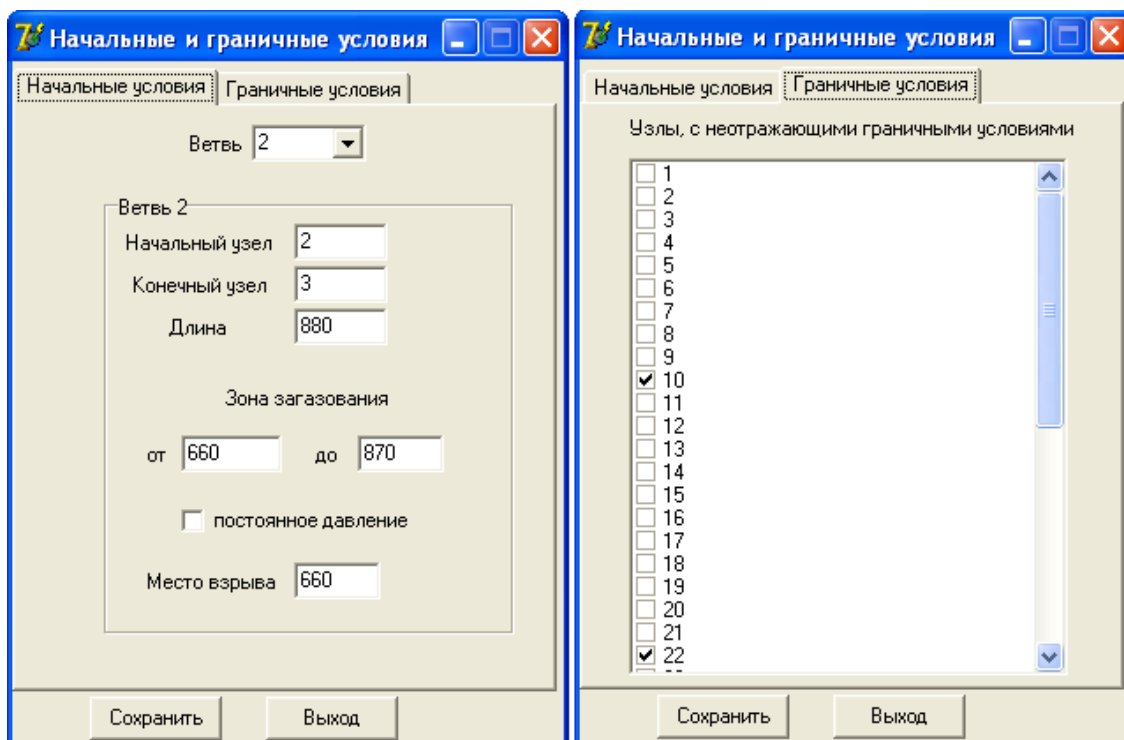


Рисунок Б.16. Окно «Начальные и граничные условия»

Вкладка «Граничные условия» содержит список, каждый элемент которого является переключателем. В списке перечислены номера всех узлов заданной схемы. Подразумевается, что узлы, номера которых отмечены, являются выходом на поверхность. По умолчанию считается, что все узлы, имеющие только одну сопряженную ветвь и не отмеченные в вышеописанном списке, являются тупиками.

После выбора пункта «Расчет» производится непосредственно численный расчет параметров ВУВ и безопасных расстояний. Время расчета зависит от суммарной длины выработок и количества расчетных временных слоев. К примеру, при суммарной длине выработок 9 км и количестве временных слоев 2000 время расчета не превышает 2 с. С увеличением суммарной длины выработок либо количества временных слоев время расчета увеличивается.

После выполнения расчета на экране появляется окно «Результаты» (рисунок Б.17).

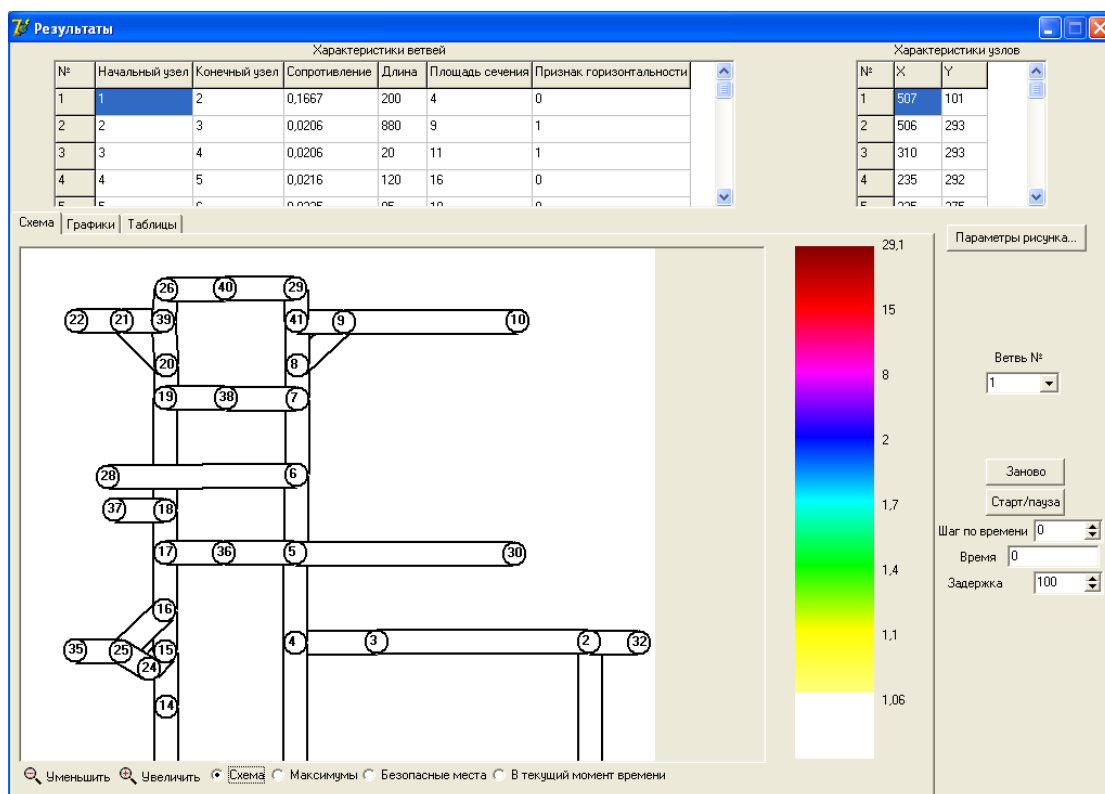


Рисунок Б.17. Окно «Результаты»

В верхней части окна «Результаты» расположены таблицы характеристик узлов и ветвей, идентичные аналогичным таблицам в главном окне. В центральной части рассматриваемого окна расположена панель, состоящая из трех вкладок.

Вкладка «Схема» представляет результаты расчета на схематическом изображении горных выработок. В нижней части вкладки расположены четыре флажка опции (флажок опции позволяет выбирать один вариант из нескольких. Если флажок опции выбран, то в его центре появляется черная точка. Выбор флажка опции сбрасывает все другие флажки опции в данной группе), позволяющие отображать на рисунке собственно схему горных выработок (флажок «Схема»), распределение максимальных по времени значений давления в сети горных выработок (флажок «Максимумы», рисунок Б.18), расположение безопасных по давлению для человека мест (флажок «Безопасные места»), распределение давления в заданный момент времени во всей сети горных

выработок (флажок «В текущий момент времени», рисунок Б.19). В правой части вкладки расположена шкала, которая задает соответствие между цветом на схеме горных выработок и относительным давлением.

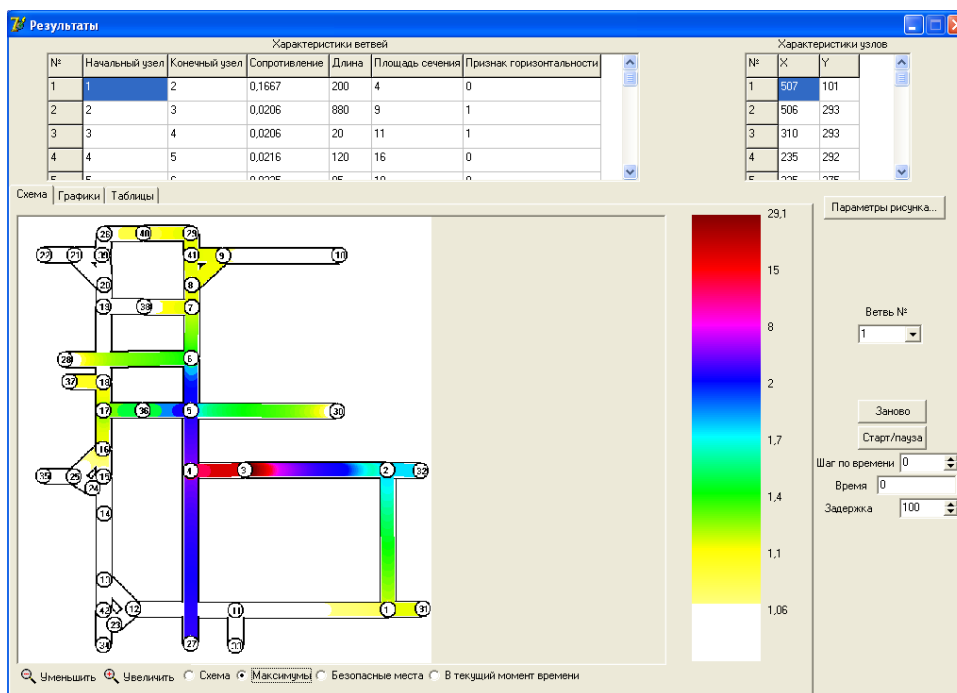


Рисунок Б.18. Распределение максимальных по времени значений давления в сети горных выработок

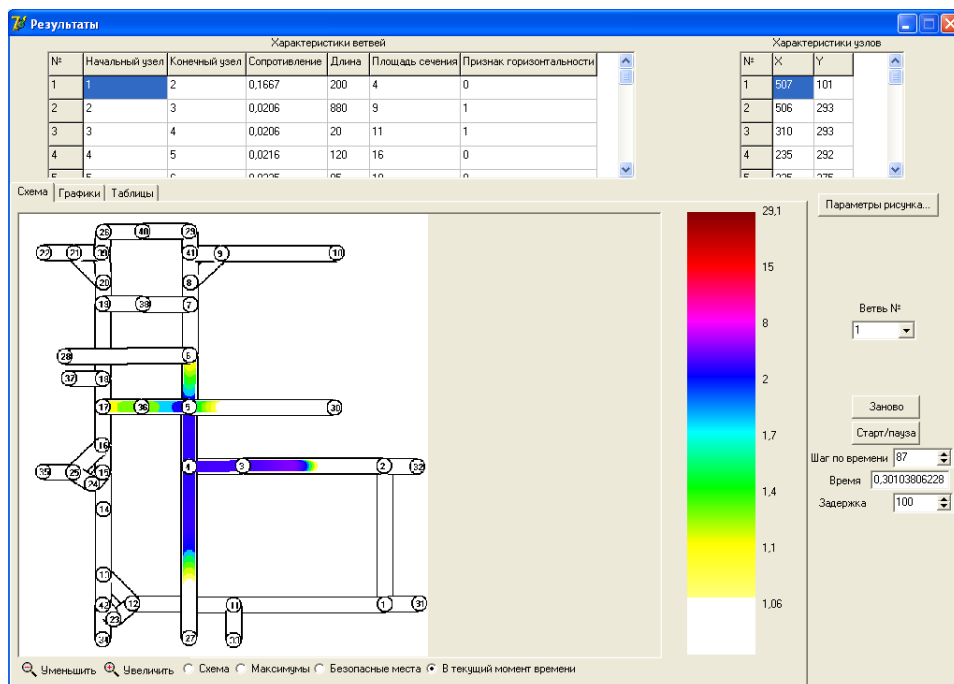


Рисунок Б.19. Распределение давления через 0,3 с после взрыва во всей сети горных выработок

Вкладка «Графики» (рисунок Б.20) содержит в себе четыре графика, иллюстрирующие распределение относительных давления, скорости, плотности, температуры в заданный момент времени, а также распределение максимальных по времени значений этих величин в отдельной ветви. Номер ветви можно выбрать из выпадающего списка в правой части окна.

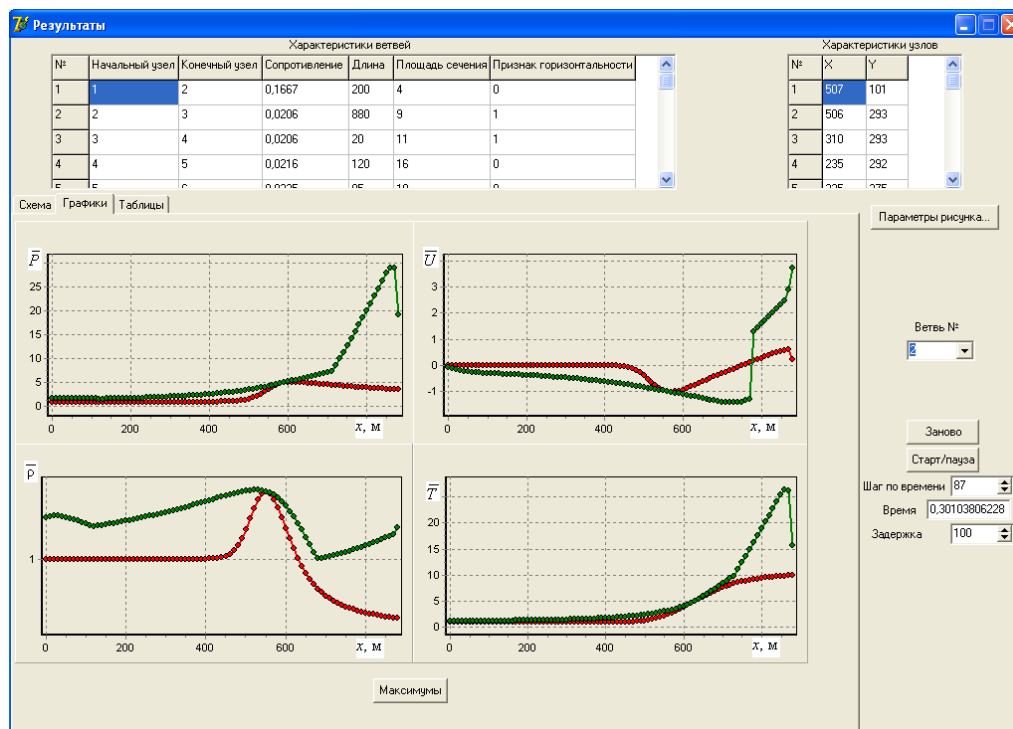


Рисунок Б.20. Вкладка «Графики» (зеленым цветом отмечены распределения максимальных по времени значений параметров, красным цветом – в заданный момент времени)

Во вкладке «Таблицы» (рисунок Б.21) находятся таблицы числовых значений, найденных параметров ВУВ, соответствующие показаниям графиков из вкладки «Графики».

В правой части окна находятся элементы управления, которые позволяют пользователю наблюдать за динамикой изменения параметров во времени. Нажатие кнопки «Заново» запускает анимацию, которая, начиная с момента взрыва, показывает, как распространяются ВУВ по сети горных выработок (если активна вкладка «Схема» и выбран флажок «В текущий момент времени») или в отдельной выработке (если активна вкладка «Графики» или вкладка

«Таблицы»). При этом в строках ниже указывается текущий номер шага по времени и собственно период времени, прошедший с момента взрыва. Кнопка «Старт/Пауза» останавливает или продолжает воспроизведение анимации, начиная с указанного шага по времени. Также присутствует строка, в которой пользователю предлагается изменить скорость анимации, а именно временной промежутков между кадрами в миллисекундах. К примеру, на рисунке Б.21 выбран промежуток в 100 мс.

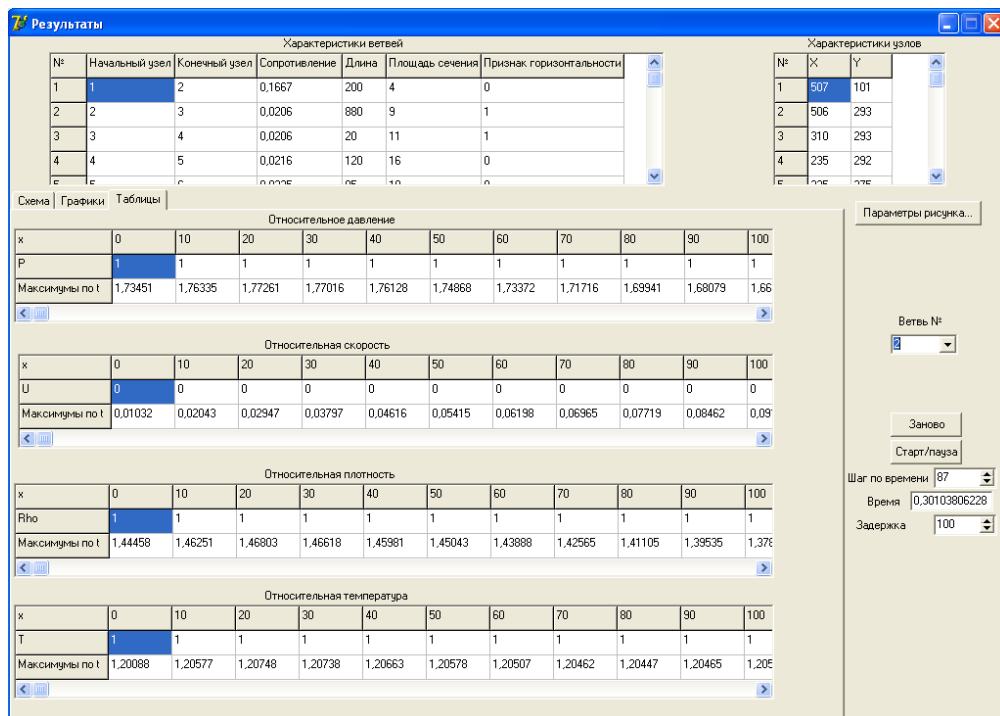


Рисунок Б.21. Вкладка «Таблицы» (в нижней строке каждой из таблиц находятся максимумы по времени значений параметров, в верхней – в заданный момент времени)

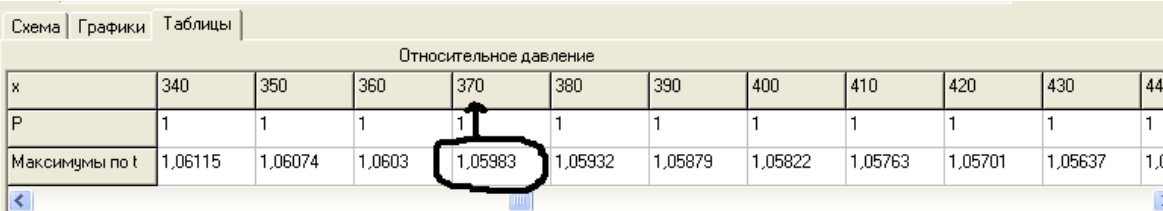
Для определения безопасных мест в сети горных выработок при взрывах газозвушной смеси необходимо следовать следующему алгоритму:

- а) задать исходные данные, а именно параметры ветвей и узлов, длину зоны загазования и место взрыва, параметры численного метода с помощью набора диалоговых окон, описанных выше;
- б) выполнить расчет параметров ВУВ;
- в) в окне «Результаты» выбрать вкладку «Схема» и флажок «Максимумы»;

г) на рисунке определить номер ветви, в которой относительное давление достигает безопасного значения (обозначено на рисунке белым цветом);

д) перейти во вкладку «Таблицы», а в выпадающем списке «Ветви» выбрать номер ветви, определенный в пункте «г»;

е) в строке «Максимумы по t » таблицы «Относительное давление» найти значение, меньшее относительного безопасного давления (1,06). Значение X (рисунок Б.22) из таблицы «Относительное давление», соответствующее найденному значению давления, является расстоянием от начального узла выбранной ветви до безопасного места в этой ветви.



Относительное давление											
x	340	350	360	370	380	390	400	410	420	430	440
P	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Максимумы по t	1,06115	1,06074	1,0603	1,05983	1,05932	1,05879	1,05822	1,05763	1,05701	1,05637	1,05574

Рисунок Б.22. Таблица числовых значений относительного давления в заданной ветви. Правило поиска безопасного расстояния

Приложение В

Пример расчета газодинамическим методом параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний при взрывах метана в сети горных выработок

Исходные данные для расчета приведены в приложении А.

Согласно описанному выше алгоритму статического расчета параметров ударных волн, поскольку возможен вынос метана из выработанного пространства, максимальное относительно избыточное давление 28 переносится на границу области, где возможен вынос метана, т.е. на расстояние 870 м от лавы по конвейерному и вентиляционному штрекам. Чтобы получить относительно избыточное давление 28 в этих местах, пользуясь газодинамическим методом, необходимо принять, что в случае распространения воздушной ударной волны по конвейерному штреку взрыв произошел в конвейерном штреке на расстоянии 640 м от лавы, а загазована область от 640 до 870 м. В случае распространения ВУВ по вентиляционному штреку необходимо принять, что взрыв произошел на расстоянии 660 м от лавы по вентиляционному штреку, а загазована область от 660 до 870 м.

Задавая в программе исходные данные для расчета согласно руководству, описанному в приложении Б, получим следующие результаты.

На рисунках В.1 – В.3 представлены результаты расчета параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний в случае распространения ВУВ по конвейерному штреку. Как видно из рисунка В.1, безопасная зона находится в выработке 19. Воспользовавшись представлением данных в виде таблицы (см. рисунок В.3), найдем, что относительное давление достигает безопасного значения в ветви 19 на расстоянии 20 м от узла 19.

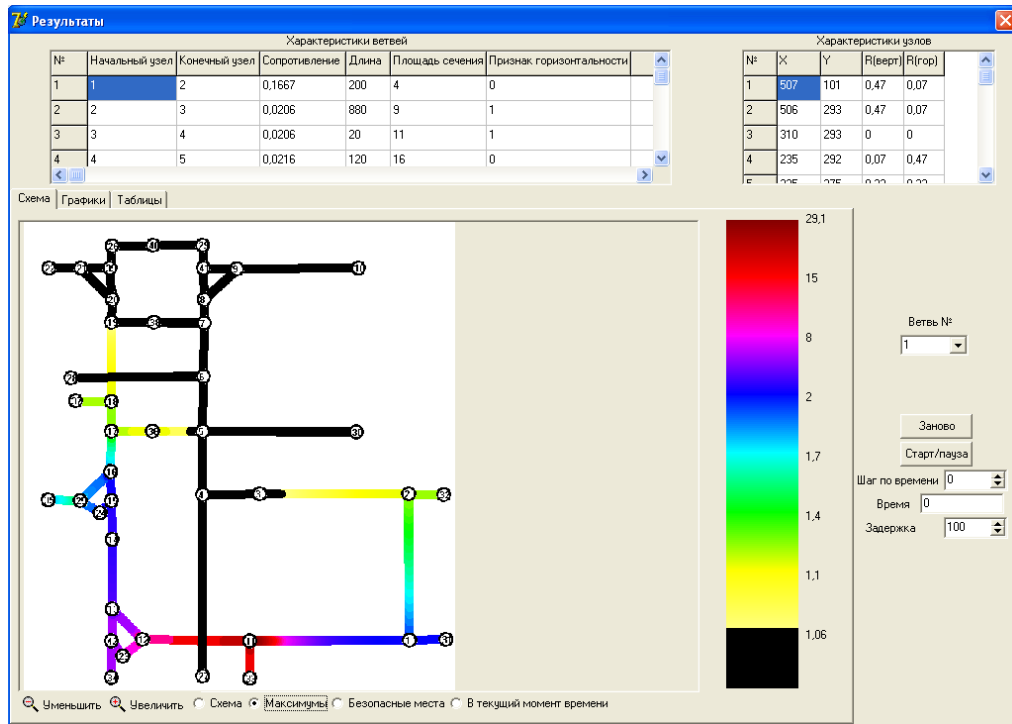


Рисунок В.1. Распределение максимального по времени давления в расчетной сети горных выработок в случае распространения ВУВ по конвейерному штреку

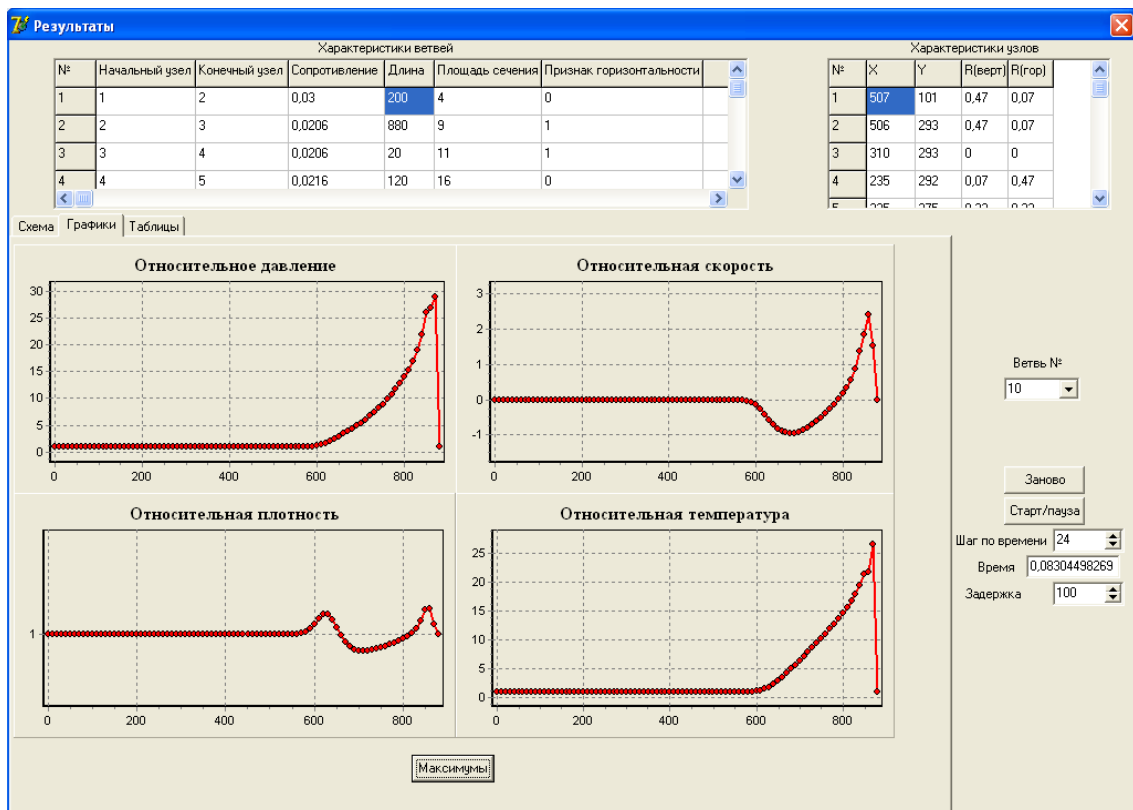


Рисунок В.2. Распределение основных параметров в выработке 10 в момент времени $t = 0,083$ с в случае распространения ВУВ по конвейерному штреку

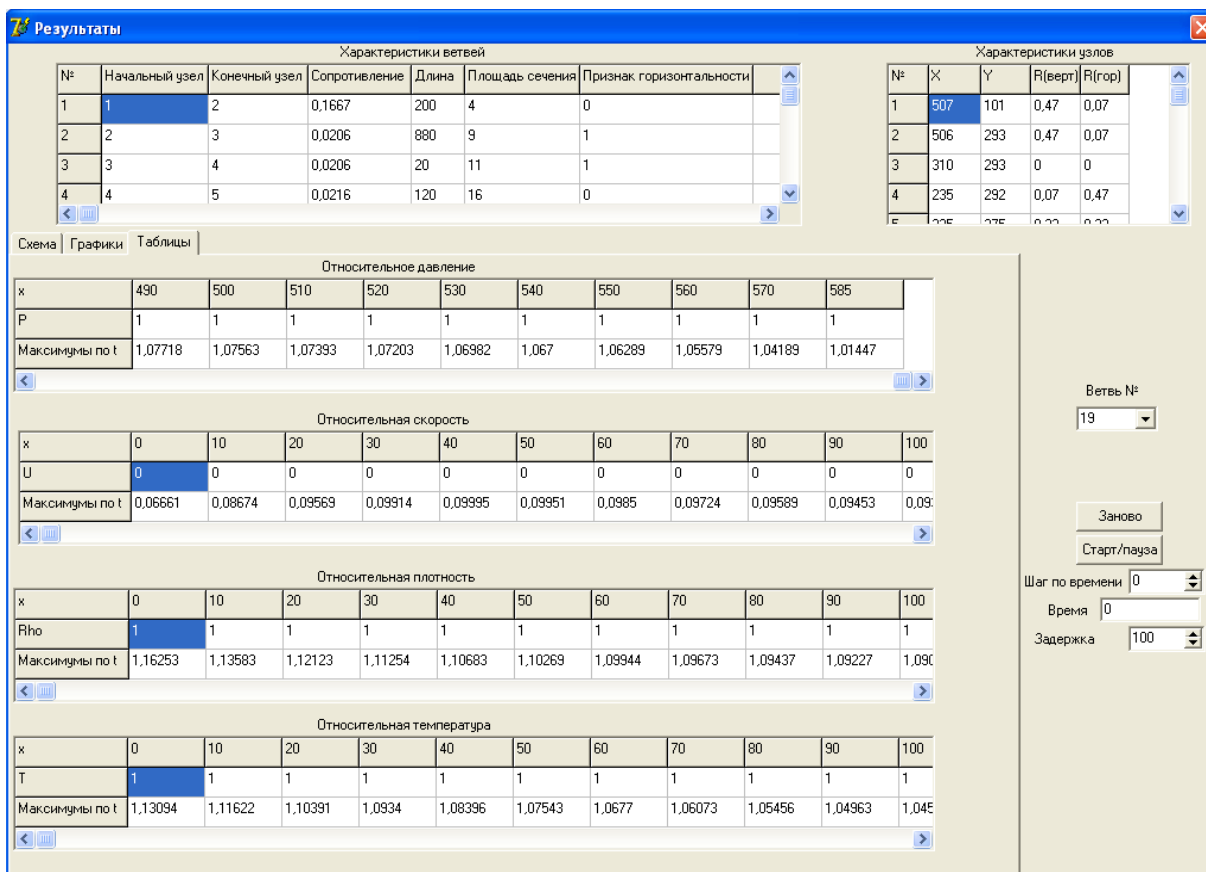


Рисунок В.3. Распределение максимумов основных параметров в выработке 19 в случае распространения ВУВ по конвейерному штреку

На рисунках В.4 – В.6 представлены результаты расчета параметров воздушных ударных волн и безопасных расстояний в случае распространения ВУВ по вентиляционному штреку. Как видно из рисунка В.4, безопасная зона находится в выработке 9. Воспользовавшись представлением данных в виде таблицы (см. рисунок В.6), найдем, что относительное давление достигает безопасного значения на расстоянии 510 м от сопряжения 9 по вентиляционному квершлагу.

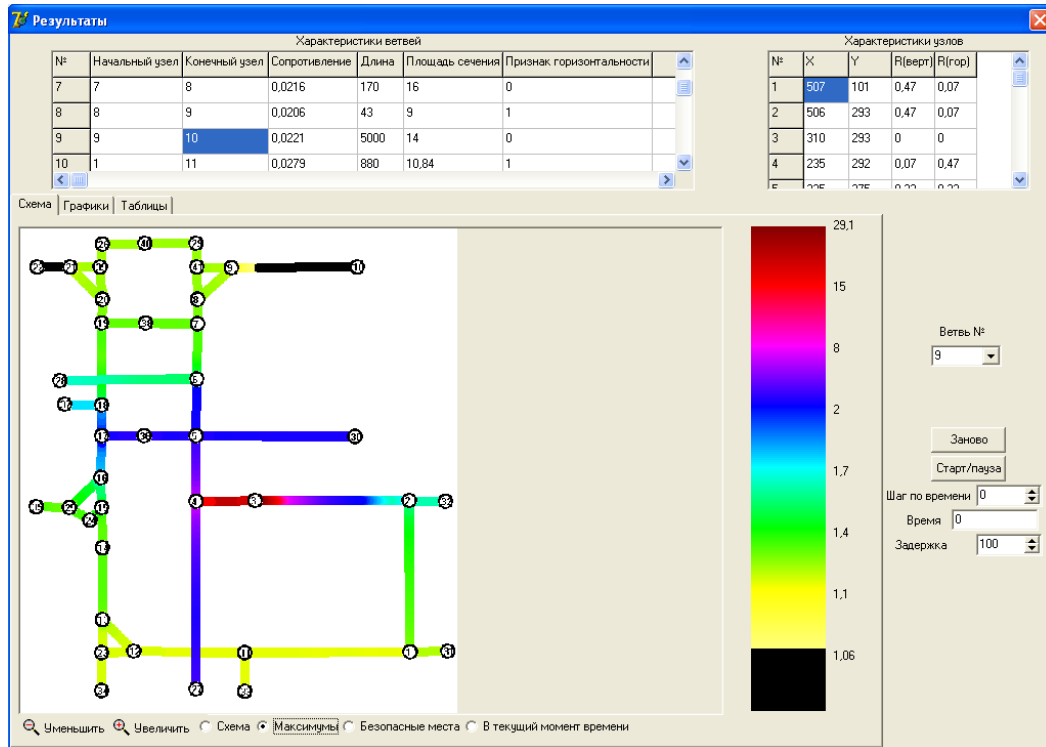


Рисунок В.4. Распределение максимального по времени давления в расчетной сети горных выработок в случае распространения ВУВ по вентиляционному штреку

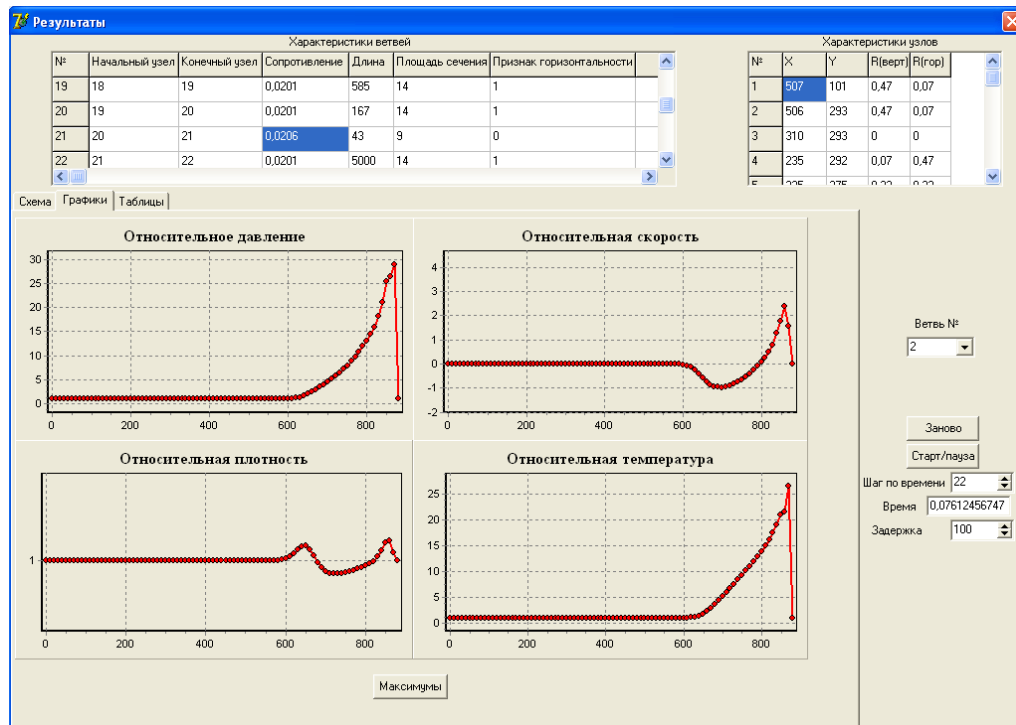


Рисунок В.5. Распределение основных параметров в выработке 2 в момент времени $t = 0,076$ с в случае распространения ВУВ по вентиляционному штреку

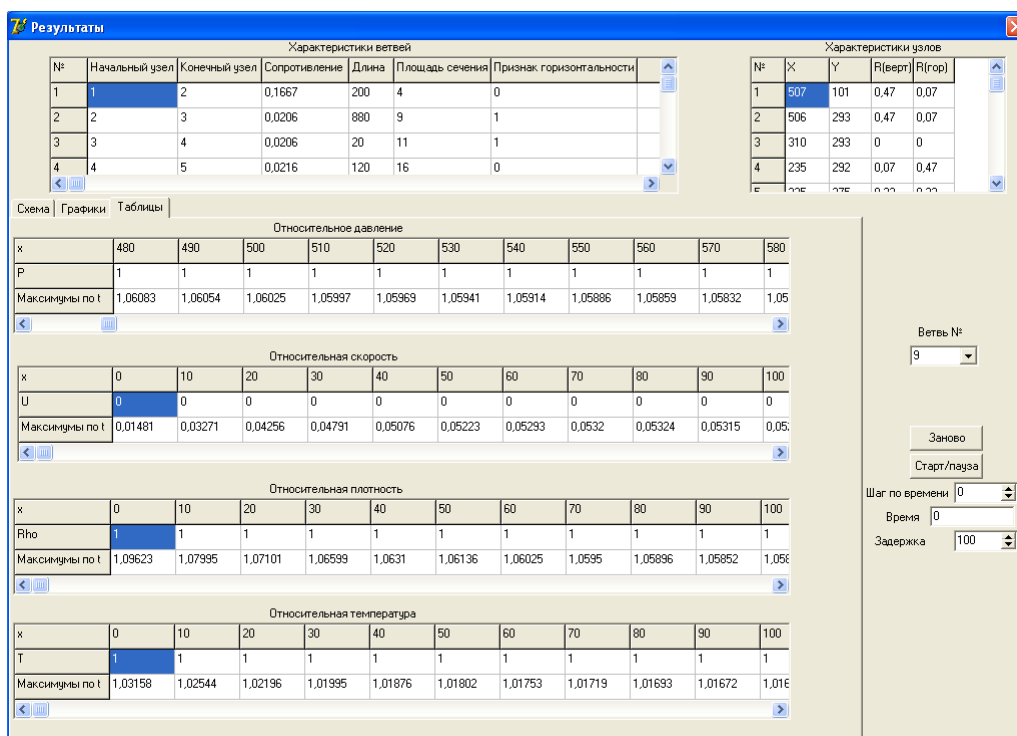


Рисунок В.6. Распределение максимумов основных параметров в выработке 9 в случае распространения ВУВ по вентиляционному штраку

В таблицах В.1, В.2 приведены результаты расчета по статическому (из приложения А) и газодинамическому методам.

Таблица В.1

Промежуточные результаты расчета распространения ВУВ по вентиляционному штраку, вентиляционному уклону

Номер узла / ветви	Относительное избыточное давление перед узлом / в начале ветви $\Delta \bar{P}_\Phi$		Данные ветви $L, м; F, м^2;$ $\alpha, Н \cdot с^2/м^4$	Относительное избыточное давление за узлом / в конце ветви $\Delta \bar{P}_\Phi$	
	стат. метод	газод. метод		стат. метод	газод. метод
Узел 3	26,2	28	—	23,478	18,627
Ветвь 3	23,478	18,627	20; 11; $20,6 \cdot 10^{-3}$	20,8	14,817
Узел 4	20,8	14,817	—	8,851	6,595
Ветвь 4	8,851	6,595	120; 16; $21,6 \cdot 10^{-3}$	6,424	2,518
Узел 5	6,424	2,518	—	4,458	1,542
Ветвь 5	4,458	1,542	85; 10; $22,5 \cdot 10^{-3}$	3,495	1,017
Узел 6	3,495	1,017	—	1,994	0,619
Ветвь 6	1,994	0,619	550; 16; $21,6 \cdot 10^{-3}$	0,605	0,305
Узел 7	0,605	0,305	—	0,472	0,267
Ветвь 7	0,472	0,267	170; 16; $21,6 \cdot 10^{-3}$	0,326	0,252
Узел 8	0,326	0,252	—	0,249	0,223
Ветвь 8	0,249	0,223	43; 9; $20,9 \cdot 10^{-3}$	0,221	0,202

Номер узла / ветви	Относительное избыточное давление перед узлом / в начале ветви $\Delta\bar{P}_\phi$		Данные ветви $L, м; F, м^2;$ $\alpha, Н·с^2/м^4$	Относительное избыточное давление за узлом / в конце ветви $\Delta\bar{P}_\phi$	
	стат. метод	газод. метод		стат. метод	газод. метод
Узел 9	0,221	0,202	–	0,106	0,138
Ветвь 9	0,106	0,138	3000; 14; 22,1·10 ⁻³		

В результате получим безопасные расстояния: по статическому методу 240 м от узла 9; по газодинамическому методу 510 м от узла 9.

Таблица В.2

Промежуточные результаты расчета распространения ВУВ
по конвейерному штреку, воздухоподающему уклону

Номер узла / ветви	Относительное избыточное давление перед узлом / в начале ветви $\Delta\bar{P}_\phi$		Данные ветви $L, м; F, м^2;$ $\alpha, Н·с^2/м^4$	Относительное избыточное давление за узлом / в конце ветви $\Delta\bar{P}_\phi$	
	стат. метод	газод. метод		стат. метод	газод. метод
Узел 11	25,6	27,604	–	22,247	24,542
Ветвь 11	22,247	24,542	20;8 ; 30,8·10 ⁻³	18,3	13,465
Узел 12	18,3	13,465	–	10,730	6,583
Ветвь 12	10,730	6,583	43;9; 20,6·10 ⁻³	8,8	5,822
Узел 13	8,8	5,822	–	4,349	3,591
Ветвь 13	4,349	3,591	82;12,4; 30·10 ⁻³	3,297	2,487
Узел 14	3,297	2,487	–	3,092	2,475
Ветвь 14	3,092	2,475	88;14;20,1 10 ⁻³	2,557	2,234
Узел 15	2,557	2,234	–	1,761	1,552
Ветвь 16	1,761	1,552	33; 14; 20,1·10 ⁻³	1,640	1,490
Узел 16	1,640	1,490	–	1,240	1,081
Ветвь 17	1,240	1,081	90; 14; 20,1·10 ⁻³	1,021	0,695
Узел 17	1,021	0,695	–	0,772	0,373
Ветвь 18	0,772	0,373	50; 14; 20,1·10 ⁻³	0,693	0,423
Узел 18	0,693	0,423	–	0,756	0,294
Ветвь 19	0,756	0,294	585 ;14 ; 20,1·10 ⁻³	0,214	0,079
Узел 19	0,214	0,079	–	0,162	0,045
Ветвь 20	0,162	0,045	167 ; 14 ; 20,1·10 ⁻³	0,113	...
Узел 20	0,113	...	–	0,085	...
Ветвь 21	0,085	...	43 ; 9 ; 20,6·10 ⁻³	0,076	...
Узел 21	0,076	...	–	0,037	...

В результате получим безопасные расстояния: по статическому методу всюду после узла 21; по газодинамическому методу 200 м до узла 19.

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

**Акты использования результатов работы в процессе ликвидации
последствий аварий на угольных шахтах Украины**

УТВЕРЖДАЮ:

Технический директор

ГП «Луганскуголь»

 Кожушкин С.Г.

« » _____ 2014 г.

АКТ

использования в процессе ликвидации последствий аварии, возникшей 11 сентября 2013 года на ОП «Шахта имени Артема» ГП «Луганскуголь», результатов диссертационной работы к.т.н. Агеева В.Г. на тему «Научные основы создания способов и средств локализации ударных волн при ведении горноспасательных работ по изоляции пожаров в шахтах»

Обстановка на аварийном участке на момент возникновения аварии

В 07 часов 50 минут 11.09.2013 горный мастер участка № 1 обнаружил, что по 4-му восточному штреку пласта k_6 пошел дым, о чем сообщил горному диспетчеру и организовал вывод людей из аварийного участка. В 08 часов 20 минут диспетчер шахты вызвал 4-й ВГСО по аварии «пожар» в 4-м восточном штреке пласта k_6 .

В медицинский пункт шахты в 09 часов 40 минут обратился ГРОЗ участка № 4, которому был поставлен диагноз: комбинированная травма, ожог верхних дыхательных путей, ожог роговицы обоих глаз, отравление продуктами горения. Со слов пострадавшего время травмирования ориентировочно 06 часов 20 минут.

Характер травм пострадавшего, время его травмирования, сильная задымленность в выработке с исходящей струей, обнаруженная при разведке, свидетельствуют о произошедшем на участке взрыве метановоздушной смеси, осложненном пожаром.

Ход ликвидации аварии

При выполнении разведки горных выработок аварийного участка подразделениями 4 ВГСО было установлено, что в 11 часов 59 минут в 4-й восточной лаве пласта k_6 произошла внезапная остановка в течение 10 секунд вентиляционной струи, далее вентиляционная струя восстановилась и образовалась сильная запыленность. В это же время в 5-м восточном штреке пласта k_6 под лавой был слышен хлопок, произошло опрокидывание вентиляционной струи длительностью 20 секунд, образовалась сильная запыленность.

Данная информация свидетельствовала о том, что на аварийном участке произошел повторный взрыв. Ввиду сложившейся обстановки

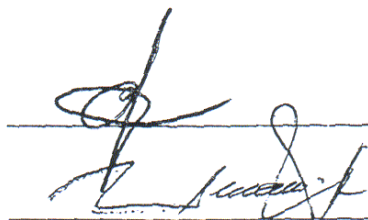
работы по непосредственному тушению очагов пожара прекращены, со стороны исходящей вентиляционной струи воздуха произведена локализация пожара с помощью водяных завес ВВР-1, установленных в квершлагах пл. $k_7^1 - k_5$ гор. 510 м.

Был разработан оперативный план ликвидации аварии № 2, основные мероприятия которого направлены на уплотнение ранее возведенных изолирующих перемычек и изоляцию аварийного участка шестью взрывоустойчивыми перемычками, установленными:

- перемычка № 1 в людском квершлагах пл. k_7^1 у сопряжения с восточным вентиляционным штреком пл. k_7^1 гор. 270 м;
- перемычка № 2 в квершлагах пл. $k_7^1 - k_5$ гор. 612 м у западного коренного откаточного штрека пл. k_7^1 ;
- перемычка № 3 в западном коренном откаточном штреке пл. k_7^1 у заезда №3;
- перемычка № 4 в главном конвейерном квершлагах гор. 612 м у заезда № 3;
- перемычка № 5 в главном западном квершлагах гор. 612 м у заезда №2;
- перемычка № 6 во вспомогательном бремсберге пл. k_7^1 у сопряжения с восточным вентиляционным штреком пл. k_7^1 гор. 270 м.

Изоляция пожарного участка произведена в соответствии с требованиями НПАОП 10.0-1.01-10 «Правила безопасности на угольных шахтах» и ДНАОП 1.1.30-4.01-97 «Устав ГВГСС по организации и ведению горноспасательных работ». При этом были использованы результаты диссертационной работы Агеева В.Г. «Научные основы создания способов и средств локализации ударных волн при ведении горноспасательных работ по изоляции пожаров в шахтах» в части обоснования параметров, выборе конструкции и материала взрывоустойчивых перемычек, расчета безопасных расстояний мест установки перемычек от возможного эпицентра взрыва, а также выполнения общих требований безопасности при изоляции пожарного участка.

Главный инженер
ОП «Шахта им. Артема»



Пономарев С.И.

Командир 4 ВГСО

Игнашов И.А.

УТВЕРЖДАЮ:

Технический директор



Моисеенко Ю.Ф.

2014 г.

АКТ

использования в процессе ликвидации последствий аварии, возникшей 02 февраля 2012 года на ОП «Шахта им. М.И. Калинина» ГП «ДУЭК», результатов диссертационной работы к.т.н. Агеева В.Г. на тему «Научные основы создания способов и средств локализации ударных волн при ведении горноспасательных работ по изоляции пожаров в шахтах»

Обстановка на аварийном участке

02.02.2012 года в 16 часов 25 минут возник пожар во 2-й восточной лаве центрального панельного уклона пласта h_{10} .

Отделениями ГВГСС выполнялось активное тушение пожара с 19 часов 40 минут 02.02.2012 года до 03 часов 17 минут 05.02.2012 года.

В связи с осложнившейся обстановкой, невозможностью активного воздействия на пожар, резкого сокращения количества воздуха, поступающего на аварийный участок, было принято решение о выводе людей на безопасные расстояния и выполнении изоляции аварийного участка четырьмя гипсовыми взрывоустойчивыми перемычками:

№ 1 на вентиляционном штреке 1-й восточной лавы ЦПУ пласта h_{10} западнее сопряжения с вентиляционным ходком № 2 1-й восточной лавы ЦПУ пласта h_{10} ;

№ 2 на воздухоподающем штреке 2-й восточной лавы ЦПУ пласта h_{10} восточнее монтажного ходка 1-й восточной лавы ЦПУ пласта h_{10} ;

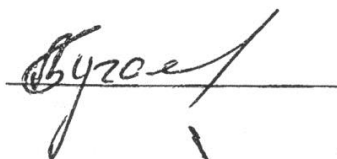
№ 3 на 2-м восточном групповом вентиляционном штреке пласта h_{10} восточнее группового вентиляционного ходка 1-й панельной лавы ЦПУ пласта h_{10} ;

№ 4 на 2-м восточном полевом откаточном штреке ЦПУ пласта h_{10} восточнее конвейерного ходка 1-й панельной лавы ЦПУ пласта h_{10} .

Изоляция пожарного участка была произведена в соответствии с требованиями НПА ОП 10.0-1.01-10 «Правила безопасности в угольных шахтах» и ДНАОП 1.1.30-4.01-97 «Устав ГВГСС по организации и ведению

горноспасательных работ». При этом были использованы результаты диссертационной работы Агеева В.Г. «Научные основы создания способов и средств локализации ударных волн при ведении горноспасательных работ по изоляции пожаров в шахтах» в части обоснования параметров, выборе конструкции и материала взрывоустойчивых перемычек, расчета безопасных расстояний мест установки перемычек от возможного эпицентра взрыва, а также выполнения общих требований безопасности при изоляции пожарного участка.

Главный инженер
ОП «Шахта
им. М.И. Калинина»



Бугаев А.А.

Командир ОВГСО



Ефименко И.Н.

УТВЕРЖДАЮ:

Руководитель департамента
по техническому развитию ДТЭК

Чередниченко Ю.Я.
« _____ » _____ 2014 г.

АКТ

использования в процессе ликвидации последствий аварии, возникшей 27 мая 2009 года на шахте «Западно-Донбасская» ПСП «Шахтоуправление «Терновское» ПАО «ДТЭК «Павлоградуголь», результатов диссертационной работы к.т.н. Агеева В.Г. на тему «Научные основы создания способов и средств локализации ударных волн при ведении горноспасательных работ по изоляции пожаров в шахтах»

Причины возникновения аварии

Причиной аварии явилось возгорание метановоздушной смеси в выемочном участке 1021 лавы восточного крыла пласта c_{10} блока № 1 в районе 100 – 105 секции.

1. Пожароопасная метановоздушная смесь образовалась в слабо проветриваемом объеме между нижним и верхним режущими органами комбайна УКД-200-250 и за ним на расстоянии до 8 секций.

2. Развитию пожара способствовало выделение метана из трещин, которые образовались вдоль очистного забоя.

3. На основании изучения всех материалов экспертная комиссия пришла к выводу, что наиболее вероятным источником возгорания метановоздушной смеси в лаве явилось фрикционное искрение, возникшее в результате трения зубков шнека о включения пирита в угольном пласте.

Ход ликвидации аварии и ее последствий

В связи с невозможностью воздействия на очаг пожара из-за его недоступности принято решение об изоляции аварийного участка гипсовыми перемычками на безопасных расстояниях:

- перемычка № 1 на откаточном квершлага пл. c_{10} в 10 м от проекции ВМВШ пл. c_{10} ($S = 9,0 \text{ м}^2$, два проема, $B = 2,1 \text{ м}$);

- перемычка № 2 на конвейерном квершлага пл. c_{10} в 10 м от проекции ВМВШ пл. c_{10} ($S = 15,3 \text{ м}^2$, два проема, $B = 2,8 \text{ м}$);

- перемычка № 3 на откаточном квершлага № 3 гор. 585 м в 10 м от сбойки на квершлаг № 1.

Работы выполнялись под прикрытием КПБ, установленных перед перемычками со стороны аварийного участка.

Изоляция пожарного участка была произведена в соответствии с требованиями НПАОП 10.0-1.01-10 «Правила безопасности в угольных шахтах» и ДНАОП 1.1.30-4.01-97 «Устав ГВГСС по организации и ведению горноспасательных работ». При этом были использованы результаты диссертационной работы Агеева В.Г. «Научные основы создания способов и средств локализации ударных волн при ведении горноспасательных работ по изоляции пожаров в шахтах» в части обоснования параметров, выборе конструкции и материала взрывоустойчивых перемычек, расчета безопасных расстояний мест установки перемычек от возможного эпицентра взрыва, а также выполнения общих требований безопасности при изоляции пожарного участка.

Главный инженер
ПСП «Шахтоуправління
«Терновское»

Командир 8 ВГСС



Жуковский Ю.Г.

Макаренко В.Р.



АКТ

использования в процессе ликвидации последствий аварии на СП «Шахта им. В.И. Ленина» ГП «Артемуголь» результатов диссертационной работы к.т.н. Агеева В.Г. на тему «Научные основы создания способов и средств локализации ударных волн при ведении горноспасательных работ по изоляции пожаров в шахтах»

Обстановка на аварийном участке

Во вторую смену 18.03.2009 при погрузке угля из лавы участка № 137 гор. 1080 м был обнаружен горящий уголь, а также тлеющие элементы крепления.

В результате пожара в зоне поражения оказались: лава участка № 137 гор.1080 м, вентиляционный штрек пласта Уманский гор. 970 м; промежуточный квершлаг (119-137) гор.970м, групповой вентиляционный штрек № 119 гор. 970 м, северный квершлаг гор. 970 м, ствол № 5, канал ВГП.

Ход ликвидации аварии

В связи с невозможностью непосредственного воздействия на очаг пожара было принято решение об изоляции аварийного участка на безопасных расстояниях двумя взрывоустойчивыми перемычками:

- перемычка № 1 на групповом откаточном штреке № 119 гор. 1080 м на 6 м восточнее грузовой ветви опрокидывателя № 2 с двумя проемами;
- перемычка № 2 на групповом вентиляционном штреке № 119 гор. 970 м на 8 м восточнее порожняковой ветви опрокидывателя №2 с двумя проемами.

Для недопущения попадания продуктов горения в действующие выработки были также возведены дополнительно:

- бетонитовая изолирующая перемычка № 3 на групповом откаточном штреке № 89 гор. 1080 м на 10 м восточнее порожняковой ветви опрокидывателя № 2;
- бетонитовая изолирующая перемычка № 4 на групповом вентиляционном штреке №89 гор.970м на 7 м восточнее промквершлага №1(89-119);
- бетонитовая изоляционная перемычка № 5 на полевом вентиляционном штреке № 107 на 4 м восточнее наклонного ходка в электрогараж гор. 970 м;
- бетонитовая ограждающая перемычка № 6 на групповом вентиляционном штреке № 89 гор. 970 м на 47 м восточнее грузовой ветви опрокидывателя № 2.

Для повышения эффективности мероприятий по снятию депрессии возвели бетонитовые вспомогательные перемычки в камерах выравнивания давления у перемычек № 1 и 2.

Изоляция пожарного участка была произведена в соответствии с требованиями НПА ОП 10.0-1.01-10 «Правила безопасности в угольных шахтах» и ДНАОП 1.1.30-4.01-97 «Устав ГВГСС по организации и ведению горноспасательных работ». При этом были использованы результаты диссертационной работы Агеева В.Г. «Научные основы создания способов и средств локализации ударных волн при ведении горноспасательных работ по изоляции пожаров в шахтах» в части обоснования параметров, выборе конструкции и материала взрывоустойчивых перемычек, расчета безопасных расстояний мест установки перемычек от возможного эпицентра взрыва, а также выполнения общих требований безопасности при изоляции пожарного участка.

Главный инженер
СП «Шахта им. В.И. Ленина»

И.К. КОМОВ