

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
ГОУВПО «ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ»

На правах рукописи

АЗАМАТОВ Рашид Ильдарович

УДК 622.261.2: 622.831.322

**ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ И БЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ
СОТРЯСАТЕЛЬНОГО ВЗРЫВАНИЯ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ
ВЫРАБОТОК ПО ВЫБРОСООПАСНЫМ ПЛАСТАМ**

Специальность 25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и
строительная)»

Диссертация
на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
ЛАБИНСКИЙ Константин
Николаевич,
доктор технических наук,
доцент

Донецк – 2018

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
РАЗДЕЛ 1. ВЫБРОСЫ УГЛЯ, ПОРОДЫ И ГАЗА НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК	10
1.1 Влияние напряженного состояния горного массива на разрушение горных пород взрывом и технологию проведения горных выработок	10
1.2 Проведение горных выработок взрывным способом по выбросоопасным породам.....	16
1.3 Состояние технологии работ при применении сотрясательного взрывания в угольных шахтах Донбасса	18
1.4 Анализ имеющихся данных, отражающих безопасность и эффективность технологии взрывных работ в специальном режиме сотрясательного взрывания	23
1.5 Необходимость оптимизации параметров буровзрывных работ ...	25
1.6 Критический анализ основных параметров паспортов БВР при сотрясательном взрывании.....	28
1.7 Постановка задач исследований.....	35
РАЗДЕЛ 2. ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВВ, ПРИМЕНЯЕМЫХ ПРИ СОТРЯСАТЕЛЬНОМ ВЗРЫВАНИИ, ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ТЕМПОВ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	38
2.1 Развитие и совершенствование предохранительных ВВ для сотрясательного взрывания на угольных шахтах	38
2.2 Исследование скорости детонации шпуровых зарядов эмульсионных предохранительных ВВ	43
2.3 Исследование действия взрыва на заряды взрывчатых веществ, находящиеся в смежных шпурах.....	53
2.4 Выводы по разделу.....	65
РАЗДЕЛ 3. СНИЖЕНИЕ ВЕРОЯТНОСТИ ВОЗНИКНОВЕНИЯ	

ВЫБРОСА ПРИ СОТРЯСАТЕЛЬНОМ ВЗРЫВАНИИ И ЛОКАЛИЗАЦИЯ ВОЗМОЖНЫХ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК	67
3.1 Обоснование параметров шпуровых зарядов для обеспечения опережающей разгрузки выбросоопасного пласта.....	67
3.2 Исследование влияния взрывчатых свойств ПВВ и конструкции шпурового заряда на вероятность возникновения выброса при сотрясательном взрывании.....	72
3.3 Локализация внезапных выбросов в забоях горных выработок при сотрясательном взрывании	80
3.4 Выводы по разделу.....	89
РАЗДЕЛ 4. РАЗРАБОТКА ПАРАМЕТРОВ БВР ДЛЯ СОТРЯСАТЕЛЬНОГО ВЗРЫВАНИЯ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ ПОВЫШЕНИЕ ТЕМПОВ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	91
4.1 Обоснование конструкции шпурового заряда для сотрясательного взрывания.....	91
4.2 Определение оптимальных интервалов короткозамедленного сотрясательного взрывания, обеспечивающих эффективность взрывных работ	99
4.3 Горно-геологические факторы, влияющие на эффективность взрывных работ	104
4.4 Обоснование выбора ВВ и СВ для ведения взрывных работ.....	105
4.5 Методика расчета параметров паспорта БВР с технологией создания в выработке локализирующей выброс породной перемычки.....	107
4.6 Выводы	119
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	120
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	122
ПРИЛОЖЕНИЯ	134

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы. В Донбассе горные работы ведутся на глубинах более 1000 м и разрабатываются высоко газоносные пласты, склонные и опасные по внезапным выбросам угля и газа. Наиболее распространенным способом разрушения пород при проведении горных выработок остается буровзрывной, а по выбросоопасным пластам – только в режиме сотрясательного взрывания. Этот вид взрывных работ позволяет проводить подготовительные горные выработки сравнительно безопасно и обеспечивать воспроизведение и подготовку необходимого фронта очистных работ на выбросоопасных угольных пластах. Однако правила безопасности ограничивают длину заходки по углю на выбросоопасных пластах длиной не более 2 метров. В противном случае резко возрастает вероятность внезапного выброса угля и газа, что может привести к разрушению крепи, оборудования, интенсивным обрушениям горных пород, что в целом делает горную выработку аварийной и не пригодной для эксплуатации. На этапах подготовки и эксплуатации выемочных участков горными выработками вследствие этого происходит снижение их темпов проведения, падает добыча угля и резко возрастают затраты, связанные с ремонтом и восстановлением горных выработок и выемочных участков шахты.

Таким образом, **актуальная задача**, имеющая большое значение для горной промышленности, состоит в повышении эффективности сотрясательного взрывания за счет обоснования параметров буровзрывных работ, обеспечивающих безопасное увеличение длины заходки.

Степень разработанности темы исследования. Вопросами совершенствования технологии буровзрывных работ при проведении выработок по выбросоопасным угольным пластам занимались следующие ученые: А.Т. Айруни, И.В. Бобров, С.А. Христианович, М.И. Большинский, И.М. Петухов, А.Н. Зорин, О.А. Колесов, М.П. Зборщик, В.И. Николин, В.И. Стикачев, Б.А. Лысиков и многие другие. Анализ ведения буровзрывных работ при сотрясательном взрывании показывает, что перспективным направлением

повышения эффективности буровзрывной технологии является использование при проведении подготовительных горных выработок способа предварительного предотвращения газодинамических проявлений путем локальной разгрузки, дегазации пласта и вмещающих пород. При этом при сотрясательном взрывании можно задать необходимые параметры взрывных работ для разрушения горного массива, которые обеспечат необходимую зону разгрузки в горном массиве и одновременно из разрушенных взрывом горных пород позволят создать в забое перемычку, которая защитит горную выработку от возможного внезапного выброса.

Таким образом, обоснование эффективных и безопасных параметров сотрясательного взрывания, которые позволят создавать зоны разгрузки в горном массиве и обеспечивать защиту выработки от выбросов в проходческом цикле при проведении подготовительных горных выработок специальными перемычками, является актуальной научно-технической задачей, требующей решения.

Тема диссертации принадлежит к той части основных научных направлений кафедры строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики ДонНТУ, которая касается разработки эффективных и безопасных технологических решений по разрушению горных пород взрывом, и отражена в отчетах о научно-исследовательских работах №12-32 и №13-32.

Цель и задачи исследований. Цель работы заключается в совершенствовании технологии сотрясательного взрывания при проведении подготовительных горных выработок по выбросоопасным пластам путем обоснования эффективных и безопасных параметров буровзрывных работ.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие **задачи:**

- провести системный анализ технологии проведения горных выработок при сотрясательном взрывании и установить основные факторы, определяющие эффективность проходческого цикла;
- исследовать влияние основных факторов, определяющих эффективность

- взрывных работ, на параметры разрушения выбросопасных горных пород;
- обосновать эффективные параметры сотрясательного взрывания для обеспечения необходимой длины заходки и объема разрушенных горных пород;
 - разработать методику расчета паспорта БВР для сотрясательного взрывания, обеспечивающего в проходческом цикле создание зоны разгрузки в горном массиве и защиту выработки от выбросов специальными перемычками.

Объект исследования – процесс разрушения выбросопасных горных пород взрывом при проведении выработок по буровзрывной технологии в режиме сотрясательного взрывания.

Предмет исследования – технология взрывания и управление энергией взрыва шпуровых зарядов ВВ для образования в забое горной выработки в процессе разрушения и выброса пород зон разгрузки горного массива и специальной перемычки для защиты горной выработки от внезапного выброса.

Научная новизна полученных результатов:

1. Впервые установлена параметрическая зависимость скорости детонации эмульсионного ВВ от его плотности патронирования и диаметра патрона, которая учитывает взаимодействие указанных факторов влияния, что позволило, получить математическую модель изменения скорости детонации ВВ от факторов, связанных не только с применением ВВ, но и с его компонентным составом.

2. Впервые установлена зависимость наведенного давления в смежных шпурах при детонации в них зарядов ВВ, которое зависит от расстояния между шпурами и интервала времени взрывания смежных шпуров и определяется удельной теплотой взрыва ВВ и акустической жесткостью горных пород.

3. Впервые обоснованы параметры взрывных работ и сотрясательного взрывания в зависимости от типа применяемых ВВ и интервалов замедления при групповом взрывании шпуровых зарядов ВВ, которые позволяют создавать зоны разгрузки в горном массиве и обеспечивать защиту выработки от выбросов в

проходческом цикле специальными перемычками.

Теоретическая и практическая значимость работы. Теоретическая значимость работы заключается в установлении зависимостей параметров разрушения выбросоопасных горных пород от типа и свойств ВВ, интервалов замедления при взрывании групп шпуровых зарядов ВВ и расстояния между шпурами для обоснования эффективных и безопасных параметров сотрясательного взрывания, обеспечивающего в проходческом цикле создание зоны разгрузки в горном массиве и защиту выработки от выбросов специальными перемычками.

Практическое значение полученных результатов заключается в том, что разработана методика расчета параметров сотрясательного взрывания при проведении горных выработок по буровзрывной технологии, что позволило повысить эффективность взрывных работ.

Методология и методы исследований: для достижения поставленной в работе цели за методическую основу принят комплексный подход, который включает научно-техническое обобщение результатов теоретических и лабораторных исследований детонационных характеристик эмульсионных ВВ, теоретические исследования наведенного давления и времени его действия в смежных шпурах, исследование взаимосвязи частоты выбросов от общей энергии взрываемых зарядов и обоснование эффективной толщины породной перемычки, обеспечивающей защиту выбросоопасного пласта при сотрясательном взрывании.

Основные научные положения, которые выносятся на защиту:

1. Расстояние между шпурами, обеспечивающее устойчивость детонации шпуровых зарядов ВВ определяется детонационной способностью и скоростью детонации ВВ, аппроксимируемой зависимостью второго порядка от плотности ВВ и диаметра патрона, и зависит от наведенного давления в шпурах, определяемого прямо пропорционально удельной теплоте взрыва ВВ, интервалу замедления между взрывами групп шпуров, и обратно пропорционально акустической жесткости горной породы. Это позволяет обосновывать параметры

буровзрывных работ для получения высоких темпов проведения горных выработок при сотрясательном взрывании.

2. Размеры зоны разгрузки для безопасной выемки увеличенными заходками и объем горной породы для защитной перемычки определяются радиусом разрушения горных пород вокруг шпура и величиной заряда ВВ, который прямо пропорционально зависит от диаметра патронов ВВ, его удельной теплоты взрыва и плотности заряжания и обратно пропорционально от акустической жесткости пород. Это позволило обосновать параметры перемычки, количество шпуров, расстояние между шпурами и массу ВВ на шпур для образования зоны разгрузки при сотрясательном взрывании.

Степень достоверности и апробация результатов. Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждена: корректностью применения фундаментальных положений физики взрыва к исследуемым процессам; лабораторными исследованиями детонационных характеристик эмульсионных ВВ с использованием стандартного оборудования; удовлетворительной сходимостью экспериментальных и расчетных данных и положительными результатами опытно-промышленной проверки параметров БВР при проведении выработок по буровзрывной технологии в режиме сотрясательного взрывания.

Основные положения работы и результаты ее отдельных этапов обсуждались и были одобрены на XII международной научно-технической конференции „Современные технологии ведения буровзрывных работ, их экономическая эффективность и техногенная безопасность” (г. Бургас, Болгария, 2013 г.), X международной научно-технической конференции „Разработка, использование и экологическая безопасность современных гранулированных и эмульсионных взрывчатых веществ” (г. Кошице, Словакия, 2014 г.), международной научно-технической конференции аспирантов, студентов и молодых ученых „Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений” (ДонНТУ, 2015-2018 гг.), и на расширенном заседании кафедры СЗПСиГ ДонНТУ (2018 г.).

Рекомендации и методика расчета параметров сотрясательного взрывания при проходке выработок по буровзрывной технологии используются при ведении буровзрывных работ на ш им. А.А. Скочинского.

Научные и практические результаты работы используются в учебном процессе ДонНТУ при подготовке специалистов горного профиля.

Личный вклад автора заключается в постановке задач исследования, математическо-статистической обработке результатов экспериментальных и лабораторных исследований, в разработке нового подхода относительно расчета детонационных характеристик эмульсионных ВВ, в постановке и проведении опытно-промышленной проверки результатов диссертации на ш/у им. А.А. Скочинского.

Публикации. Основные положения диссертационной работы опубликованы в 7 печатных работах, из которых 3 – в ведущих рецензируемых изданиях и 4 – в сборниках материалов научно-практических конференций.

Структура и объем диссертации. Диссертация содержит вступление, 4 раздела и выводы, 19 рисунков, 15 таблиц, список литературных источников из 101 наименования, 4 приложения. Работа изложена на 131 странице машинописного текста, общий объем - 164 страницы.

Автор искренне признателен научному руководителю д.т.н., доц, Лабинскому К.Н. за постоянное внимание и оказанное содействие при выполнении работы, а также выражает благодарность д.т.н., проф. Калякину С.А. за оказание научно-методической помощи на стадии завершения работы.

РАЗДЕЛ 1

ВЫБРОСЫ УГЛЯ, ПОРОДЫ И ГАЗА НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК

1.1 Влияние напряженного состояния горного массива на разрушение горных пород взрывом и технологию проведения горных выработок

Развитие технологии добычи полезных ископаемых включает процессы разрушения горных пород с целью их отделения от горного массива при строительстве подземных сооружений и выработок для подготовительных работ во время эксплуатации месторождений. Несмотря на успешное развитие горного машиностроения и создания эффективных горнопроходческих комплексов, разрушение горных пород взрывом все еще имеет доминирующее положение при строительстве шахт и подземных сооружений, поскольку взрывные работы можно применять практически в любых горно-геологических условиях при любой крепости горных пород.

Средняя глубина разработки угольных пластов превышает 720 м, а тринадцать шахт Донбасса добывают уголь на глубине 1000...1400 м. Примерно 90% шахт в Украине являются газовыми, а 60% – опасными по взрывам угольной пыли, что накладывает свои ограничения на технологию проведения горных выработок [1,2]. В шахтах при разрушении газоносных горных массивов широко применяются взрывные работы и сотрясательное взрывание. С их помощью добывают около 10% угля и проводят более 60% подготовительных горных выработок [3].

С увеличением глубины ведения горных работ усложняются горно-геологические условия. Повышаются напряженное состояние пород, их газоносность, выбросоопасность и происходит неуправляемая дезинтеграция горного массива вокруг выработок, что существенно влияет на эффективность буровзрывной технологии проведения горных выработок в напряженных горных массивах [4], что может приводить к снижению темпов их проведения и

значительному удорожанию.

Технология проведения горных выработок взрывным способом включает в себя процессы проходческого цикла, на которые неравновесное напряженное состояние оказывает существенное влияние. При этом показатели зависят от длины и конструкции шпуров, диаметра заряда, удельного расхода ВВ, схемы расположения шпуров и очередности их взрывания. Основными процессами буровзрывной технологии, лежащими на критическом пути проходческого цикла и в наибольшей степени подверженными влиянию горного давления, являются бурение шпуров, погрузка породы и крепление горной выработки.

Для обеспечения проектного подвигания выработки за заходку и снижения кусковатости пород с увеличением глубины ведения работ наблюдается увеличение удельного расхода ВВ, что приводит к возрастанию коэффициента излишка сечения свыше нормативных показателей и осложняет процесс возведения постоянной крепи. Кроме того, завышенный удельный расход повышает трещинообразование в законтурном массиве, влияя на формирование зон неупругих деформаций вокруг выработки и на устойчивость выработки.

При взрыве заряда ВВ основным фактором, препятствующим разрушению горного массива взрывом, считается механическая прочность горной породы. При этом считается, что прочность, как и другие физико-механические характеристики горных пород в основном определяются их геологическими и гидрогеологическими свойствами: степенью метаморфизма, гранулометрическим составом, текстурой пород, глубиной залегания и т.д. Наиболее значительное изменение свойств горных пород обуславливается степенью их метаморфизма и динамикой разрушения [5].

Основной характеристикой горных пород, определяющей возможность их разрушения под внешним воздействием, является прочность – сопротивление как хрупкому разрыву, так и пластической деформации.

Как показывают исследования Б.П. Овчаренко, Б.А. Лысикова и других [6-8], прочность пород заметно возрастает с увеличением глубины их залегания. Так, прочность высоко метаморфизованного песчаника в диапазоне глубин от

400 до 1800 м изменяется в 1,5 раза, а низко метаморфизованного – в 2,5 раза. Однако с увеличением глубины разработки растет горное давление, а его перераспределение приводит к неравновесному напряженному состоянию горного массива и возникновению аномальных зон напряженного состояния массива вокруг выработок.

Учитывая существенную разницу между прочностными характеристиками различных горных пород, значительный интерес представляет связь распределения физико–механических свойств с глубиной их залегания для различных типов горных пород. Для этого А.Н. Феофановым и А.М. Терлецким в своей работе [9] исходные данные, полученные в результате обработки материалов, представленных в работах [10,11,12,13,14,15] были распределены по основным литологическим разностям (песчаники, алевролиты и аргиллиты) и также объединены в три условно выделенные группы по степени метаморфизма. Ими было установлено, что прочность пород, возрастая с увеличением глубины, в зависимости от глубины заложения наиболее точно описывается асимптотической зависимостью, при этом при превышении глубины свыше 1000...1100 м изменение прочности пород незначительно.

В последние годы глубина разработки угольных месторождений постоянно увеличивается. Уже давно пройден рубеж в 1 км, а некоторые шахты ведут работы на глубине свыше 1400 м. С увеличением глубины ведения горных работ и напряженного состояния горных пород существенное влияние на перераспределение напряжений оказывает наличие открытой поверхности забоя. Согласно исследованиям Н.Е. Волошина, В.И. Тарасьева, А.Н. Кульбачного, И.В. Недашковского, О.Я. Сироты [16,17,18], в прилегающих к забою породах возникают зоны концентрации напряжений, вследствие чего действительные напряжения в несколько раз выше напряжений в нетронutom массиве и могут достигать 1000 кг/см^2 .

Е.З. Позин установил [19], что под влиянием давления вышележащих пород из-за перераспределения напряжений у забоя пласта возникают деформации растяжения, приводящие к снижению сопротивляемости угля

резанию. Исследования Б.В. Левина [20,21] установили зависимость результатов взрыва при взрывной отбойке горизонтального пласта в лавах от величины горного давления, то есть от глубины залегания.

При ведении взрывных работ шпурами глубиной, превышающей глубину расположения зоны максимальных сжимающих напряжений, наблюдается резкое увеличение удельного расхода ВВ на взрывное разрушение массива. Причем, с увеличением глубины разработки оптимальная глубина шпуров (удельный расход ВВ уменьшается до минимального) уменьшается и, например, при глубине разработки более 600 м не превышает 1,2 м [22].

Работы Б.Н. Кузнецова [23] и Б.П. Овчаренко [24] показали, что при сжатии горных пород наблюдается рост модуля упругости. Однако этот рост проявляется у слоистых пород при приложении напряжения до 10...15% от разрушающих, а у рыхлых пород при нагружении до 20 МПа модуль упругости возрастает в 1,5 раза, после чего рост прекращается. Очевидно, это достигается значительным сокращением пор, после чего модуль упругости зависит от деформации кристаллической решетки.

Физическая природа изменений коэффициента Пуассона от напряженного состояния такая же, как и модуля упругости пород. Исследования П.Я. Галушко [25] показали, что он сильно увеличивается с ростом напряжений. В интервале напряжений от 4,5 до 36 МПа коэффициент бокового распора увеличивается в среднем от 0,9...0,10 до 0,24...0,38. Такие закономерности наблюдаются у пород Львовско-Волынского бассейна и пород Донбасса.

По мере увеличения глубины разработки усиливается напряженное состояние горных пород. Так, на глубине 1000 м в нетронутом массиве при среднем объемном весе 2,6 т/м³ напряжение составляет 26 МПа. В прилегающих к забою породах вследствие концентрации напряжений и дополнительных напряжений геотектонического воздействия, действительные напряжения в несколько раз выше и достигают, согласно исследованиям Н.Е. Волошина, В.И. Тарасьева и других [26,27], до 100 МПа. Под действием этих напряжений изменяется модуль упругости, коэффициент Пуассона, акустическая жесткость

пород и сопротивляемость разрушению.

Исследования, проведенные в ИГД им. Скочинского [28, 29], показали, что в забое выработки образуется в результате горного давления зона неравномерного трехосного сжатия породы, оказывающая существенное влияние на разрушение пород взрывом.

Так, В.В. Адушкин и Л.Н. Щекин [30] провели модельные лабораторные эксперименты, которые показали, что даже при относительно небольших напряжениях сжатия, не превышающих прочностных характеристик твердой среды, может существенно изменяться характер разрушения пород взрывом. Это подтверждает то, что с увеличением глубины разработки напряженное состояние массива будет оказывать существенное влияние на оптимальные параметры паспортов БВР.

Одним из методов оценки напряженного состояния массива является метод разгрузки, впервые примененный ВНИМИ в 1935 г. Он позволяет определить напряженное состояние горных пород на основе использования характеристики упругого восстановления формы элемента массива при искусственном нарушении его связи с основным массивом [31]

Исследования, проведенные в ДонУГИ, показывают, что у пород одного и того же типа отмечается тенденция уменьшения интенсивности скорости ультразвука от напряжений с ростом акустической жесткости.

При исследованиях изменения скорости ультразвука по мере удаления от забоя вглубь массива, проведенных в комбинатах «Донбассантрацит» и «Свердловантрацит», было установлено [22], что на расстоянии 40...60 см от забоя ультразвуковой сигнал не проходил, что подтверждает сильную деформацию пород в этой области. Затем по мере удаления от забоя скорость ультразвука повышалась до глубины 1,6...1,8 м, где наблюдался максимум значений скорости как при горизонтальном, так и при вертикальном и диагональном направлении прозвучивания, что свидетельствует о зоне максимальных напряжений. За этой зоной скорость звука уменьшалась.

Результаты исследований полностью согласуются с результатами,

обобщенными в работе Ищенко К.С. и Ищенко А.К. [32] Исследования напряженного состояния горного массива методом шпуровых датчиков [33], проводимые на глубоких горизонтах шахт Бажанова, Щегловская-Глубокая, Пролетарская-Глубокая, показали наличие максимальных напряжений на расстоянии 1,5...2,2 м от груди забоя вглубь массива, а анализ паспортов БВР показывает резкое возрастание удельного расхода ВВ при увеличении длины шпуров более 1,8 м. Авторами этой работы сделаны выводы относительно существенного влияния напряженного состояния массива, особенно на глубоких горизонтах, на параметры буровзрывных работ.

Исследования по изучению характера напряженно-деформированного состояния породного массива в призабойной зоне подготовительных выработок, проводимых на больших глубинах по буровзрывной технологии, также были проведены в ИГТМ НАН Украины и НГУ [34,35,36].

Исследования позволили установить следующее. Породы в призабойном массиве вследствие большой глубины залегания и наличия открытой поверхности разрушены трещинами расслоения полусферической формы, которые распространяются вглубь на расстояние, равное 10...40% высоты выработки, причем по мере удаления вглубь массива пород раскрытие трещин уменьшается. На основании анализа полученных результатов авторы выделили три характерных зоны напряженно-деформированного состояния пород: зону пониженных напряжений, зону повышенных напряжений и зону, не находящуюся под влиянием горных работ. При этом третья зона начинается в диапазоне от $0,8h$ для невыбросоопасных пород до $1,6h$ для выбросоопасных пород.

В своих исследованиях Э.О Минделли также отмечал наличие двух зон различных свойств в призабойной зоне: зону с потенциальной энергией статического поля, направленную в сторону открытой поверхности, что способствует разрушению пород взрывом и зону с потенциальной энергией статического поля, направленную вглубь от открытой поверхности, что препятствует разрушению пород взрывом. Причем четко выраженной грани

между этими зонами нет и разделение на зоны можно назвать условным, поскольку напряженное состояние по мере удаления от открытой поверхности вглубь массива изменяется плавно, от минимальных значений напряжения нарастают до своего максимума, затем снижаясь до величины напряжений нетронутого горного массива.

Таким образом, в призабойном пространстве при проведении выработок по буровзрывной технологии на больших глубинах угольных шахт имеет место быть неравновесное состояние горного массива, обуславливаемое изменением напряженного состояния в связи с наличием открытой поверхности, что оказывает существенное влияние на разрушение горного массива.

1.2 Проведение горных выработок взрывным способом по выбросоопасным породам

Особенностью ведения горных работ на больших глубинах является возможное наличие газа, содержащегося в массиве горных пород или углей. В сочетании с напряженным состоянием горного массива под действием горного давления такие условия могут приводить к возникновению выбросов. Зоны горных пород, в пределах которых возможны выбросы, называются выбросоопасными. Изучение горно-геологических условий проявления выбросов угля и газа показывает, что природу выбросоопасности определяют три фактора: газоносность, горное давление и нарушенность структуры угольного пласта, обуславливающая локальность выбросоопасных зон.

Главная отличительная особенность технологии проведения горных выработок по выбросоопасным породам – необходимость применения противовыбросных мероприятий, включающих в себя методы прогноза выбросоопасности, способы предотвращения выбросов и мероприятия по созданию безопасных условий. Основная задача при разработке технологии проведения выработок по выбросоопасным угольным пластам и породам состоит в том, чтобы обеспечить не только безопасные условия труда, но и

высокие темпы работ, которые можно достичь только в том случае, если противовыбросные мероприятия не приведут к увеличению трудоемкости проведения выработок. На шахтах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа, устанавливают четырехсменный режим работы с выделением специального времени для реализации локальных способов предотвращения выбросов и сотрясательного взрывания.

В настоящее время сотрясательное взрывание ведется на основании «Инструкции по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по выбросам угля, породы и газа» [37]. Сотрясательное взрывание проводится в режиме, направленном на защиту людей от последствий возможных выбросов. При сотрясательном взрывании следует применять ВВ IV класса и предохранительные электродетонаторы со временем замедления до 200 мс. Одним из основных параметров взрывных работ, характеризующих эффективность сотрясательного взрывания, является удельный расход ВВ. Расчет удельного расхода рекомендуется проводить по следующим формулам:

$$q_y = 0,8 + 0,2f + 0,15l - 0,004S, \text{ кг/м}^3, \quad (1.1)$$

$$q_{\text{п}} = 0,7 + 0,12f + 0,1l - 0,02S, \text{ кг/м}^3, \quad (1.2)$$

где f – крепость породы по шкале проф. М.М. Протоdjяконова;

l – длина заходки, м;

S – площадь сечения выработки, м².

Как видно из формул (1.1) и (1.2), удельный расход определяется по эмпирическим зависимостям, где в качестве критерия взрывааемых пород выступает их крепость по шкале проф. Протоdjяконова. При этом абсолютно не учитываются параметры напряженного состояния массива.

Глубина шпуров определяется исходя из крепости пород и площади сечения выработки (см. Таблицу 1.1).

Массу шпурового заряда корректируют опытным путем в конкретных

условиях взрывания, рекомендуя за основу принимать табличные значения, зависящие от глубины шпуров и крепости пород.

Таблица 1.1 – Рекомендуемая глубина шпуров при одновременном взрывании по углю и породе

Сечение выработки, м ²	Глубина шпуров при коэффициенте крепости пород		
	1..3	4..6	7..10
4,0...5,6	1,9...2,1	1,8...2,0	1,8...1,9
6,0...10,0	2,1...2,3	2,0...2,2	1,9...2,1
11,0...14,0	2,3...2,5	2,2...2,4	2,1...2,3
15,0...20,0	2,5...2,7	2,4...2,6	2,3...2,5

1.3 Состояние технологии работ при применении сотрясательного взрывания в угольных шахтах Донбасса

Применение сотрясательного взрывания в угольных шахтах Донбасса регламентировано «Инструкцией...», «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» [38] и «Правилами безопасности в угольных шахтах» [39]. «Инструкция...» является нормативным документом, предназначенным для выполнения требований при ведении взрывных работ на пластах, опасных и угрожаемых по внезапным выбросам угля, породы и газа. Она определяет область применения, технологию, организацию производства и мероприятия по обеспечению безопасности взрывных работ при сотрясательном взрывании.

Безопасность взрывных работ в угольных шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по пыли, обеспечивается путем соблюдения пылегазового режима, применения предохранительных ВВ (ПВВ), внутренней забойки шпуров, безопасных средств взрывания в отношении воспламенения и взрывов газа и пыли и отключением электроэнергии в опасной зоне выработки, в которой ведутся взрывные работы.

При сотрясательном же взрывании дополнительно необходимо соблюдение специального режима и проведения мероприятий, обеспечивающих вывод людей или их защиту в безопасном месте от воздействия внезапного выброса угля, породы и газа. В «Инструкции...» этому вопросу посвящен раздел 5 и подразделы пп.6.14; 6.16; 7.9; 7.10. и 8.6.

Вместе с тем, в настоящем периоде времени выдвигается целый ряд новых требований к сотрясательному взрыванию. Это прежде всего связано с постоянным увеличением глубины горных работ, достигающей в настоящее время уже отметки более 1400 м. В этих условиях специалисты и производственники на угольных шахтах рассматривают обычные взрывные работы как сотрясательное взрывание. Необходимо признать, что такой подход к взрывным работам на глубоких горизонтах угольных шахт является правильным. В этом убеждают следующие данные, полученные в МакНИИ. Анализ обстоятельств взрывов метана на угольных шахтах, выполненный Брюхановым, Мнухиным и Бусыгиным в работе [40], показал следующее.

В период с 1971 по 2000 гг. в угольных шахтах Украины произошло 92 взрыва и зарегистрировано 297 случаев вспышек и горения метана. В 75-ти случаях принимала участие только МВС, в 16-ти – метано-пылевоздушная смесь и только в одном случае – ПВС.

Подавляющее число взрывов произошло на шахтах III категории, сверхкатегорных и опасных по выбросам угля, породы и газа. Взяв за основу эти данные, получим, что в среднем ежегодно на угольных шахтах Украины происходит по 3 взрыва и 10 вспышек и горения метана. При этом на взрывные работы в среднем приходится только 20% от общего количества взрывов и вспышек метана, т.е. менее одного взрыва в год.

В пиериод с 1993 по 2002 г. при сотрясательном взрывании произошло 9 аварий, связанных с воспламенением и взрывами метана, что дает достаточно близкие расчетные цифры с цифрами, полученными по статистическому анализу, выполненному в работе. В то же время анализ состояния отработки шахтопластов, опасных по внезапным выбросам, выполненный А.А. Рубинским,

Т.Я. Мхатвари и А.И. Ризниченко [41], показал, что только в 2001 г. на 10 шахтах Донбасса при сотрясательном взрывании произошло 68 внезапных выбросов угля, породы и газа. Сравнение полученных результатов показывает, что на 10 шахтах Донбасса за год произошло почти в 20 раз больше выбросов, чем ежегодно в среднем происходит взрывов метана и угольной пыли на всех шахтах Украины. Таким образом, выброс – явление, которое происходит гораздо чаще, чем взрыв.

В работе [42] М.И. Большинский дает характеристику внезапному выбросу. Выброс рассматривается как спонтанный, быстро протекающий процесс хрупкого самоподдерживающегося разрушения призабойной части массива горных пород, сопровождающийся газовыделением из разрушенных угля и пород и перемещением их по выработкам в газовом потоке, провоцируемый отторжением призабойной части массива горных пород, приводящих к нарушению его равновесного состояния и высвобождению потенциальной энергии упругого деформирования массива и энергии сжатого газа, содержащегося в его поровом пространстве, и трансформированию этой энергии в работу разрушения и перемещения разрушенных горных пород по выработкам.

Взрыв, по образному выражению А.Ф. Беляева, можно уподобить своеобразной тепловой машине, в которой потенциальная химическая энергия ВВ превращается в тепловую энергию, а затем в механическую работу, совершаемую нагретыми и сжатыми продуктами взрыва в процессе их расширения. Отсюда следует, что выброс как и взрыв связан с переходом потенциальной химической или упругой энергии в механическую работу, совершаемую газообразными продуктами в процессе их расширения. В результате происходит разрушение горного массива и его перемещение по выработкам. При этом возникают поражающие факторы взрыва или выброса, ударная волна и динамический скоростной поток газа и пыли, которые приводят к разрушению горных выработок, в них крепи, оборудования, а газообразные продукты, образуемые при этом, поражают людей через органы дыхания

вследствие наличия в них ядовитых веществ или непригодных для дыхания газов, либо нагретыми до высокой температуры продуктами взрыва.

Как уже отмечалось выше о том, что выбросы представляют серьезную опасность, т.е. не меньше, чем взрывы МВС и ПВС. Поэтому работники шахт вправе рассматривать взрывные работы на пластах шахт, опасных по внезапным выбросам угля и газа как сотрясательное взрывание с вытекающими из этого необходимыми мероприятиями и специальным режимом. Настораживает и вызывает серьезное опасение следующее.

Согласно вышеупомянутой «Инструкции...» раздел 4, при сотрясательном взрывании разрешается применять непридохранительные ВВ II класса и предохранительные ВВ III и IV классов. Получается, что в наиболее опасных условиях, созданных природой для ведения взрывных работ в шахтах, разрешено применять ВВ, обладающие крайне низким уровнем предохранительности, и не разрешено применять высокопредохранительные ПВВ V и VI классов. Этот парадокс требует объяснения.

Известно, что по своим свойствам ПВВ II, III, IV класса представляют серьезную опасность при взрывных работах в выработках, в которых имеются взрывоопасные МВС или ПВС, т.е. они значительно опаснее по сравнению с ПВВ V и VI классов, но обладают высокой бризантностью и работоспособностью, что в целом сказывается на эффективности взрывания. Вместе с тем, безопасность взрывных работ при применении ПВВ V и VI классов настолько высокая, что позволяет предотвратить аварии в горных выработках при любом способе ведения взрывных работ. Таким образом, при использовании ПВВ V и VI классов отпадает необходимость в выполнении требований раздела 5 «Инструкции...», который регламентирует мероприятия для обеспечения взрывозащиты горных выработок при производстве сотрясательного взрывания. Однако существуют следующие суждения, позволяющие объяснить данный парадокс. Некоторые специалисты-практики считают, что ПВВ V и VI классов, обладая высоким уровнем предохранительных свойств совершенно не защищают выработки от выбросов и положение с выбросами на шахтах при их

применении не изменится, а эффективность взрывных работ по сравнению с ПВВ III и IV класса ухудшится.

Кроме того, ПВВ V и VI класса в 1,5 раза дороже, чем ПВВ III и IV класса, к тому же вследствие более низкой работоспособности их расход увеличится в среднем на 25-30% при сотрясательном взрывании. Это в свою очередь увеличит стоимость БВР и потребует дополнительных средств на приобретение ВВ, что шахтам в нынешней экономической ситуации сделать крайне сложно. Поэтому некоторые руководители шахт считают, что лучше применять ПВВ III и IV классов при сотрясательном взрывании, чем ПВВ V и VI классов. Такая позиция ведет в тупик и вообще ставит под сомнение перспективу развития горных работ на шахтах в целом и взрывных работ в частности.

В настоящее время на выбросоопасных шахтах при глубине разработки 1200-1300 м количество выбросов приближается к числу 15-20 в год. Дальнейший рост частоты выбросов (до 30-40 выбросов в год) приведет шахту к неспособности добывать уголь эффективно, т.к. значительную долю средств будет направлено на их ликвидацию. Поскольку основная масса выбросов происходит при сотрясательном взрывании, то ведение взрывных работ в таких шахтах будет ликвидировано. Это в свою очередь скажется на сокращении объема подготовительных работ и в конечном итоге на уменьшении объема добычи угля. Поэтому необходимо изыскивать новые пути совершенствования сотрясательного взрывания не только в части повышения его безопасности, но и в направлении предотвращения выбросов. Решение этих вопросов при сотрясательном взрывании можно осуществить, используя, например, высокопредохранительные ВВ V и VI класса, поскольку они обладают необходимым уровнем предохранительности и устойчивости ПВВ против выгорания, что позволит управлять как параметрами БВР, так и внедрить новые способы короткозамедленного сотрясательного взрывания и средств инициирования шпуровых зарядов ВВ. Опираясь на высокую безопасность применения ПВВ V и VI классов при сотрясательном взрывании можно добиться

такой частоты выбросов и их силы, что последствия практически не повлияют как на безопасность работ в шахтах, так и на их экономическое положение.

1.4 Анализ имеющихся данных, отражающих безопасность и эффективность технологии взрывных работ в специальном режиме сотрясательного взрывания

Для изучения безопасности и эффективности взрывных работ в режиме сотрясательного взрывания возникла необходимость проанализировать применяемые на шахтах паспорта БВР и установить их основные параметры, а также динамику и силу выбросов в выработках, где применялось сотрясательное взрывание.

В работе [43] были проанализированы паспорта БВР при сотрясательном взрывании в угольных шахтах ГП «Донецкуголь» и ГП «Макеевуголь». Изучение характеристик внезапных выбросов в забоях горных выработок угольных шахт осуществлялось по актам расследования газодинамических явлений. В Таблице А.1. (Приложение А) приведены основные параметры паспортов БВР, которые использовались при сотрясательном взрывании на угольных шахтах ГП «Донецкуголь» и ГП «Макеевуголь». При этом проанализировано 18 паспортов БВР для сотрясательного взрывания в угольных забоях, 20 паспортов в смешанных забоях и 15 в чистопородных. Данные паспорта охватывали всю гамму горно-геологических условий Донбасса, в которых залегают особо выбросоопасные и угрожаемые по внезапным выбросам угольные пласты (в забоях выработок сечением 7,8..25,4 м², крепостью угля $f = 1,0..2,0$ и горных пород $f = 4..12$).

В Таблице А.2. (Приложение А) приведены параметры паспортов БВР для сотрясательного взрывания, применяемого в горных выработках, в которых произошли внезапные выбросы угля и газа. Интенсивность этих газодинамических явлений в горных выработках после сотрясательного

взрывания была различной, в основном она зависит от мощности угольного пласта и сечения выработки.

Интенсивность выброса изменялась в широком интервале и составляла от нескольких тонн до нескольких сотен тонн, а в отдельных случаях до тысячи тонн. Объем газа метана, выделяющийся при выбросах, достигал несколько десятков тысяч кубометров. Эти результаты показывают, что выброс может охватить значительную часть горной выработки, при этом происходит, как правило, нарушение в ней вентиляции, а в выработках, прилегающих к зоне выброса в течение длительного времени, образуются повышенные концентрации метана, т.е. сверх нормы, оговоренной Правилами безопасности в угольных шахтах.

При этом, в первые десятки минут после выброса, а в отдельных случаях в течение часа и более, в горной выработке концентрация метана находится во взрывоопасных пределах. На этом основании можно считать, что после выброса в забое и в призабойной части горной выработки зачастую имеет место взрывоопасная среда и дальнейшая безопасность при сложившейся ситуации в выработке, в основном, определяется и зависит от наличия источника, способного вызвать ее воспламенение. В связи с этим возникает необходимость проведения анализа с целью выявления возможных источников воспламенения МВС и ПВС, которые могут быть реализованы в процессе взрывания предохранительных ВВ различного уровня предохранительности и устойчивости против выгорания.

Анализ эффективности взрывных работ по указанным выше паспортам показывает, что, как правило, коэффициент использования шпуров (КИШ) является достаточно высоким. При этом его значение практически одинаково полученного при взрывании в забоях выработок, проводимых по углю и по породе или в чистопородном забое. Это на первый взгляд является неожиданным, поскольку в обычных условиях ведения взрывных работ КИШ в угольных и смешанных забоях был по значению всегда выше, чем в чистопородных. В качестве объяснения этого факта принимается во внимание

то, что при сотрясательном взрывании, которое проводится в забоях, где горные породы находятся в упругодеформированном состоянии, а угли в нарушенном и перемятом виде, в результате взрыва ВВ происходит разрушение горной породы, при этом выделяется часть упругой энергии массива, которая облегчает разрушение породного массива. Процессы, происходящие в напряженном горном массиве при наличии газа в породах и угле, являются достаточно сложными, но несомненно, что высвобождающаяся упругая энергия позволяет облегчить процесс разрушения массива при взрыве. При использовании же менее мощных ВВ (V и VI класса) роль напряженного состояния массива в процессе его разрушения при взрыве будет возрастать, т.к. эти ВВ имеют, по сравнению с ВВ IV класса, более низкую удельную теплоту взрыва и скорость детонации.

1.5 Необходимость оптимизации параметров буровзрывных работ

В работе [44] обосновывается, что сила выбросов определяется не величиной одновременно взрываемого заряда ВВ, а размерами и порядком отторжения участков напряженного породного массива. Как правило, направления оптимизации параметров буровзрывных работ заключаются в том, что изменением параметров буровзрывных работ, пространственного расположения шпуров и порядка взрывания зарядов можно в определенной степени регулировать силу выбросов за счет достижения минимального отброса породы при взрыве ВВ.

В зоне невысокой степени опасности, например, отброс пород при выбросе несущественен. Взрывание зарядов шпуров, расположенных только в нижней части забоя, приводит к возникновению выброса. Однако за счет небольшого отброса разрушаемой выбросом породы и большого разрыхления (коэффициент разрыхления равен 2) происходит своеобразное самоподбучивание. Выброс породы прекращается тогда, когда контур полости выходит за проектный контур выработки незначительно.

Все разнообразие геологических условий с точки зрения выбросоопасности предусмотреть невозможно. Однако основной принцип оптимизации параметров буровзрывных работ, применяемый при ведении взрывных работ в режиме сотрясательного взрывания, заключается в следующем. При наличии выбросоопасного песчаника по всему сечению выработки следует взрывать заряды шпуров, расположенных в нижней части выработки по всей ее ширине. В зонах высокой степени выбросоопасности расстояние от верхнего ряда шпуров до почвы выработки не должно превышать 0,8...1,2 м, а в зонах средней и невысокой степени выбросоопасности – 1,5...2,5 м при высоте выработки 3,0...3,5 м. Если какая-то часть пород в проектном контуре выработки не будет разрушена выбросом, взрывать заряды в ней следует тогда, когда убран минимальный объем породы, необходимый для проведения бурения и взрывания. В отдельных случаях, когда взрывание на разрушенную породу невозможно, допускается взрывание этих зарядов вместе со взрыванием зарядов следующего цикла.

При расчете зарядов шпуров следует исходить из того, что расход ВВ на разрушение 1 м³ породы, в которой располагаются шпуры, должен составить 1,2...1,5 кг непридохранительных ВВ. При использовании предохранительных ВВ расход следует увеличивать на 25...30%.

В зонах невысокой и средней степени выбросоопасности рекомендуется придавать забою ступенчатую форму. Площадь уменьшенного сечения должна составлять примерно треть сечения проходимой выработки. Отставание второго забоя от опережающего должно быть не менее чем на 1...2 м больше длины шпуров.

Оптимизация параметров буровзрывных работ эффективна при проведении выработок в зонах всех степеней опасности. Но в зонах высокой и средней степени опасности только лишь изменение параметров буровзрывных работ не позволит избежать выбросов большой силы с вытекающими последствиями. Поэтому в зонах высокой степени опасности изменение этих параметров рекомендуется применять в комплексе с заградительными

перемычками и методом частичной разгрузки. На определенном расстоянии от забоя устанавливается заградительная перемычка, а взрывами разрушается только часть пород в сечении движущегося забоя. Взрывание зарядов шпуров, расположенных в нижней части забоя, в зонах высокой степени опасности обязательно вызывает выброс породы. К моменту, когда разрушение затронет породы у проектного контура выработки, пространство до перемычки будет полностью заполнено разрушенной породой, и выброс прекратится. При таких условиях развития выброса неизбежно подвигание выработки, превосходящее длину шпуров.

Применять канатные перемычки рекомендуется при использовании специальных параметров буровзрывных работ. Шпуры для размещения зарядов ВВ надо располагать только в нижней части забоя выработки. Расстояние от верхнего ряда шпуров до почвы выработки должно быть в пределах 1,0...1,3 м. Способ применяют при проведении выработок в зонах высокой степени опасности.

Также известен метод частичной предварительной разгрузки, применяемый для изменения напряженного состояния части породного массива в проектом контуре будущей выработки образованием по контуру кровли сплошной щели. Заканчивается она на уровне нижней части пяты свода.

Взрывание зарядов шпуров, расположенных в нижней части забоя, в зонах высокой степени опасности обязательно вызовет выброс породы. Развитие выброса в направлении кровли под щелью невозможно, а за пределами щели возможно, но затруднено из-за наличия своеобразной породной перемычки в верхней части выработки. Полость, образующаяся во время выброса, не выходит существенно за проектный контур кровли выработки.

Также известен способ предотвращения газодинамических проявлений при проведении пластовых выработок узким забоем предварительным созданием в массиве местной (локальной) зоны разгрузки [45]. В предлагаемом способе используется энергия взрыва зарядов ВВ, расположенных в шпурах за глубиной заходки, для опережающего рыхления горных пород, примыкающих к

расположенному в кровле выработки выбросоопасному пласту. При локальной разгрузке увеличивается уровень трещиноватости угля, возрастает скорость и уменьшается период времени интенсивного истечения метана и сопутствующих газов в полость сооружаемой выработки. Однако, способ предусматривает первоочередное взрывание шпуров по выбросоопасным пластам, что может оказывать влияние на безопасность ведения работ.

В работе [46] предложен способ локализации выбросов, заключающийся в использовании разрушенных выбросоопасного угольного пласта и породы верхней подрывки для создания насыпной перемычки, препятствующей развитию выброса угля и газа. Но способ также характеризуется первоочередным взрыванием шпуров по выбросоопасному угольному пласту, при этом вероятность формирования породной перемычки до начала развязывания выброса составляет 0.92...0.99, что не исключает вероятности возникновения и развития выброса, особенно с учетом роста степени выбросоопасности с увеличением глубины ведения работ. Это вызывает необходимость совершенствования паспортов БВР при проведении выработок по буровзрывной технологии в режиме сотрясательного взрывания, что требует проведения детального анализа параметров действующих паспортов БВР.

1.6 Критический анализ основных параметров паспортов БВР при сотрясательном взрывании

Предохранительные ПВВ IV класса (аммониты Ф-5, Г5) разрешается применять при сотрясательном взрывании: при вскрытии угольных пластов, после их обнажения и при последующем проведении подготовительных выработок и ведении очистных работ по угольному массиву, а также при взрывании по породе в смешанных забоях выработок, проводимых по пластам, опасным по внезапным выбросам угля и газа.

Поскольку в последний период времени предохранительные ВВ III класса на угольных шахтах не применяются, а в забоях по выбросоопасным породам

при выделении метана и отсутствии угольной пыли применяют вместо них ПВВ IV класса, то паспорта БВР по чистопродным забоям, проводимым с помощью ПВВ IV класса, также были включены в данный анализ.

Эффективность взрывных работ специалисты оценивают [43] по результатам взрывания путем сравнения значения КИШ, полученного при одном паспорте БВР с КИШ другого паспорта. Паспорт БВР, при котором получен более высокий КИШ, является более эффективным и применяемым для использования.

Коэффициент использования шнура КИШ определяют по формуле:

$$К.И.Ш. = \frac{l_{ш} - l_{см}}{l_{ш}}, \quad (1.3)$$

где $l_{ш}$ – длина шнура, м;

$l_{см}$ – длина стакана после взрыва ВВ в шнуре, м.

Длину стакана $l_{см}$, определяют через величину подвигания забоя за взрыв (цикл) – $l_{отх}$:

$$l_{см} = l_{ш} - l_{отх},$$

тогда

$$КИШ = \frac{l_{ш} - l_{ш} + l_{отх}}{l_{ш}} = \frac{l_{отх}}{l_{ш}} \quad (1.4)$$

Поэтому величина $l_{отх}$ является значимой и неотъемлемой частью характеристики паспорта БВР, которую необходимо использовать при его анализе. Наряду с этим, существенными параметрами паспортов БВР, характеризующими эффективность взрывных работ, являются:

1. Отношение количества шпуров – $N_{шп}$ к сечению проводимой выработки вчерне – $S_{вч}$:

$$\frac{N_{шп}}{S_{вч}}, \frac{шт}{м^2}$$

2. Отношение количества ВВ на цикл $Q_{ВВ}$ к числу шпуров (средняя масса ВВ в одном шпуре):

$$\frac{Q_{ВВ}}{N_{шп}}, \frac{кг}{шт}$$

3. Отношение средней массы ВВ в шпуре к его длине ($l_{шп}$):

$$\frac{Q_{ВВ}}{N_{шп} * l_{шп}}, \frac{кг}{м}$$

4. Отношение массы ВВ на цикл к сечению выработки вчерне (масса ВВ на 1 м² проводимой выработки):

$$\frac{Q_{ВВ}}{S_{вч}}, \frac{кг}{м^2}$$

5. Отношение массы ВВ на 1 м² проводимой выработки к длине отхода за цикл взрывания ($l_{отх}$) (удельный расход ВВ на 1 м³ отбитой взрывом породы – q_2):

$$q_2 = \frac{Q_{ВВ}}{S_{вч} * l_{отх}}, \frac{кг}{м^3} \quad (1.5)$$

Тогда, если умножить величину $\frac{N_{um}}{S_{вч}}$ на $\frac{Q_{вв}}{N_{um} * l_{um}}$, получим удельный расход ВВ на 1 м³ обуренной в целике породы – q₁. Отношение q₁ к q₂ дает значение КИШ:

$$q_1/q_2 = \frac{l_{omx}}{l_{um}} = КИШ \quad (1.6)$$

Таким образом, соотношение (1.6) указывает на правильность выбранных показателей параметров паспортов БВР для их анализа.

Оценка показателя параметра проводилась согласно правилам определения оценок и доверительных границ для параметров нормального распределения. Если известно выборочное распределение оценки, то для оцениваемого показателя можно определить интервал значений, в котором с определенной вероятностью находится истинное значение показателя. Построение доверительного интервала для среднего значения- \bar{x} , основано на использовании t-статистики, выборочное распределение которой является t-распределением Стьюдента с числом степени свободы V = n-1. Тогда доверительный интервал, в который с вероятностью P=0,95 попадает истинное значение показателя – m_u равен:

$$P \left\{ \bar{X}m_u - t_v(0,975) * \frac{x_{\sigma-1}}{\sqrt{n}} < m_u < \bar{X}m_u + t_v(0,975) \frac{x_{\sigma-1}}{\sqrt{n}} \right\} = 0,95 \quad (1.7)$$

где n – объем выборки;

$X_{\sigma-1}$ – оценкой для генерального среднего квадратического отклонения $\sigma-1$ нормального распределения является выборочное среднее квадратическое отклонение – S

$$X_{\sigma-1} = +\sqrt{S^2}$$

$$S^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2$$

Определение нижней границы m_u^H и верхней границы m_u^B двухстороннего доверительного интервала для средней производилось по формулам:

$$m_u^B = \bar{X}m_u + t_v(0,975) \frac{x_{\sigma-1}}{\sqrt{n}}; \quad (1.8)$$

$$m_u^H = \bar{X}m_u - t_v(0,975) \frac{x_{\sigma-1}}{\sqrt{n}}; \quad (1.9)$$

По формулам (1.7-1.9) проанализированы и рассчитаны показатели паспортов БВР, оговоренные пп. 1..5 расчёты сведены в таблицы. В Таблице А.3 (Приложение А) представлены результаты расчетов, полученные при анализе паспортов БВР, применяемых в угольных забоях, в Таблице А.4 (Приложение А) – в смешанных забоях и в Таблице А.5 (Приложение А) – в чистопородных забоях при сотрясательном взрывании с применением ПВВ IV класса. Показатели паспортов БВР и их величины сведены в Таблице А.6 (Приложение А).

Проведенный анализ показал, что значение КИШ по всем трем типам забоев практически одинаковое, о чем было отмечено выше. Это свидетельствует о том, что паспорта БВР были отработаны правильно и соответствовали требованиям принятой технологии проведения горных выработок. Вместе с тем выявлены некоторые закономерности, которые указывают на следующие факты.

Так, в угольных забоях получены наименьшие значения показателей параметров, определяющих эффективность паспорта БВР.

В смешанных же забоях все значения показателей увеличиваются в 1,3-2,0 раза по сравнению с показателями угольных забоев, тогда как длина шпуров несколько уменьшается.

В чистопородных забоях значения показателей увеличиваются по сравнению с показателями для смешанных забоев при практически не измененной длине шпуров.

Таким образом, установлено, что с увеличением крепости породы (от угля к породе в чистопородном забое) показатели №№ 1, 2, 4, 5 возрастают. Длина шпура (показатель №3) несколько снижается, а для смешанного и чистопородного забоев остается практически постоянным.

Величина заряда ВВ на шпур по углю составляет 0,6 кг, по породе – 0,9 кг. Инициирование шпуровых зарядов – прямое. Внутренняя забойка шпуров, как правило, представляла собой две ампулы гидрозабойки с водой и 0,15 м запирающей песчано-глиняной забойки. В целом результаты анализа хорошо согласуются с результатами исследований, проведенными Э.О. Миндели, Л.А. Вайнштейном, П.А. Демчуком [47].

Как уже отмечалось выше, высокопредохранительные ВВ V и VI класса не допущены для сотрясательного взрывания. В настоящий период времени объем их применения угольными шахтами относительно небольшой. Поэтому анализировались паспорта БВР, которые имелись в наличии с того периода времени, когда эти ВВ проходили промышленные испытания на угольных шахтах. Испытания этих ПВВ проводили на пластах, не опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. В этом состоит отличие паспортов БВР для V и VI класса от паспортов для ПВВ IV класса, которые, как отмечено выше, используются на выбросоопасных пластах. На данном этапе работы необходимо сравнить показатели параметров разных паспортов БВР с целью установления в них принципиальных отличий, связанных с классом применяемых ВВ. Это необходимо для того, чтобы в дальнейшем учитывать выявленные различия при планировании взрывных работ и проектировании паспортов БВР для сотрясательного взрывания в шахтах с использованием ПВВ V и VI классов.

В Таблице А.7 (Приложение А) приведены данные из паспортов БВР, применявшихся в выработках при взрывании ПВВ V и VI класса. Необходимо отметить, что собраны паспорта БВР, применявшиеся при использовании различных типов ПВВ V и VI класса. Так, в качестве ПВВ V класса ранее использовались углениты: 13К, селектит, 13П/1, 13П и Э-6. В настоящее время используется только угленит 13П.

ПВВ VI класса представлены угленитом 10П, угленитом 12ЦБ в полиэтиленовых патронах – П12ЦБ и чехословацким ПВВ II класса (аналог нашему VI классу) – Остравитом Ц.

Остравит Ц проходил испытания на угольных шахтах Украины и было установлено, что он по взрывчатым показателям и предохранительным свойствам относится к ПВВ VI класса. В настоящее время применяется в забоях выработок повышенной опасности по метану только угленит 10П.

По аналогии, как было сделано в подразделе 1.3., паспорта БВР с применением ВВ V и VI классов были проанализированы как и паспорта БВР, в которых используются при сотрясательном взрывании ПВВ IV класса. Результаты расчета основных показателей параметров паспортов БВР, которые определяют их эффективность для угольных забоев, приведены в Таблице 1.8., а в Таблице 1.9. – для паспортов БВР смешанных и породных забоев. Обобщенные результаты расчета показателей паспортов БВР для ПВВ V и VI классов приведены в Таблице 1.10.

Анализируя полученные результаты, необходимо отметить следующее. В результате расчета оказалось, что нет строгих закономерностей изменения величин показателей параметров паспортов БВР от типов забоев выработок, хотя КИШ при этом также как и у ПВВ IV класса во всех забоях примерно одинаков. Обращает внимание то, что значения $N/S_{вч}$, $I_{ш}$ и q_2 практически не изменяются для ПВВ V и VI классов. Данные ПВВ имеют аналогичную зависимость как и ПВВ IV класса, описывающую изменения величины массы шпурового заряда от типа забоя и величины массы ВВ на 1 м шпура от крепости пород. Вместе с тем длина шпуров в угольных, смешанных и чистопородных забоях различная и в её

изменении нет закономерности, которая бы указывала на отличие в зависимости от типа или класса применяемого ПВВ. Также непонятно, почему так получается, что плотность расположения шпуров на 1 м² выработки в проходке не зависит от типа забоя. Во многом ответы на эти вопросы могут быть получены только в том случае, если удастся определить специфику действия массива и состояния выбросоопасных пластов угля и пород на параметры взрывания. Поскольку в условиях выбросоопасных пластов и пород эти ПВВ не применялись, то мы пока не можем объяснить в полной мере полученные результаты. Однако это не означает, что полученные результаты не могут быть использованы при рассмотрении исходных требований к параметрам БВР. Для выяснения этих вопросов нами сделаны сравнения средних значений показателей параметров паспортов БВР при сотрясательном взрывании на выбросоопасных пластах (ПВВ IV класса) с аналогичными показателями паспортов БВР на невыбросоопасных пластах, но там, где используют ПВВ V и VI класса. Эти данные представлены в Таблице А.11 (Приложение А).

Наиболее удачно описывает влияние класса предохранительности ВВ на эффективность его применения при взрывных работах на выбросоопасных и невыбросоопасных пластах такой параметр паспорта БВР как величина ВВ на единицу длины шпура. Так, в угольных и чистопородных забоях горных выработок величина массы ВВ в шпуре на 1 м для ПВВ V и VI класса оказалась на 25..31% больше, чем для ПВВ IV класса. Вместе с тем в смешанных забоях величина на массы ВВ в шпуре на 1 м шпура для ПВВ V и VI класса примерно равна значению этого параметра при использовании ПВВ IV класса (+12..15%). Этот факт несоответствия объясняется довольно просто. На невыбросоопасных пластах в смешанных забоях взрывание ведут так, что в первую очередь инициируют заряды по углю, обеспечивающие выемку угля на его полную мощность. Затем взрывают шпуровые заряды, расположенные в верхней и нижней породных подрывках. Взрывание шпуровых зарядов в подрывках происходит на две плоскости обнажения, в результате чего резко снижается расход ВВ, т.к. в значительной степени облегчается отбойка породы взрывом.

1.7 Постановка задач исследований

Как показал анализ, в Донбассе горные работы ведутся на глубинах более 1000 м и разрабатывают высоко газоносные пласты, склонные и опасные по внезапным выбросам угля и газа. Наиболее распространенным способом разрушения пород при проведении горных выработок остается буровзрывной, а по выбросоопасным пластам – только в режиме сотрясательного взрывания. Этот вид взрывных работ позволяет проводить подготовительные горные выработки сравнительно безопасно и обеспечивать воспроизведение и подготовку необходимого фронта очистных работ на выбросоопасных угольных пластах. Однако правила безопасности ограничивают длину заходки по углю на выбросоопасных пластах, так как в противном случае резко возрастает вероятность внезапного выброса угля и газа, что может привести к разрушению крепи, оборудования, интенсивным обрушениям горных пород, что в целом делает горную выработку аварийной и не пригодной для эксплуатации. На этапах подготовки и эксплуатации выемочных участков горными выработками вследствие этого происходит снижение их темпов проведения, падает добыча угля и резко возрастают затраты, связанные с ремонтом и восстановлением горных выработок и выемочных участков шахты.

Анализ ведения буровзрывных работ при сотрясательном взрывании показывает, что перспективным направлением повышения эффективности буровзрывной технологии является использование при проведении подготовительных горных выработок способа предварительного предотвращения газодинамических проявлений путем локальной разгрузки, дегазации пласта и вмещающих пород. При этом при сотрясательном взрывании можно задать необходимые параметры взрывных работ для разрушения горного массива, которые обеспечат необходимую зону разгрузки в горном массиве и одновременно из разрушенных взрывом горных пород позволят создать в забое перемычку, которая защитит горную выработку от возможного внезапного выброса.

Таким образом, обоснование эффективных и безопасных параметров сотрясательного взрывания, которые позволят создавать зоны разгрузки в горном массиве и обеспечивать защиту выработки от выбросов в проходческом цикле при проведении подготовительных горных выработок специальными перемычками, является актуальной научно-технической задачей, требующей решения.

На основании проведенного анализа ведения буровзрывных работ в режиме сотрясательного взрывания по пластам, опасным по выбросам газа и угля, сформулированы основные задачи исследования:

- необходимо исследовать влияние основных факторов, определяющих эффективность взрывных работ, на параметры разрушения выбросопасных горных пород;

- необходимо обосновать эффективные параметры сотрясательного взрывания для обеспечения необходимой длины заходки и объема разрушенных горных пород;

- необходимо разработать методику расчета паспорта БВР для сотрясательного взрывания, обеспечивающего в проходческом цикле создание зоны разгрузки в горном массиве и защиту выработки от выбросов специальными перемычками.

РАЗДЕЛ 2

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВВ, ПРИМЕНЯЕМЫХ ПРИ СОТРЯСАТЕЛЬНОМ ВЗРЫВАНИИ, ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ТЕМПОВ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

2.1 Развитие и совершенствование предохранительных ВВ для сотрясательного взрывания на угольных шахтах

В угольных шахтах опасных по газу, взрывам угольной пыли и внезапным выбросам угля, породы и газа при сотрясательном взрывании разрешено применение только предохранительных ВВ. Согласно действующим Единым правилам безопасности при взрывных работах для проведения сотрясательного взрывания на пластах, опасных по внезапным выбросам, допущены предохранительные ВВ III...IV класса, которые представлены аммонитами – взрывчатыми веществами на основе смеси кристаллической аммиачной селитры марки ЖВ и тротила. Объем применения этих ВВ в угольных шахтах составляет 1500 т в год, и они представлены двумя марками: аммонитом Ф-5 – производства ХКО им. Г.И. Петровского и аммонитом П-5 – производства Донецкого завода ДКЗХИ. Анализ причин воспламенения взрывоопасной среды в горных выработках угольных шахт при взрывных работах показал, что эти предохранительные ВВ (ПВВ) должны удовлетворять ряду специфических, то есть характерных только для ПВВ свойств: безопасность при взрыве заряда ВВ в отношении мета-но-воздушной смеси (МВС) и пылевоздушной угольной смеси (ПВС), а также устойчивостью против выгорания шпуровых зарядов ВВ. Поэтому совершенствование этих ПВВ в основном связана с повышением уровня их предохранительных свойств и устойчивости к выгоранию [48].

Предохранительные аммониты III...IV класса могут обладать необходимым уровнем предохранительных свойств и устойчивости против выгорания только в том случае, если в их составе применяются специальные ингредиенты, соли-ингибиторы воспламенения метана и угольной пыли, и соли,

подавляющие горючесть ВВ, то есть снижающие его поджигаемость от взрывного или любого другого теплового импульса [49]. Поиск этих ингредиентов весьма актуальная научно-техническая задача, решение которой позволит усовершенствовать и модернизировать предохранительные аммониты, а, следовательно, обеспечить высокую безопасность взрывных работ и сотрясательного взрывания в угольных шахтах.

Применение в течение долгого времени в угольных шахтах при взрывных работах предохранительных аммонитов III...IV класса аммонита АП-5ЖВ и ПЖВ-20 показало, что эти ВВ достаточно часто воспламеняют МВС и дают выгорания шпуровых зарядов при сотрясательном взрывании.

Поэтому аммонит АП-5ЖВ имеет область применения ограниченную только в чистопородных забоях выработок, где имеется выделение горючих газов, но отсутствует угольный пласт и исключено образование в забоях выработок угольной пыли.

Аммонит ПЖВ-20 разрешен к применению не только в породных, но и забоях выработок, проводимых по угольному пласту (в том числе и смешанные забои), в которых имеется выделение горючих газов и образование угольной пыли, но эти забои не относятся к особо опасным. Вместе с тем, в этих забоях отмечено большое число выгораний шпуровых зарядов аммонита ПЖВ-20 при взрывных работах и сотрясательном взрывании. В основном они происходили по причине слеживаемости, низкой детонационной способности этого ВВ и высокой его поджигаемости (малая навеска воспламенителя для поджигания ВВ). Поэтому взамен аммонита ПЖВ-20 был предложен его аналог с увеличенным содержанием тротила (19% вместо 16% у ПЖВ-20), который получил название аммонит Т-19. Однако применение аммонита Т-19 при взрывных работах и сотрясательном взрывании тоже характеризуется случаями воспламенения МВС и выгораниями шпуровых зарядов при взрывных работах. К концу гарантийного срока патроны аммонита Т-19 твердеют и около 30% от всех партий выпускаемого ВВ бракуются по причине слеживания и потери рассыпчатости состава ВВ. В связи с этим было предложено модернизировать

аммонит Т-19, то есть часть пламегасителя (ингибитора метана и угольной пыли) в его составе заменить добавкой, снижающей поджигаемость и препятствующей слеживаемости порошкообразного аммонита. На основании проведенных исследований [50] в качестве таких добавок были предложены: природный графит марки ГТ-1, доломит, фосфогипс, фосфаты натрия. Эти добавки одновременно должны были повысить устойчивость ВВ к выгоранию и его уровень предохранительных свойств.

При введении графита в массу порошкообразного ВВ аммонийного типа в процессе его перемешивания при изготовлении происходит равномерное распределение частичек графита по поверхности частиц кристаллов аммиачной селитры, хлористого натрия (пламегаситель, соль-ингибитора метана), которые в смеси имеют склонность к слеживанию. В результате этого достигается «экранирование» поверхности частиц аммиачной селитры и хлористого натрия, что придает им гидрофобность и препятствует проникновению воды в порошок ВВ. Кроме того этот эффект значительно снизил поджигаемость ВВ, так как частицы аммиачной селитры и тротила оказались отделены друг от друга негорючей термостабильной пленкой поверхностного слоя из активного графита. Испытания образцов аммонита Т-19 с добавками графита показали, что можно получить предохранительный аммонит IV класса, имеющий поджигаемость ВВ, соответствующую норме, согласно технических требований к ПВВ IV класса ($P_{50} = 1,2$ г). ПВВ типа Т-19, но содержащие в составе дополнительно графит для снижения его поджигаемости и слеживаемости получило название аммонит Г-5. Подобный аммониту Г-5, выпускаемому Донецким заводом ДКЗХИ, химобъединением им. Г.И. Петровского, выпускается аммонит Ф-5, который в качестве подобной графиту добавки содержит фосфогипс. Фосфогипс в основном содержит сульфат кальция $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ с примесью основного фосфата кальция. Для производства аммонита Ф-5 фосфогипс проходит специальную подготовку по дроблению и сушки сульфата кальция до соли вида $\text{CaSO}_4 \cdot 0,5\text{H}_2\text{O}$. После этого его вводят в состав аммонита по обычной технологии производства аммиачно-селитренных ВВ.

После того, как в 2002 году в результате аварии на шахте им. А.Ф. Засядько применение аммонита Т-19, Госгортехнадзором Украины было запрещено, начали применяться аммониты Г-5 и Ф-5. Их объем производства полностью покрыл потребности угольных шахт в ПВВ IV класса вместо аммонита Т-19. Однако в процессе использования этих ВВ было установлено ряд негативных факторов, влияющих на безопасность производства взрывных работ в угольных шахтах. Так, аммонит Ф-5 оказался очень восприимчивым к влажности воздуха и при увлажнении состава ВВ оно начинает слеживаться в гораздо большей степени, чем аммонит Т-19. Этот недостаток пытались устранить повышением качества производства патронов аммонита Ф-5, путем их влагоизоляции, дополнительной сушкой аммиачной селитры и т.д. Однако до настоящего времени эта проблема аммонита Ф-5 в полной мере не решена. Аммонит Г-5 при взрывных работах, образует дополнительное количество оксида углерода в горных выработках. Специальными исследованиями установлено, что образование угарного газа при взрыве аммонита Г-5 на 28% больше, чем при взрыве аммонита Т-19.

Поэтому было предложено в аммоните Г-5 заменить графит на другой более эффективный ингибитор поджигаемости ВВ и окисления метана. В результате работ, проводимых на заводе ДКЗХИ, было установлено, что в качестве такой добавки может быть использован не токсичный полифосфат натрия, представляющий собой устойчивую соль натрия и метафосфорной кислоты – $(\text{NaPO}_3)_6$. Эта соль оказалась эффективным ингибитором поджигаемости ВВ и ингибитором окисления метана и угольной пыли. Поэтому ввод ее в состав аммонита позволил одновременно повысить его уровень предохранительных свойств и значительно снизить поджигаемость ВВ. Аммонит с содержанием в составе вместо графита полифосфата натрия получил название аммонит П5. Этот состав аммонита был испытан на газовую вредность по методике МакНИИ в сравнении с аммонитом Г-5 и оказался менее газовым ВВ, образование угарного газа на 48% меньше, чем у аммонита Г-5.

С 2006 года аммонит П-5 выпускался Донецким заводом ДКЗХИ. Однако в процессе производства и патронирования промышленных партий аммонита П-5 был установлен существенный его недостаток по сравнению с аммонитом Г-5. Аммонит П-5 имеет более низкую плотность патронирования ВВ и водоустойчивость по сравнению с аммонитом Г-5. На эти показатели ВВ сказываются свойства полифосфата натрия, его гигроскопичность, хорошая растворимость в воде и трудно поддающаяся контролю качества его дробимость и размеры частиц. Поэтому сразу же на заводе были начаты работы по замене полифосфата натрия на более удобный в работе компонент смеси в аммонийном составе. В результате был выбран формиат кальция $\text{Ca}(\text{HCOO})_2$ для замены в аммоните П-5 полифосфата натрия. Испытания и доводка состава аммонита с формиатом кальция до промышленного производства была успешно завершена в 2012 году. Было установлено, что аммонит, содержащий формиат кальция имеет более стабильные физико-химические свойства, чем аммонит с полифосфатом натрия. Новый аммонит получил название ГФ-5, и он имеет по сравнению со всеми известными предохранительными аммонийными ВВ IV класса самые высокие предохранительные свойства и устойчивость к выгоранию шпуровых зарядов. Сравнительные испытания в опытном штреке МакНИИ предохранительных аммонитов IV класса по газу показали, что аммонит ГФ-5 зарядом массой 300 г при взрывании в канале мортиры в МВС (норма уровня предохранительных свойств для ПВВ IV класса) при 20 опытах дает в среднем от 1 до 3 воспламенений, аммонит П-5 – 4...6, Г-5 – 8...10, а Т-19 – 9...10.

Таким образом, в 2013 году заводом ДКЗХИ поставлен на производство новый предохранительный аммонит ГФ-5 как характерный представитель аммиачно-селитренных порошкообразных смесевых ВВ. Однако, постепенное внедрение в практику ведения взрывных работ эмульсионных предохранительных ВВ требует детального исследования их параметров для обоснованного использования при сотрясательном взрывании.

2.2 Исследование скорости детонации шпуровых зарядов эмульсионных предохранительных ВВ

Эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ) широко применяются в горнодобывающей промышленности на открытых работах в основном в наливном виде, а в подземных условиях рудников – в патронированном виде [51, 52]. В последние годы как за рубежом, так и в Украине интенсивно ведутся работы по разработке патронированных ЭВВ для угольных шахт, опасных по газу и взрывам угольной пыли. Вместе с тем в опасных условиях угольных шахт разрешается применение при взрывных работах только специальных предохранительных ВВ [53]. Поэтому разработка предохранительных ЭВВ для угольных шахт является актуальной задачей, решение которой значительно повысит эффективность и безопасность взрывных работ в угольных шахтах [54].

Решение поставленной задачи разработки патронированных предохранительных ЭВВ встречает определенные трудности [55]. Они связаны с тем, что патронированные предохранительные ЭВВ должны удовлетворять ряду требований, связанных с обеспечением необходимого уровня предохранительных свойств по газу метану и угольной пыли и детонационных свойств, необходимых для полноты и устойчивости детонации шпуровых зарядов ВВ при их групповом короткозамедленном взрывании при взрывных работах. Известно, что уровень предохранительных свойств у ВВ в канальной mortire зависит от их удельной теплоты взрыва $-Q_v$ и концентрации соли ингибитора в продуктах детонации ВВ – ϵ . Эти показатели предохранительных ВВ можно достаточно точно рассчитать по известному составу ВВ и сделать вывод о его безопасности при взрывании в канальной mortire без забойки. В угловой mortire предохранительные свойства открытого заряда ВВ определяются его скоростью детонации, которую определяют экспериментально известными методами [56]. Полнота и устойчивость детонации патронированных ВВ в шпуровых зарядах зависит от скорости детонации ВВ, его критического диаметра и способности передавать детонацию через инертный

промежуток от одного патрона другому. Все эти показатели ВВ определяются экспериментально на основании гостированных методов испытаний. Вместе с тем у предохранительных ВВ все выше перечисленные показатели предохранительных свойств и детонационной способности ВВ в той или иной степени связаны между собой, так как они в сильной степени зависят от содержания в составе ВВ ингибиторов, которые предотвращают взрыв метана или угольной пыли в смеси с воздухом. Поэтому разработка любого класса предохранительного ВВ весьма трудоемка, так как требует большого объема экспериментальных исследований.

ЭВВ, в отличие от порошкообразных аммиачно-селитренных ВВ, обладают рядом преимуществ, так как они негорючие, а их сенсбилизация и способность к детонации достигается не применением бризантных ВВ (тротил или смесь нитроглицерина и нитродигликоля), а путем ввода в эмульсионную матрицу полых микросфер или создание в ней газовых пузырьков, которые выполняют роль «горячих точек», ответственных за инициирование и протекание детонационных процессов в ЭВВ.

В этой связи большой интерес вызывают исследования скорости детонации патронированных предохранительных ЭВВ в зависимости от диаметра патрона и начальной плотности ВВ, сенсбилизированного микросферами. Поскольку эти исследования позволяют ответить на вопрос о возможности разработки предохранительных ЭВВ, содержащих необходимое количество ингибитора для безопасности взрывных работ и определить их детонационную способность, необходимую для полноты и устойчивости детонации патронов ЭВВ в шпуровых зарядах.

В основе ЭВВ лежит эмульсионная матрица из водного раствора окислителя и жидкого горючего. Размеры частиц окислителя в эмульсии 1...2 мкм, а толщина пленки горючего между ними – 0,1 мкм. Благодаря такой структуре эмульсионной матрицы достигается тесный контакт между горючим и окислителем и одновременно она не способна к детонации за счет флегматизирующего действия водного раствора окислителя. Для перевода

эмульсионной матрицы в детонационное состояние в ее структуру вводят мелкие полые микросферы-сенсibilизаторы, которые при их ударном сжатии являются «горячими центрами», ответственными за протекание экзотермических реакций при детонационном процессе в ЭВВ. Такой механизм сенсibilизации ЭВВ вызывает ряд особенностей детонационного поведения ЭВВ, связанных как с немонотонностью зависимости скорости детонации от плотности ВВ в заряде, так и с увеличением критического диаметра детонации за счет роста ширины зоны реакции при увеличении плотности ЭВВ. В результате этого наблюдается немонотонная экстремальная зависимость скорости детонации ЭВВ от плотности ВВ – $\rho_{\text{ЭВВ}}$, регулируемой с помощью объемной доли полых микросфер. Эта зависимость для патронов диаметром 25,4 мм и 50,8 мм показана на Рисунке 2.1. Кроме того видно, что скорость детонации ЭВВ зависит и от диаметра заряда. Данная зависимость скорости детонации патронированных ЭВВ от диаметра и плотности патронирования получена в работе [57], а в работе [58] получена зависимость скорости неидеальной детонации ЭВВ от параметров патронов в виде:

$$D(m_{mc}; \tau_0; d_n; d_{mc}) = \frac{D_0(m_{mc}; \tau_0)}{1 + \frac{n}{n+1} \frac{D_0(m_{mc}; \tau_0)}{d_n} \left(\varphi_c \sqrt{d_{mc}} + \varphi_g \tau_0 \frac{d_{mc}^3}{m_{mc}} \right)} \quad (2.1)$$

где m_{mc} – весовая доля микросфер в ЭВВ;

τ_0 – объемная доля «сфер горения» в точке Чепмена-Жуге;

d_n – диаметр патрона;

d_{mc} – диаметр микросфер;

D_0 – скорость идеальной детонации ЭВВ:

$$D_0 = \frac{\beta(1-m_{mc})}{[\beta - (\beta-1)m_{mc}][1 - \sigma m_{mc}]} \sqrt{2(n^2 - 1)(\tau_0 - m_{mc})Q_v};$$

β – отношение плотностей эмульсионной матрицы к истинной плотности микросфер;

σ – отношение истинной плотности микросфер к плотности материала стенок микросфер;

n – показатель политропы продуктов детонации ЭВВ;

Q_v – удельная теплота горения эмульсии;

φ_c, φ_v – параметры горения эмульсии. В работе [55] эти параметры имеют следующие значения: $\varphi_c=4,26*10^{-4} \text{ м}^{1/3}/\text{с}$, $\varphi_v=8,689*10^5 \text{ с}/\text{м}^{-3}$.

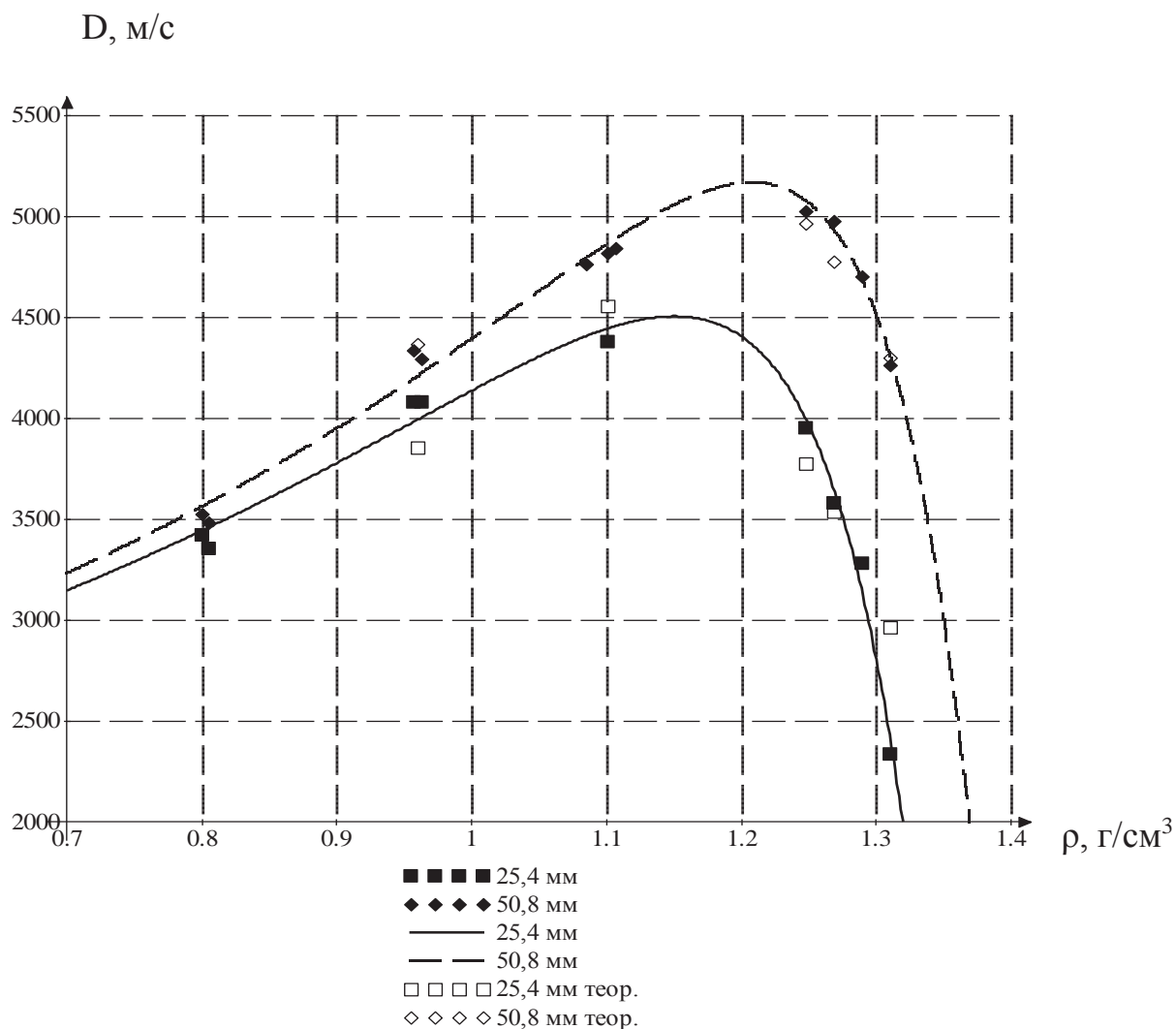


Рисунок 2.1 – Скорость детонации ЭВВ в зависимости от плотности патронирования

Вполне очевидно, что зависимость неидеальной скорости детонации в виде (2.1) достаточно полно характеризует детонационный процесс в патронированном ЭВВ и в теоретическом плане представляет определенный

интерес. Вместе с тем, для практического использования на стадии проектирования ЭВВ она вряд ли пригодна, поскольку требует достаточного объема исследований и экспериментальных данных не только по скоростям детонации ЭВВ, но и по параметрам горения эмульсии во фронте детонационной волны. С этой точки зрения была поставлена задача нахождения более простой и удобной зависимости неидеальной скорости детонации ЭВВ от параметров патронов и плотности ЭВВ. Для решения этой задачи были использованы опытные и экспериментальные данные, заимствованные из работ [57,59], в которых проведены исследования скорости детонации ЭВВ в патронах различного диаметра и плотности патронирования. В качестве сенсбилизаторов эмульсий у этих ЭВВ использовались стеклянные микросферы *QCel 400*, изготовленные PQ Corp., Valley Forge PA с размером от 64 мкм до 153 мкм, и полые полистирольные гранулы различных размеров. Для изготовления эмульсионной матрицы использовали композицию, состоящую из водного раствора нитрата аммония (66,91%), нитрата кальция (14,59%), воды (12,0%), светлого минерального масла (5,0%), эмульгатора SPAN-80 (1,5%). По составу эта эмульсионная матрица очень близка к эмульсионной матрице ЭВВ II класса Грэмикс-М, выпускаемому по ТУ У 24.6-32690803-001:2009. Это расширило наши возможности в построении эмпирической модели для расчета скорости детонации патронированных ЭВВ, так как используя Грэмикс-М в патронах различного диаметра можно получить данные, которые существенно дополнили опытные данные исследований скорости детонации патронированных ЭВВ, полученных в работах [57,59].

Приведенные на Рисунке 2.1 графики зависимостей скорости детонации ЭВВ, сенсбилизированных стеклянными микросферами в патронах различного диаметра и плотности ЭВВ, позволяют сделать вывод, что данные зависимости полиномиальные с характерным экстремумом. Это позволило априори выбрать полиномиальную квадратичную зависимость скорости детонации ЭВВ от диаметра патрона и плотности ЭВВ следующего вида:

$$D_n(d_n, \rho_{ЭВВ}) = b_0 + b_1 d_n + b_2 \rho_{ЭВВ} + b_{11} d_n^2 + b_{22} \rho_{ЭВВ}^2 + b_{12} d_n \rho_{ЭВВ} \quad (2.2)$$

где $b_1, b_2, b_{11}, b_{22}, b_{12}$ – коэффициенты, получаемые согласно реализации плановой матрицы эксперимента для различных значений переменных d_n и $\rho_{ЭВВ}$.

Для определения этих эмпирических коэффициентов составлена матрица планирования двухфакторного эксперимента для полиномиальной квадратичной зависимости вида (2), которая приведена на Рисунке 2.2.

Кодирование переменных неидеальной скорости детонации патронов ЭВВ d_n (мм) и $\rho_{ЭВВ}$ (г/см³) в безразмерные факторы показано на Рисунке 2.3.

Реализация матрицы планирования экспериментов и расчет эмпирических коэффициентов приведены на Рисунке 2.4.

Проверка значимости полученных эмпирических коэффициентов для полученной двухфакторной модели расчета неидеальной скорости детонации патронированных ЭВВ проведена согласно данным работы [60]. Все полученные эмпирические коэффициенты оказались значимы. Поэтому был сделан переход от безразмерной кодированной модели к реальной модели расчета неидеальной скорости детонации патронированных ЭВВ, сенсibilизированных полыми микросферами. Эта эмпирическая модель имеет следующий вид:

Опыт	x0	x1	x2	x1^2-2/3	x2^2-2/3	x1x2	D, м/с
Планирование 2^3	1	-1	-1	0.3333333	0.3333333	1	3917.1
	1	1	-1	0.3333333	0.3333333	-1	4348.4
	1	-1	1	0.3333333	0.3333333	-1	2811.1
	1	1	1	0.3333333	0.3333333	1	4242.3
Звездные точки	1	-1	0	0.3333333	-0.6666667	0	4679.4
	1	1	0	0.3333333	-0.6666667	0	5996.5
	1	0	-1	-0.6666667	0.3333333	0	4240.8
	1	0	1	-0.6666667	0.3333333	0	4195.5
Нулевая точка	1	0	0	-0.6666667	-0.6666667	0	5488.3

Рисунок 2.2 – Матрица планирования двухфакторного эксперимента в Microsoft Excel

	Диаметр	Плотность
Интервал варьирования	13.60	0.20
Верхний звездный	50.80	1.33
Верхний уровень	50.80	1.33
Нулевой уровень	37.20	1.13
Нижний уровень	23.60	0.93
Нижний звездный	23.60	0.93

Рисунок 2.3 – Кодирование факторов двухфакторного эксперимента в Microsoft Excel

$$D = -39114.732 + 59.377d_n + 76264.647\rho_{ЭВВ} - 1.671d_n^2 - 35721.75\rho_{ЭВВ}^2 + 91.891d_n\rho_{ЭВВ}, \text{ м/с.} \quad (2.3)$$

x0y	x1y	x2y	x1^2y	x2^2y	x1x2y
3917.1	-3917.1	-3917.1	1305.7	1305.7	3917.1
4348.4	4348.4	-4348.4	1449.4667	1449.4667	-4348.4
2811.1	-2811.1	2811.1	937.03333	937.03333	-2811.1
4242.3	4242.3	4242.3	1414.1	1414.1	4242.3
4679.4	-4679.4	0	1559.8	-3119.6	0
5996.5	5996.5	0	1998.8333	-3997.6667	0
4240.8	0	-4240.8	-2827.2	1413.6	0
4195.5	0	4195.5	-2797	1398.5	0
5488.3	0	0	-3658.8667	-3658.8667	0
4435.4889	529.93333	-209.56667	-309.06667	-1428.8667	249.975
b0	b1	b2	b11	b22	b12
5213.8833	529.93333	-209.56667	-309.06667	-1428.8667	249.975

Рисунок 2.4 – Расчет коэффициентов модели двухфакторного эксперимента в Microsoft Excel

Условия применимости данной эмпирической модели расчета скорости детонации ЭВВ определены диаметром патронов $51 \geq d_n \geq 24$ и плотности ЭВВ $1,33 \geq \rho_{ЭВВ} \geq 0,93$.

Расчет скорости детонации патронированных ЭВВ по эмпирическому уравнению (2.3) показал достаточно хорошую воспроизводимость экспериментальных результатов определения скорости детонации ЭВВ в патронах диаметром 24...51 мм при плотности патронирования 0,92...1,33 г/см³. Ошибка расчета D не превышает 5% от экспериментального значения скорости детонации ЭВВ. Результаты расчета неидеальной скорости детонации ЭВВ в патронах различного диаметра и плотности патронирования показаны на рис. 2.5, а на Рисунке 2.1 они показаны на графиках зависимостей $D=f(\rho_{ЭВВ})$ для диаметров патронов 25,4 и 50,8 мм в виде светлых точек.

Таким образом, удалось получить адекватную эксперименту математическую модель для расчета неидеальной скорости детонации патронированных ЭВВ, которая учитывает не только изменяющиеся параметры зарядов и патронов – d_n и $\rho_{ЭВВ}$, но и влияние взаимодействия этих факторов на скорость детонации заряда ЭВВ. Результаты расчета скорости детонации по разработанной модели приведены на Рисунке 2.5.

dn, мм	25.4	50.8	25.4	25.4	50.8	25.4	50.8	25.4	50.8
$\rho_{ЭВВ}$, г/см ³	0.96	1.311	1.101	1.311	1.269	1.269	1.248	1.248	0.96
Код.фактор X1	-0.868	1.000	-0.868	-0.868	1.000	-0.868	1.000	-0.868	1.000
Код.фактор X2	-0.850	0.905	-0.145	0.905	0.695	0.695	0.590	0.590	-0.850
D , м/с	3851.55	4301.04	4553.21	2965.20	4772.66	3534.85	4961.20	3772.42	4368.05

Рисунок 2.5 – Результаты расчета скорости детонации ЭВВ по модели двухфакторного эксперимента в Microsoft Excel

В дальнейшей работе сделано развитие полученной эмпирической модели расчета скорости детонации патронированных ЭВВ с учетом того, что может меняться состав ингредиентов эмульсионной матрицы, например для предохранительных ВВ в ее состав вводятся соответствующие ингибиторы реакций окисления метана и угольной пыли, или сенсбилизация эмульсионных матриц ВВ может осуществляться различного рода и типа микросферами. С учетом этого была сделана корректировка эмпирических коэффициентов в модели (2.3), которая включала возможность изменения потенциальной энергии

взрыва ЭВВ, его детонационной способности через критический диаметр детонации и параметров плотности патронов в зависимости от типа, дисперсности и фактической насыпной плотности полых микросфер. В общем, новый вид эмпирической модели расчета неидеальной скорости детонации патронированных ЭВВ представляет собой следующее:

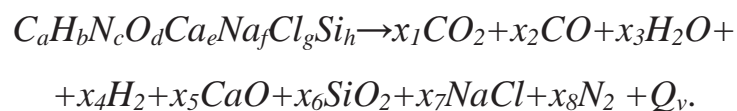
$$D = D_{1,2}(d_n; \rho_{ЭВВ}; d_n \rho_{ЭВВ}) * F(Q_v; \varepsilon) * \varphi_0(d_{кр}; C_{и}) * \varphi_1(\rho_{мс}; r_{мс}), \text{ м/с}, \quad (2.4)$$

где $F(Q_v; \varepsilon)$ – функция, учитывающая изменение удельной теплоты взрыва ЭВВ (Q_v) за счет изменения его компонентного состава и ввода ингибиторов в виде конденсированной фазы с концентрацией ε , кг/кг;

$\varphi_0(d_{кр}; C_{и})$ – функция, учитывающая изменение неидеальной скорости детонации ЭВВ в зависимости от критического диаметра ($d_{кр}$) и концентрации в ВВ полых микросфер ($C_{и}$);

$\varphi_1(\rho_{мс}; r_{мс})$ – функция, учитывающая изменение критического диаметра детонации ЭВВ в зависимости от размера микросфер ($r_{мс}$) и их фактической насыпной плотности ($\rho_{мс}$).

В целом, функция $F(Q_v; \varepsilon)$ зависит от состава ЭВВ выражаемого общей брутто-формулой $C_a H_b N_c O_d Ca_e Na_f Cl_g Si_h$, и состава продуктов взрыва, если при детонации протекает следующая реакция разложения ВВ:



Удельная теплота взрыва ЭВВ определяется по закону Гесса как разность между теплотой образования продуктов детонации ЭВВ и его собственной теплотой образования, формируемой теплотой образования отдельных компонентов состава:

$$Q_v = \sum_{i=8}^i (q_i x_i) - \sum_{i=n}^i (q_i y_i)_{\text{ЭВВ}},$$

где q_i – теплота образования моля продуктов детонации ЭВВ или компонента его состава;

x_i – число молей того или иного продукта реакции при детонации ВВ;

y_i – число молей того или иного компонента в составе ЭВВ.

Продукты детонации CaO и $NaCl$ представляют собой два известных ингибитора предохранительных ВВ, а SiO_2 – продукт разрушения стеклянных микросфер. Их общее содержание в ЭВВ определяется концентрацией – ε .

Функция $\varphi_0(d_{кр}; C_{и})$ устанавливалась экспериментально по данным критического диаметра детонации заряда ЭВВ в зависимости от концентрации в нем микросфер.

Функция $\varphi_1(\rho_{мс}; r_{мс})$ установлена на основании физико-химических исследований полых микросфер и опытных взрываний составов ЭВВ с теми или иными типами и видами микросфер.

На основании проведенных исследований получена математическая модель расчета неидеальной скорости детонации ЭВВ в патронах конечного диаметра в виде системы уравнений [61]:

$$\left\{ \begin{array}{l}
 D = \left(-7134,53 + 10,83d_n + 13910,67\rho_{\text{ЭВВ}} - 0,3048d_n^2 - 6515,65\rho_{\text{ЭВВ}}^2 + 16,761d_n\rho_{\text{ЭВВ}} \right) * \\
 * \left(\frac{C_{и}}{d_{кр}} \right)^\alpha * \left[1 - \left(\varepsilon + \frac{C_{и}}{100} \right) \right]^{0,5} \left[Q_v \left(1 - \frac{C_{и}}{100} \right) \right]^{0,5} (C_{и}r_{и})^\beta, \text{ м/с} \\
 \rho_{\text{ЭВВ}} = \frac{\rho_m \rho_{мс}}{C_{и} \left(\frac{\rho_m - \rho_{мс}}{100} \right) + \rho_{мс}}, \text{ г/см}^3 \\
 d_{кр} = \left[\left(0,0119 - 0,00988 \frac{\rho_{\text{ЭВВ}}}{C_m} \right) \right]^{-0,5048}, \text{ мм},
 \end{array} \right. \quad (2.5)$$

где α и β – подгоночные коэффициенты модели для расчета скорости детонации патронов ЭВВ с учетом его критического диаметра детонации и типа применяемых микросфер;

ρ_m – исходная плотность эмульсионной матрицы;

ρ_{mc} – эффективная насыпная плотность микросфер;

$r_{ш}$ – размер микросфер (диаметр в мкм).

Реализация математической модели (2.5) расчета неидеальной скорости детонации ЭВВ в патронах конечного диаметра осуществлена на ЭВМ ПК в программе Microsoft Excel и представлена на Рисунке 2.6 для состава предполагаемого предохранительного ВВ.

Таким образом, реализация полученной математической модели значительно облегчает выбор компонентов состава ЭВВ и позволяет проектировать его детонационные параметры без проведения трудоемких и сложных экспериментов.

	A	B	C	D	E	F	G	H
1	Константы		Переменные					
2	A=	-7134.53	Ro м =	1.56				
3	B=	10.83	Ro ш =	0.205				
4	C=	13910.67	C ш =	5.21			D =	4429.8 м/с
5	E=	-0.3048	r ш =	95			Ro эвв =	1.160 г/см3
6	F=	-6515.65	d кр =	10.37			d кр =	10.372 мм
7	K=	16.761	Q эвв =	3110				
8	alfa=	0.52	d з =	36				
9	beta=	-0.311	Ro эвв =	1.16				
10			E вв =	0.1998				

Рисунок 2.6 – Автоматизация расчета параметров ЭВВ в Microsoft Excel

2.3 Исследование действия взрыва на заряды взрывчатых веществ, находящиеся в смежных шпурах

При групповом короткозамедленном взрывании шпуровых зарядов взрывчатых веществ (ВВ) в забоях горных выработок возможны подсечка зарядов трещинами, их обнажение и переуплотнение ВВ внешним давлением

газообразных продуктов взрыва или волнами напряжений, возникающими при взрывном разрушении горного массива. Все эти явления прямо или косвенно могут влиять на безопасность и эффективность взрывных работ в горных выработках шахт.

Что при подсечке шпуровых зарядов и обнажении патронов ВВ при взрыве такие заряды очень легко воспламеняют взрывную среду [62]. При переуплотнении ВВ в шпурах возможны отказы детонации шпуровых зарядов и их выгорание [63]. Поэтому для борьбы с этими явлениями при взрывных работах были разработаны эффективные высокопредохранительные ВВ, устойчивые против выгорания и обладающие высокой детонационной способностью при короткозамедленном взрывании [64].

Вместе с тем, в настоящее время рассматривается вопрос о замене токсичных нитроэфиро- и тротилосодержащих ВВ на эмульсионные экологически чистые ВВ. Применение этих ВВ в угольных шахтах, опасных по газу и угольной пыли, позволит не только решить проблемы безопасности взрывных работ и промышленной санитарии, но и значительно удешевить сами ВВ, тем самым повысив эффективность взрывных работ. Поэтому в настоящее время ведутся научно-исследовательские работы по созданию новых патронированных предохранительных эмульсионных ВВ (ЭВВ) для угольных шахт. В связи с этим, становится очевидной важность вопроса о придании ЭВВ такой детонационной способности, чтобы их шпуровые заряды безотказно детонировали при короткозамедленном взрывании. Для этого необходимо определить параметры и условия устойчивой детонации шпурового заряда ВВ в смежных шпурах. Определение таких параметров позволит без трудоемких опытных шахтных промышленных испытаний разработать патронированные предохранительные ЭВВ для угольных шахт [65].

При групповом замедленном взрывании детонация шпуровых зарядов ВВ происходит одновременно. Шпуровые заряды ВВ, которые взрываются раньше, могут воздействовать на соседние смежные с ними и еще не взорвавшиеся заряды и вызывать в них переуплотнение ВВ. Условия переуплотнения ВВ в

шпуровых зарядах при их короткозамедленном взрывании достаточно широко изучались в СССР и за рубежом. Было установлено, что уплотнение ВВ в шпуровых зарядах при групповом короткозамедленном взрывании наблюдается на угольных пластах любой крепости и связано с деформацией стенок шпура и откольными явлениями. Деформация шпуров, откольные явления и уплотнение ВВ также могут происходить и при групповом взрывании по породе, однако это происходит при гораздо меньших расстояниях между шпурами, чем в угольных забоях. С увеличением крепости горных пород уплотнение ВВ уменьшается, так как снижается степень деформации стенок шпуров.

Для оценки возможности затухания детонации шпуровых зарядов из-за переуплотнения в них ВВ были поставлены и реализованы как шахтные, так и лабораторные эксперименты. В МакНИИ работы проводились Н.Л. Росинским и В.И. Зениным, которые установили, что с увеличением времени замедления между взрывающимися шпуровыми зарядами увеличивается вероятность отказов детонации ВВ за счет его сжатия и переуплотнения [66]. Сжатие и переуплотнение ВВ являются следствием действия на заряд давления, возникающего в смежных еще не взорвавшихся шпурах от деформации стенок шпура и откольных явлений, происходящих в шпуре. Возможна подпрессовка ВВ в смежном шпуровом заряде и в результате прорыва в него продуктов взрыва уже взорвавшегося заряда. На основании полученных результатов были разработаны лабораторные и шахтные методики испытаний предохранительных ВВ под давлением, моделирующие условия группового взрывания с замедлением [67]. Так, в работе [68] в качестве критерия, определяющего устойчивость детонации шпурового заряда в смежном шпуре при уплотнении ВВ, принято приведенное расстояние до уплотняющего заряда. От приведенных легко перейти к абсолютным расстояниям между смежными шпуровыми зарядами по формуле:

$$a_{ш} = 0.18\bar{R}^{-1.71} r_{ш}, \quad (2.6)$$

где $r_{ш}$ – радиус шпурового заряда;

\bar{R} – приведенное расстояние до уплотняющих зарядов ВВ по лабораторной методике.

В работе [68] приведена методика взрывания зарядов ВВ под внешним давлением среды. В ней показано, что устойчивая детонация зарядов ВВ возможна при некотором критическом значении этого давления. Сделан строгий статистический анализ и сопоставлены результаты испытаний зарядов ВВ на устойчивость детонации под внешним давлением и приведенных допустимых расстояний при испытании ВВ в углицементных блоках. Оказалось, что коэффициент парной корреляции между параметрами критических значений устойчивости детонации по обеим методикам указывает на полную их сопоставимость. Таким образом, все предохранительные порошкообразные нитроэфиро- и тротилосодержащие ВВ при уплотнении в смежных шпурах взрывом имеют величину критического давления детонации. Так, критическое давление детонации $P_{кр}$ для патронов ВВ диаметром 36 мм составляет для аммонита № 6ЖВ 100...110 атм., аммонита АП-5ЖВ – 100 атм., аммонита ПЖВ-20 с улучшенной обработкой аммонитной массы – 200...220 атм., аммонита Т-19 – 240...260 атм., угленита Э-6 – 140 атм. Следовательно, все штатные предохранительные ВВ, которые применяются в шахтах и которые необходимо заменить на патронированные ЭВВ, устойчиво детонируют в смежных шпурах под давлением от 140 до 240 атм.

При взрывных работах в угольных шахтах Едиными правилами безопасности при взрывных работах регламентированы минимально допустимые расстояния между смежными шпурами при короткозамедленном взрывании зарядов ВВ. По углю расстояние между шпурами – $a_{ш}$ должно быть не менее 0,6 м, по породе с крепостью $f < 7$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова – не менее 0,45 м, а для пород с $f = 7$ и более – не менее 0,3 м. Принимая во внимание, что предохранительные патронированные ЭВВ будут применяться взамен порошкообразных, необходимо оценить величины критического давления в смежных шпурах для указанных выше допустимых расстояний между шпурами в угле и породе. Тогда можно будет провести опытные взрывания патронов ЭВВ

при значениях этого давления, которое может быть в шпурах при групповом взрывании, и оценить устойчивость детонации патронов ЭВВ. По результатам испытаний ЭВВ при критическом давлении в смежных шпурах можно будет сделать заключение об устойчивости их детонации при групповом взрывании и возможности их применения при взрывных работах в угольных шахтах.

В работах [69,70] приведены данные по разработке методики и аппаратуры для измерения давления во фронте ударной волны и волн напряжений, образованных при взрыве заряда ВВ в угольном массиве и в патронах ВВ, расположенных в шпурах, находящихся под взрывным воздействием соседних шпуровых

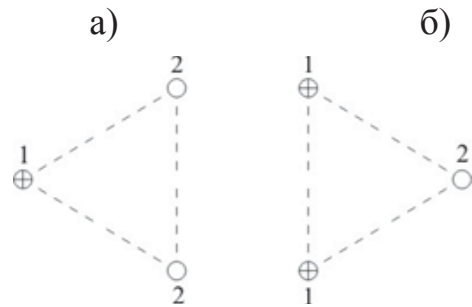


Рисунок 2.7 – Схемы взрывания
1 – боевые шпуры; 2 –
исследуемые шпуровые заряды

зарядов. Результаты этих работ позволяют ответить на многие поставленные вопросы для определения критических параметров детонации ЭВВ. Проанализируем схемы взрывания а) и б), приведенные на Рисунке 2.7. Схема а) отвечает условиям действия взрыва на смежные шпуры от одиночного заряда, а схема б) – от спаренных зарядов ВВ. Для опытной схемы взрывания а) получены зависимости изменения давления во фронте волны напряжений, распространяющейся в угольном массиве от расстояния вокруг центра шпурового заряда ВВ. На Рисунке 2.8 показан график зависимости давления в волне напряжения от расстояния при взрыве шпурового заряда аммонита ПЖВ-20 массой 0,4 кг в угольном пласте l_1 шахты «Селидовская» по этой схеме, а на Рисунке 2.9 – аналогичный график для заряда аммонита массой 0,6 кг в угольном пласте шахты № 22 ПО «Шахтерскантрацит». Как видим, на двух различных угольных пластах характер изменения давления во фронте волны напряжения при взрыве зарядов аммонита с разной массой подобный.

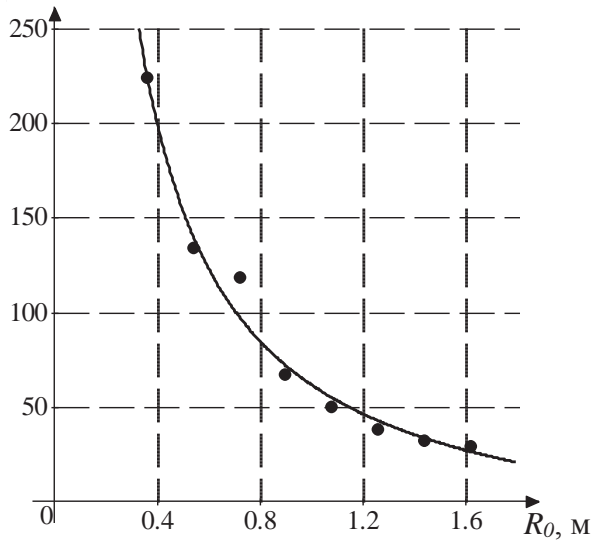


Рисунок 2.8 – График зависимости давления в волне напряжения от расстояния при взрыве шпурового заряда аммонита ПЖВ-20 массой 0,4 кг по схеме а)

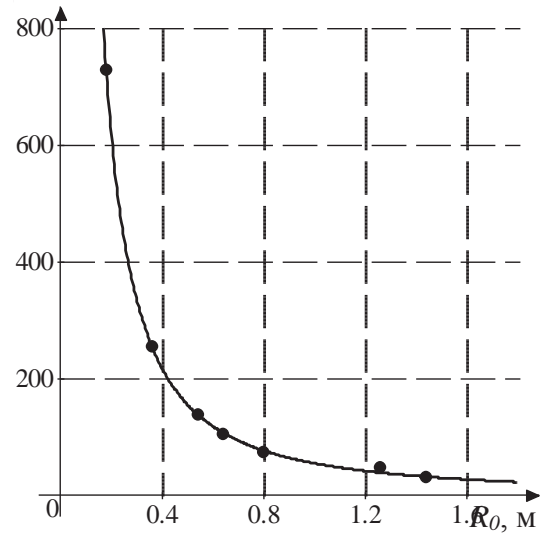


Рисунок 2.9 – График зависимости давления в волне напряжения от расстояния при взрыве шпурового заряда аммонита ПЖВ-20 массой 0,6 кг по схеме а)

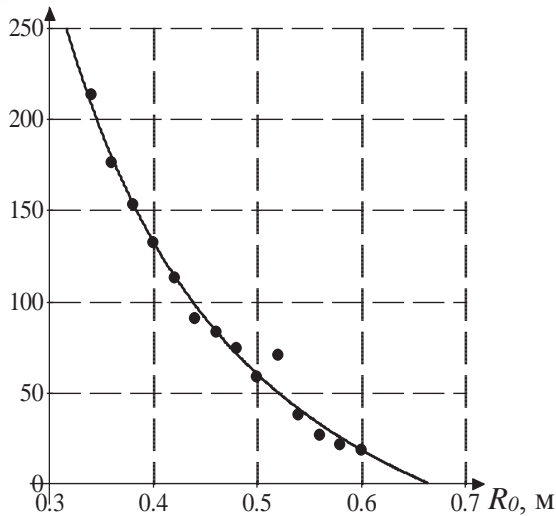


Рисунок 2.10 – График изменения давления в патроне ВВ

Теперь рассмотрим, как изменяется давление в патроне аммонита, расположенном в смежном шпуре, после деформации шпура при взрыве смежного шпурового заряда. График изменения давления в патроне ВВ показан на Рисунке 2.10. Из графика видно, что давление в патроне ВВ меньше давления во фронте волны напряжения, действующей на шпур. При расстоянии между шпурами 0,3 м давление в патроне ВВ меньше

давления в волне напряжения в 1,1782 раза, при 0,45 м – в 2,003 раза, при 0,6 м – в 6,315 раза. Таким образом, установлено два важных факта: давление в патроне ВВ гораздо меньше, чем во фронте волны напряжения, и с увеличением расстояния между шпурами различие между давлением в патроне ВВ и в волне

напряжения возрастает и на расстоянии 0,6 м давление в патроне ВВ меньше в 6,315 раза, чем в волне напряжения.

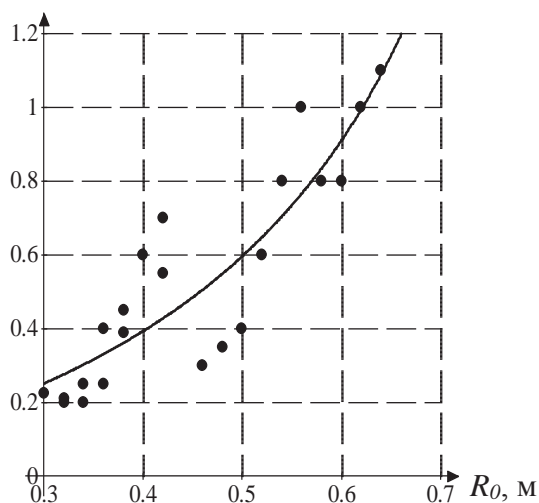


Рисунок 2.11 – График зависимости времени прихода волны напряжения от расстояния между смежными шпурами

Весьма интересным является и вопрос, как во времени изменяется давление в шпуре при воздействии на него волны напряжения, образованной взрывом смежного шпурового заряда. На Рисунке 2.11 показан график зависимости времени прихода волны напряжения к шпуру от расстояния между смежными шпурами. График зависимости времени нарастания давления в шпуре от расстояния между смежными шпурами показан на Рисунке 2.12, а на Рисунке 2.13 показан

график зависимости времени действия давления на заряд ВВ. Эти зависимости позволяют сделать важный вывод: время действия давления на заряд ВВ в шпуре при взрыве смежных шпуровых зарядов небольшое и составляет несколько десятков миллисекунд, то есть оно сопоставимо с интервалом времени замедления при короткозамедленном взрывании. Так, при расстоянии между шпурами 0,3 м время действия давления на заряд ВВ в шпуре составляет примерно 22 мс, а при расстоянии 0,45 м – только 15 мс и при 0,6 м увеличивается до 20 мс. Таким образом, если интервал замедления между взрывами отдельных групп зарядов ВВ более 25 мс, то в смежных шпуровых зарядах избыточное давление будет практически отсутствовать. Поэтому, одним из способов обеспечения устойчивости детонации шпуровых зарядов патронированных ЭВВ является правильный выбор времени замедления между взрывами групп зарядов при короткозамедленном взрывании.

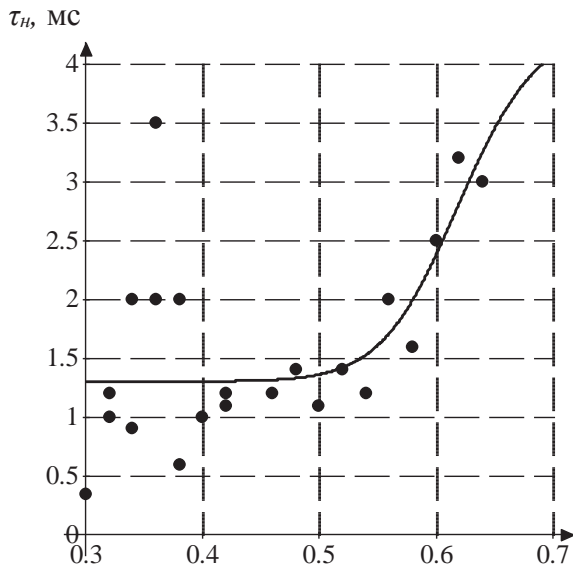


Рисунок 2.12 – График зависимости времени нарастания давления в шпуре от расстояния между смежными шпурами

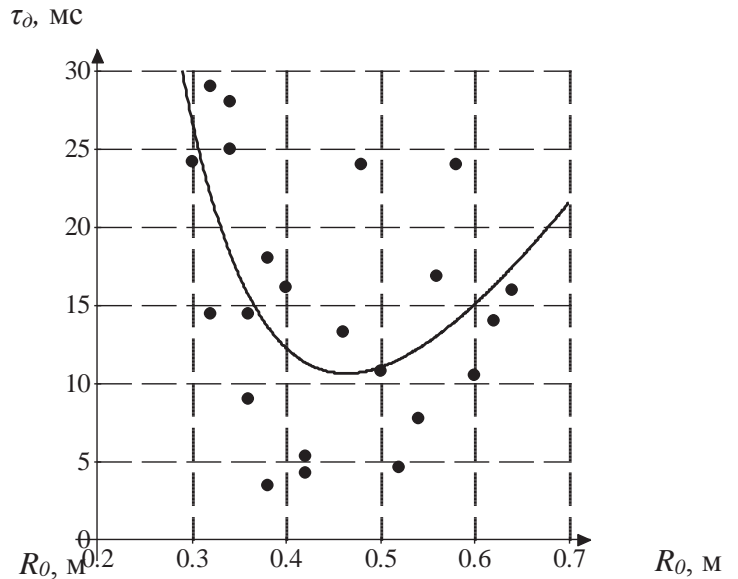


Рисунок 2.13 – График зависимости времени действия давления в шпуре от расстояния между смежными шпурами

ЭВВ, в отличие от порошкообразных ВВ, сравнительно плохо прессуются, поэтому они быстро восстанавливают исходную плотность ВВ в заряде сразу после снятия внешней нагрузки, действующей на заряд. Это восстановление достигается с помощью термопластичных полимерных микросфер Expancel, применяемых для сенсibilизации ЭВВ взамен стеклянных микросфер подобного размера. Вместе с тем, полностью исключить ситуацию, когда шпуровой заряд ЭВВ детонирует в шпуре под избыточным давлением от действия взрыва смежных шпуровых зарядов нельзя. Следовательно, необходимо знать величину критического давления детонации патронированных ЭВВ в зависимости от условий взрывания и расстояния между смежными шпурами. Для решения этого вопроса были обобщены экспериментальные данные, полученные Н.Л. Росинским и В.С. Матюниным при проведении шахтных и лабораторных исследований устойчивости детонации предохранительных ВВ. Эти данные после системного анализа позволили с помощью известных методов планирования получить многофакторную матрицу

для полного факторного эксперимента [71]. Выбор модели состоял в получении функции следующего вида:

$$P_{ш} = f(m_{зар}, a_{ш}), \quad (2.7)$$

где $P_{ш}$ – остаточное давление в шпурах, действующее на заряд ВВ, атм.;

$m_{зар}$ – масса заряда ВВ в шпурах, кг;

$a_{ш}$ – расстояние между шпурами, м.

Есть основание считать, что функция в виде уравнения (2.7) нелинейная. Поэтому для учета взаимодействия ее факторов необходимо учитывать их взаимное влияние друг на друга. В этом случае матрица планирования эксперимента принимает известный вид полного факторного эксперимента:

№	x_0	x_1	x_2	x_1x_2	$y=f(x_1, x_2)$
1	+1	+1	+1	+1	$y_1=85,0$
2	+1	-1	+1	-1	$y_2=18,6$
3	+1	-1	-1	+1	$y_3=288,0$
4	+1	+1	-1	-1	$y_4=410,0$

где x_1 – кодированное значение фактора, характеризующего влияние массы шпутового заряда на давление в смежном шпуре;

x_2 – кодированное значение фактора, характеризующего влияние расстояния между шпурами при взрыве на давление в смежных шпурах;

$y_{1...4}$ – значение давления в шпурах при различных значениях факторов x_1 и x_2 .

Кодирование факторов проводили по формулам:

$$x_1 = \frac{x'_n - x'_0}{\Delta_1} = \frac{m_{зар} - 0,75}{0,15},$$

$$x_2 = \frac{x_n'' - x_0''}{\Delta_2} = \frac{a_{ш} - 0,45}{0,15},$$

интервалы варьирования выбраны следующим образом: для массы заряда – $0,9 \text{ кг} \geq m_{зар} \geq 0,6 \text{ кг}$, для расстояния между шпурами – $0,6 \text{ м} \geq a_{ш} \geq 0,3 \text{ м}$.

Реализация плана матрицы полного факторного эксперимента на основе экспериментальных данных работ [68,69,70] для схемы взрывания зарядов ВВ б), как наиболее жесткой в отношении вспомогательных шпуров, позволила получить эмпирический вид функции (2.7) [72]:

$$P_{ш} = 202,2 + 592,02 m_{зар} - 527,36 a_{ш} - 617,84 m_{зар} a_{ш}, \text{ атм}, \quad (2.8)$$

где $m_{зар}$ – масса шпурового заряда или масса ВВ – $m_{вв}$, кг;

$a_{ш}$ – расстояние между смежными шпурами, м.

Функция (2) в виде эмпирической зависимости (2.8), которая отвечает условиям взрывания в крепких углях (плотность угля $\rho = 1,3 \text{ г/см}^3$, скорость продольной волны в пласте $C_n = 2400 \text{ м/с}$), характеризует взрывание зарядов ПВВ IV класса типа аммонита ПЖВ-20. Для того, чтобы эту эмпирическую модель применить для других условий взрывания и иных типов ВВ, в нее необходимо ввести поправочные эмпирические коэффициенты, учитывающие свойства горных пород, их откольную прочность, а для ВВ – энергетические и детонационные показатели, зависящие от плотности заряжания ВВ в шпурах и удельной теплоты взрыва ВВ. Свойства горных пород и их откольную прочность можно учитывать, исходя из акустической жесткости породы – $\rho_n C_n$ (ρ_n – плотность породы, C_n – скорость продольной волны в породе). Согласно работе А.Н. Ханукаева [73], откольная прочность породы зависит от ее акустической жесткости. График этой зависимости показан на Рисунке 2.14. Таким образом, необходимо в расчетную математическую модель (2.8) ввести коэффициенты, учитывающие изменения акустической жесткости пород и энергетических показателей ВВ и их плотности заряжания. Эти коэффициенты были подобраны

на основании эмпирических данных свойств горных пород и энергетических параметров ВВ. Окончательно, эмпирическая зависимость (2.8) имеет следующий вид [74]:

$$P_{ш} = 506,379 \left[202,2 + 0,2237 m_{ВВ} \left(\frac{d_n}{d_{ш}} \right)^2 Q_v \rho_{ВВ} - 527,36 a_{ш} - 0,2335 a_{ш} m_{ВВ} \left(\frac{d_n}{d_{ш}} \right)^2 Q_v \rho_{ВВ} \right] (\rho_n C_n) \left(\frac{1}{\rho_n C_n} \right)^{1,774}, \text{ атм}, \quad (2.9)$$

где $d_n, d_{ш}$ – диаметры патрона ВВ и шпура соответственно, м;

$\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ в патронах, г/см³;

Q_v – удельная теплота взрыва ВВ, кДж/кг;

ρ_n – плотность горной породы, г/см³;

C_n – скорость продольной волны в породе, м/с.

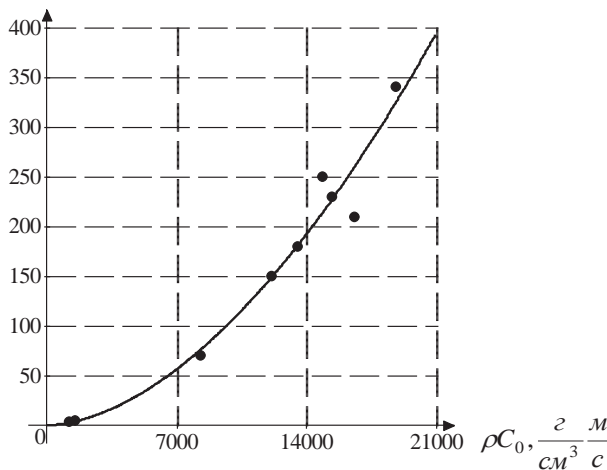


Рисунок 2.14. График зависимости откольной прочности породы от ее акустической жесткости

Проверка и анализ пригодности полученной эмпирической модели определения давления в смежных шпурах сделаны на основании известных данных по крепости пород, их ударной адиабате сжимаемости и откольной прочности с учетом экспериментальных детонационных параметров промышленных ВВ типа ПЖВ-20 (IV класс) и ЭВВ Грэмикс-М (II класс). Результаты расчетов по

эмпирической математической модели (2.9) приведены в Таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Расчетные значения параметров детонации шпуровых зарядов ВВ при взрыве в смежных шпурах диаметром 42 мм

№ п/п	ВВ	Класс ВВ	Уд.теплота взрыва Q_v , кДж/кг	Плотность ВВ, г/см ³	Диаметр патрона, мм	Масса заряда $m_{ВВ}$, кг	Свойства пород			Расстояние между шпурами $a_{ш}$, м	Давление в шпуре, атм.
							Крепость, f	Плотность ρ_n , г/см ³	Продольная скорость C_n , м/с		
1	Аммонит ПЖВ-20	IV	3429,2	1,05	36		1*	1,21	1676	0,60	118,4
							6**	2,81	4123	0,45	89,6
							9***	2,86	2928	0,30	190,85
2	Грэмикс-М	II	3120,0	1,12	32	0,9	1	1,21	1676	0,60	53,6
							6	2,81	4123	0,45	65,7
							9	2,86	2928	0,30	151,1
3					36		1	1,21	1676	0,60	110,2
							6	2,81	4123	0,45	86,6
							9	2,86	2928	0,30	185,8

* – уголь пласта h'₆ «Смоляниновский» ш. им. А.А. Скочинского

** – сланец ш. «Комсомолец Донбасса»

*** – песчаник ш. им. А.А. Скочинского

Расчеты показали, что давление в шпуре при взрыве смежных шпуровых зарядов в зависимости от нормируемого расстояния между шпурами для аммонита ПЖВ-20 в патронах диаметром 36 мм изменяется от 89,6 до 190,85 атм. Как известно, это ВВ устойчиво детонирует при внешнем давлении в шпуре до 220 атм. Для ЭВВ типа Грэмикс-М в патронах диаметром 36 мм получено расчетное давление в шпуре лишь немногим меньше, чем у аммонита ПЖВ-20, а для патронов диаметром 32 мм давление в шпуре гораздо ниже и изменяется от 53,6 до 151,1 атм. Получается, что ЭВВ лучше применять в патронах 32 мм, так как при взрыве таких зарядов давление в смежных шпурах не будет превышать 150 атм. Таким образом, установлено критическое давление в смежных шпурах для зарядов ЭВВ, при котором патроны этих ВВ должны устойчиво детонировать при короткозамедленном взрывании. Полученные результаты позволяют разработать методику определения устойчивости детонации зарядов ЭВВ под внешним давлением среды. С помощью этой методики можно будет оценивать устойчивость детонации ЭВВ и выбирать необходимый диаметр патронов для их применения в угольных шахтах.

2.4 Выводы по разделу

1. Получена эмпирическая математическая модель расчета неидеальной скорости детонации ЭВВ в патронах конечного диаметра, которая позволяет на стадии проектирования ВВ делать расчеты его скорости детонации и критического диаметра детонации, что существенно сокращает объем экспериментальных исследований. Данная математическая модель может быть использована при разработке предохранительных ЭВВ для угольных шахт, так как позволяет делать расчет не только скорости детонации и критического диаметра, но и предсказывать необходимый уровень их предохранительных свойств по газу метану и угольной пыли.

2. Рассмотрены условия группового взрывания шпуровых зарядов ВВ и установлена многофакторная зависимость давления в смежных шпурах при взрыве от массы шпурового заряда, расстояния между шпурами, акустической жесткости горных пород и их откольной прочности.

3. Сделана проверка полученной эмпирической математической модели расчета давления в шпурах для хорошо изученных промышленных ВВ –аммонита ПЖВ-20 и ЭВВ типа Грэмикс-М.

4. Установлено, что критическое давление детонации для ЭВВ Грэмикс-М в патронах диаметром 36 мм должно соответствовать критическому давлению детонации аммонита ПЖВ-20. Вместе с тем, это ВВ в патронах 32 мм может иметь более низкое критическое давление детонации, чем у аммонита ПЖВ-20: для угольных забоев – более, чем в 2,05 раза, для породных – более, чем в 1,32 раза.

РАЗДЕЛ 3

СНИЖЕНИЕ ВЕРОЯТНОСТИ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ВЫБРОСА ПРИ СОТРЯСАТЕЛЬНОМ ВЗРЫВАНИИ И ЛОКАЛИЗАЦИЯ ВОЗМОЖНЫХ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК

3.1 Обоснование параметров шпуровых зарядов для обеспечения опережающей разгрузки выбросоопасного пласта

Механизм разрушения горных пород взрывом взаимосвязан с разрушающим действием факторов взрыва заряда ВВ - действием продуктов детонации и ударных волн, которые в свою очередь функционально зависят от параметров детонации ВВ шпуровых зарядов.

Известно, что за фронтом ударной волны, распространяющейся по горному массиву после взрыва заряда ВВ, движется поток частиц породы со скоростью u . При этом разрушение горной породы происходит в том случае, если скорость потока частиц за фронтом ударной волны превышает некоторую критическую скорость, определяемую прочностью породы. Взаимосвязь скорости ударной волны и массовой скорости потока частиц описывается уравнением ударной адиабаты горной породы.

Анализ результатов расчетов и измерений распространения наведенной от действия взрыва шпуровых зарядов ударной волны в наиболее распространенных породах, вмещающих выбросоопасные угольные пласты шахт Донбасса, проведенных в работе [75], позволил установить взаимосвязь между относительной скоростью ударной волны горных пород (скорость ударной волны V , отнесенная к коэффициенту A ударной адиабаты), их плотностью, скоростью детонации ВВ и плотностью патронирования ВВ в

заряде. Все переменные факторы объединены в параметр
$$P_D = \left(\frac{\rho_{BB} Q_{BB}^{0,5}}{\rho_n A \frac{R}{r}} \right).$$

Результаты расчета значений относительной скорости ударной волны и соответствующих им значений параметра Π_D приведены в Таблице 3.1. С достаточной точностью взаимосвязь относительной скорости ударной волны описывается логарифмической зависимостью от параметра Π_D :

$$V/A = a * \ln(\Pi_D) + b. \quad (3.1)$$

На Рисунке 3.1 представлены графики зависимостей для исследуемых пород. Как видно из рисунка, все зависимости сходятся в одной точке, для которой $\Pi_D = 0.07844$:

$$0,9 = 0,262 * \ln(\Pi_D) + 1,5669;$$

$$\ln(\Pi_D) = (0,9 - 1,5669) / 0,262;$$

$$\Pi_D = 0,07844.$$

Таким образом, можно предположить, что это значение $\Pi_D = 0.07844$ является критическим с точки зрения разрушения пород взрывом, что позволяет рассчитать относительный радиус разрушения исходя из условия по следующей зависимости:

$$\frac{R}{r} = \frac{12.748 \rho_{BB} Q_{BB}^{0,5}}{\rho_n A}. \quad (3.2)$$

Учитывая то, что в формировании сферической ударной волны принимает участие не весь удлинённый заряд, а только его часть $l = \frac{2}{3}R$ [69], это позволит определить радиус разрушения вокруг заряда заданного диаметра через объем разрушения:

Таблица 3.1 – Результаты расчета относительной скорости ударной волны V/A и показателя P_D

ВВ	V , м/с	V/A	R/r	P_D
Песчаник ш/у им. А.А Скочинского				
Аммонит 6ЖВ	4741.9	1.620	1.000	0,611
	4114.3	1.405	1.645	0,343
	3006.7	1.027	2.649	0,213
	3902.4	1.333	1.717	0,356
	2968.6	1.014	2.775	0,220
	3590.6	1.226	2.022	0,286
	2624.0	0.896	2.757	0,209
Аммонит ПЖВ20	4186.0	1.430	1.000	0,510
	3636.4	1.242	1.717	0,297
	2976.7	1.017	2.577	0,198
Опытный образец ВВ IV класса	4050.7	1.383	1.000	0,487
	3871.0	1.322	1.538	0,316
	3415.7	1.167	2.900	0,168
Опытный образец ВВ V класса	3507.8	1.198	1.000	0,280
	3240.5	1.107	1.574	0,178
	2956.5	1.010	2.183	0,128
Песчаник ш. им 50-летия Социалистического Донбасса				
Аммонит 6ЖВ	4979.6	1.774	1.000	0,566
	4666.7	1.663	1.376	0,411
	3921.6	1.397	2.273	0,249
Аммонит ПЖВ20	4228.6	1.506	1.000	0,492
	4114.3	1.466	1.645	0,299
	4000	1.425	2.291	0,215
Известняк				

Таблица 3.1. Продолжение

ВВ	V, м/с	V/A	R/r	П _D
Аммонит 6ЖВ	5853.4	1.234	1.000	0,347
	5200	1.096	1.466	0,237
	4044	0.852	2.291	0,151
Аммонит ПЖВ20	5596	1.179	1.000	0,295
	5149.4	1.085	2.004	0,147
	4686.9	0.988	3.043	0,097
Опытный образец ВВ V класса	5259.7	1.108	1.000	0,292
	5142.9	1.084	1.645	0,177
	4987	1.051	2.506	0,116
Аргиллит				
Аммонит 6ЖВ	4915.2	1.192	1.000	0,400
	4240	1.028	1.950	0,205
	3169.8	0.769	3.456	0,116
ВВ	V, м/с	V/A	R/r	П _D
Аммонит ПЖВ20	4640.2	1.125	1.000	0,372
	4387.1	1.064	1.609	0,231
	4000	0.970	2.542	0,146
Уголь				
Аммонит 6ЖВ	3138.1	1.876	1.000	2,308
	2890.3	1.728	2.004	1,152
	2580.6	1.542	3.259	0,708
Аммонит ПЖВ20	2820.3	1.686	1.000	2,131
	2502.8	1.496	2.004	1,063
	2094.5	1.252	3.294	0,647
Опытный образец ВВ IV класса	2666.1	1.594	1.000	1,994
	2491	1.489	1.932	1,032
	2275.6	1.360	3.079	0,648

Таблица 3.1. Окончание

ВВ	V, м/с	V/A	R/r	ПД
Опытный образец ВВ VI класса	1697.6	1.015	2.434	0,378

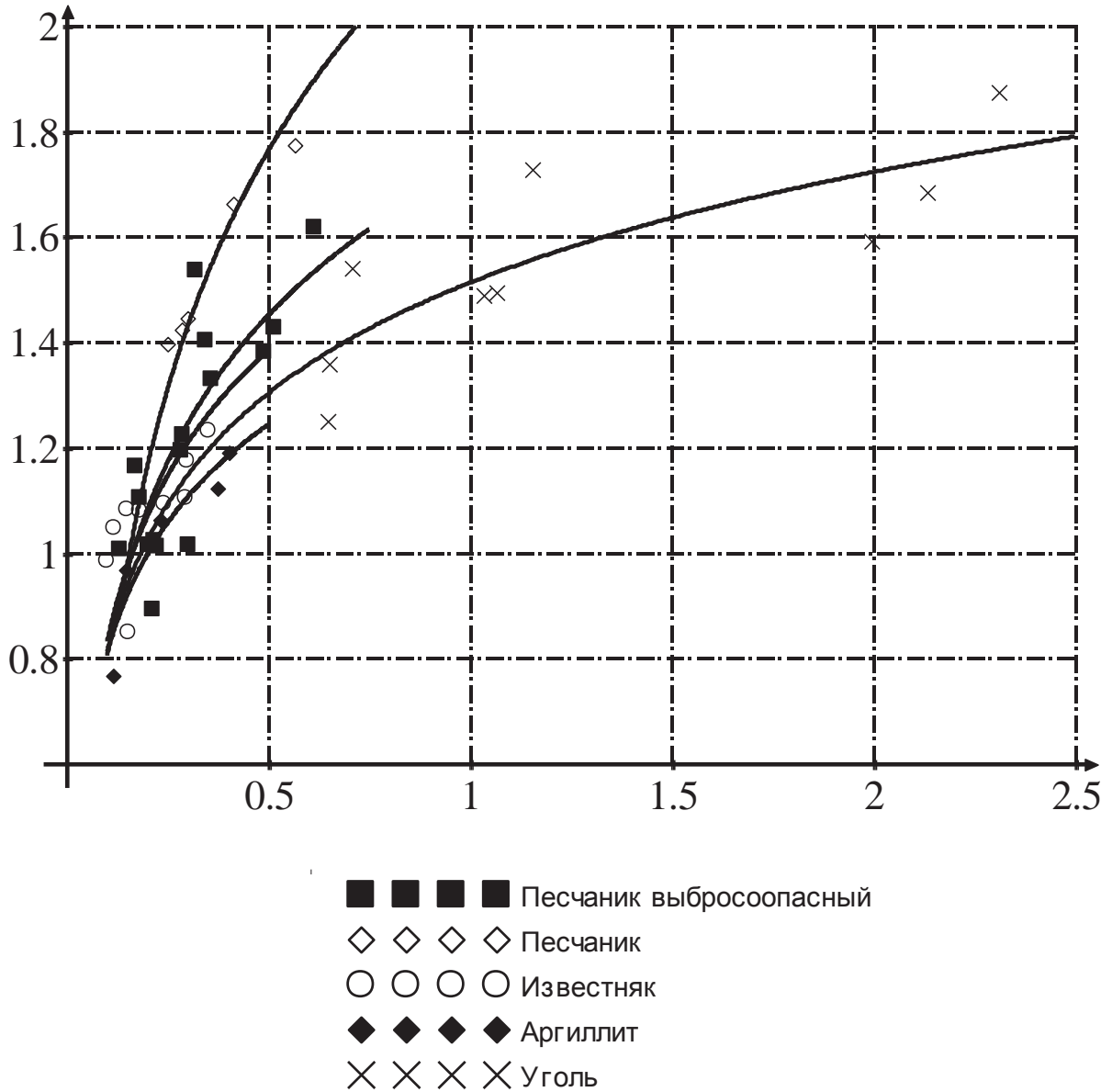


Рисунок 3.1 – Логарифмические зависимости $V/A=f(\ln(\Pi d))$ для разных пород

$$\frac{2}{3} R \pi \frac{d^2}{4} = \frac{4}{3} \pi r_{прив}^3. \quad (3.3)$$

Из (3.3) получим зависимость для расчета приведенного радиуса линейного заряда ВВ заданного диаметра:

$$r_{прив} = \sqrt[3]{\frac{d^2 R}{8 r}}; \quad (3.4)$$

Следовательно, мы можем определить радиус разрушения горной породы от действия взрыва заряда ВВ, подставив уравнение (3.4) в (3.2):

$$R = \sqrt{\frac{d^2}{8} \left(\frac{12,748 \rho_{ВВ} Q^{0,5}_{ВВ}}{\rho_n A} \right)^3} \quad (3.5)$$

Таким образом, мы получили зависимость, позволяющую определять радиус разрушения горной породы вокруг шпурового заряда ВВ с учетом энергетических характеристик ВВ и плотности и ударной адиабаты горной породы. Это позволит проектировать параметры опережающих шпуровых зарядов, обеспечивающих предварительную разгрузку выбросоопасных пластов.

3.2 Исследование влияния взрывчатых свойств ПВВ и конструкции шпурового заряда на вероятность возникновения выброса при сотрясательном взрывании

При проведении горных выработок буровзрывным способом в режиме сотрясательного взрывания, энергии взрыва ВВ в выбросоопасных породах создает дополнительные напряжения в массиве, которые в зависимости от свойств ВВ, конструкции шпурового заряда, очередности их взрывания и времени замедления между взрываемыми группами этих зарядов могут достигать до 100 тыс. атм., что является провоцирующим фактором развязывания выбросов угля, породы и газа.

В работе [76] проведены исследования по определению влияния типа ВВ (взрывчатых свойств) на интенсивность выбросов песчаника. Эксперименты проводили в забое Восточного коренного откаточного штрека № 1 шахты им. А.А. Скочинского. Забой чисто породный проводился по выбросоопасному песчанику крепостью $f = 6 - 8$. Площадь сечения вчерне $S_{\text{ч}} = 10,6 \text{ м}^2$, количество шпуров на цикл – 28 штук. Глубина шпуров – 1,8 м, количество ВВ на один цикл: ПЖВ-20 (IV класс) – 28,8 кг, аммонал скальный №1 (II класс) – 24,0 кг. Средняя величина шпурового заряда для ПЖВ-20-1,03 кг/шп, а для аммонала скального №1 – 0,857 кг/шп, средняя длина заряда в шпуре для этих ВВ составляет соответственно 0,96 м и 0,573 м. С применением аммонита ПЖВ-20 выполнено 18 циклов взрывания. При этом произошло 5 выбросов общей интенсивностью 85 м^3 породы. Проведение выработки составило 35 м. При применении аммонала скального №1 – из 8 циклов взрываний произошло 5 выбросов, при этом пройдены 16,6 м выработки, а объем выброшенной породы составил 129 м^3 . Авторы работы [77] установили корреляционную зависимость частоты возникновения выбросов на одно взрывания от общей энергии взрыва зарядов ВВ – Q , ккал ($Q = M_{\text{ш}} \cdot N_{\text{ш}} \cdot Q_{\text{в}}$). На основании этих данных получена следующая эмпирическая зависимость:

$$N = 5.21 \cdot 10^{-9} Q^2 - 4.79 \cdot 10^{-5} Q + 0.196 \quad (3.1)$$

Если продифференцировать зависимость (3.1) N от Q и приравнять выражение нулю получим значение Q при котором можно наблюдать минимум выбросов на цикл (вторая производная функции 3.1 $f''(N_b) > 0$):

$$\frac{dN_b}{dQ} = -2 \cdot 5.21 \cdot 10^{-9} Q - 4.79 \cdot 10^{-5};$$

$$1.042 \cdot 10^{-8} Q - 4.79 \cdot 10^{-5} = 0;$$

$$Q(N_b \rightarrow N_{\min}) = \frac{4.79 \cdot 10^{-5}}{1.042 \cdot 10^{-8}} = 4596.93 \text{ ккал.}$$

Определив значение $Q(N_b \rightarrow N_{\min})$, можно установить как тип ВВ влияет на выбросоопасность сотрясательного взрывания и как оно изменяется при взрывании от типа ВВ. Каждое ПВВ имеет определенную удельную теплоту взрыва – Q_v (ккал/кг). Если разделить Q/Q_v - получим массу заряда ВВ, которым можно взрывать породы при сотрясательном взрывании без увеличения в них числа выбросов или определить массу шпурового заряда, приводящую к их смещению. Так, ПВВ IV класса (аммониты Т-19, ПЖВ-20, Ф-5, Г-5) имеют удельную теплоту взрыва $Q_v \approx 800$ ккал/кг, ПВВ V класса углениты 13П – 670 ккал/кг, 13П/1 – 620 ккал/кг, а ПВВ VI класса угленит 10П - 575 ккал/кг, 12ЦБ – 400 ккал/кг. Тогда можно выбрособезопасно взрывать следующие заряды при сотрясательном взрывании ПВВ II класса $Q/Q_v = 3,56$ кг, IV класса $Q/Q_v = 5,75$ кг; V класс 13П - $Q/Q_v = 6,86$; 13П/1 - $Q/Q_v = 7,414$ кг; VI класс: 10П - $Q/Q_v = 8,0$ кг, а 12ЦБ - $Q/Q_v = 11,5$ кг. Анализ этих данных показывает, что выбрособезопасность сотрясательного взрывания увеличивается в зависимости от типа ВВ следующим образом: VI кл > V кл > IV кл > III кл. Из этих данных следует, что ПВВ VI класса обладают наименьшей способностью вызывать внезапный выброс угля, породы и газа.

Несомненный интерес вызывает дальнейшее исследование этого вопроса в части определения на выброс опасности сотрясательного взрывания применяемых конструкций шпуровых зарядов. Для этого рассмотрим процесс взрывания шпуровых зарядов следующим образом. Пусть ВВ расположено в шпурах, так что его слой составляет m кг/м² сечения забоя, а энергия теплоты взрыва на 1 кг ВВ равна Q_v , кДж/кг, то при взрыве выделяется энергия $Q = m \cdot Q_v$. Продукты взрыва при детонации разлетаются со скоростью близкой $U = \sqrt{Q}$. Импульс передаваемый в одну из сторон, т.е. на массив или разрушаемую породу будет равен $I = m \cdot U_1 = m \cdot \sqrt{Q}$ на 1 м² сечения забоя. Данные рассуждения приведены с целью показать связь между энергией взрыва ВВ и его импульсом при разрушении горных пород. Это позволяет нам надеяться на то, что если существует корреляционная связь между частотой выбросов на цикл и энергией

взрываемого ПВВ, то должна существовать аналогичная связь и между импульсом взрыва и частотой выбросов пород. При этом современные способы теоретической оценки импульса взрыва позволяют связать его как с типом взрываемого ВВ так и с конструкцией шпурового заряда.

Теоретический расчет импульса взрыва при отражении детонационной волны от стенки дан Зельдовичем и Станюковичем. Ф.А. Баум в работе [78] подробно дает решение этой задачи. Поэтому дадим только ключевые формулы для расчета импульса взрыва ВВ.

Закон изменения давления в продуктах детонации ВВ у стенки описывается уравнением:

$$P = \frac{64}{27} P_H \left(\frac{l_3}{D_{ВВ} \cdot t} \right)^3, \quad (3.2)$$

где t – время действия давления продуктов детонации.

Полный импульс взрыва ВВ при отражении детонационной волны от жесткой стенки равен:

$$I = \int_{l/D}^{\infty} P dt = \frac{64}{27} S \cdot P_H \left(\frac{l}{D} \right)^3 \int_{l/D}^{\infty} \frac{dt}{t^3} = \frac{32}{27} S \cdot P_H \cdot \frac{l}{D}, \quad (3.3)$$

где S – площадь поперечного сечения заряда ВВ.

Рассматривая уравнение газовой динамики для одномерного изэнтропического течения продуктов детонации в условиях прямого и обратного инициирования шпуровых зарядов ВВ были получены следующие уравнения для расчета импульсов взрыва:

- прямое инициирование:

$$I_{np} = \int_{l/D}^{2l/D} P dt = S \cdot P_H \left(\frac{l}{D} \right)^3 \int_{l/D}^{2l/D} \frac{dt}{t^3} = \frac{8}{9} S \cdot P_H \cdot \frac{l}{D}; \quad (3.4)$$

- обратное инициирование:

$$I_{об} = \int_{l/D}^{3l/D} P dt = S \cdot P_H \left(\frac{l}{D} \right)^3 \int_{l/D}^{3l/D} \frac{dt}{t^3} = \frac{256}{243} S \cdot P_H \cdot \frac{l}{D}; \quad (3.5)$$

Из уравнений (3.4) и (3.5) видно, что при обратном инициировании шпурового заряда импульс взрыва ВВ, действующий на разрушаемую породу по линии наименьшего сопротивления при прочих равных величинах несколько больше, чем импульс при прямом инициировании, т.е.

$$\frac{I_{об}}{I_{np}} = \frac{1,05}{0,9} = 1,17. \quad (3.6)$$

Эти величины хорошо согласуются с практическими результатами взрывания шпуровых зарядов при обратном и прямом инициировании. По данным Э.О Мендели К.И.Ш. возрастает при обратном инициировании ВВ на 12 – 15 % по сравнению с прямым. С помощью уравнений (3.2), (3.3), (3.4) и (3.5) рассчитаем импульс взрыва ВВ шпуровых зарядов ПВВ II, IV, V и VI классов при обратном и прямом инициировании. Результаты расчетов приведены в Таблице 3.2.

В Таблице 3.2 величина ΔI представляет собой ту часть импульса ВВ, которая не участвует в разрушении горного массива и теряется в виде энергии волн напряжения. Можно предположить, что эта часть энергии передается массиву взрывом ВВ и аккумулируется им. Возможно она служит тем толчком, который вызывает развитие внезапного выброса. Во всяком случае если сравнивать импульсы взрыва шпуровых зарядов ПВВ IV, V, VI классов

различной массы, но имеющих одинаковую работу взрыва то видно, что их импульс как и работоспособность практически будут равны. В тоже время величина ΔI отличается и причем значительно. Так ПВВ V и VI классов при обратном инициировании дают величину ΔI более чем в три раза меньше, чем имеют ПВВ IV класса при сотрясательном взрывании. Поэтому вероятность возникновения внезапного выброса при сотрясательном взрывании с применением ПВВ V и VI классов по сравнению с ПВВ IV классов значительно меньше. Чтобы это доказать, воспользуемся данными работы [78]. Проведя анализ функций возможного распределения частоты выбросов на цикл сотрясательного взрывания от произведения числа шпуров на цикл $N_{ш}$ на величину импульса взрыва $ВВ$, передаваемого горному массиву, получим следующую эмпирическую зависимость:

Таблица 3.2 – Расчетные значения импульсов взрыва шпуровых зарядов ПВВ II, IV, V и VI классов при обратном и прямом инициировании.

Название ПВВ класс	Величина шпурового заряда, кг	Способ инициирования	Полный импульс взрыва	Импульс взрыва при прямом или обратном инициировании	$\Delta I = I_0 - I_1$	$\Delta I \cdot N_{ш}$ [68]	Число выбросов на цикл [М.32]
Аммонал скальный, II класс	0,857	прямой	1649,6	1238,73	410,87	11504,36	0,625
Аммониты ПЖВ-20, IV класс	1,03	прямой	1515,75	1138,22	377,53	10570,84	0,278
Т-19 IV класс	0,9	прямой	1375,1	1978,121	396,95	-	-
Углениты: ВП-V класс	1,2	обратный	1132,5	1006,11	126,39	-	-
10П-VI класс	1,5	обратный	1046,95	931,13	116,82	-	-

$$N = 2.884 \cdot 10^{-5} \exp \left[8.6782 \cdot 10^{-4} \cdot \Delta I \cdot N_{ш} \right] \quad (3.7)$$

Из данной зависимости можно получить выражение, описывающее изменение числа шпуров от возможной частоты выбросов на цикл сотрясательного взрывания:

$$N_{ш} = \frac{\ln\left(\frac{N}{2.884 \cdot 10^{-5}}\right)}{\Delta I \cdot 8.6782 \cdot 10^{-4}} \quad (3.8)$$

На рисунке 3.1 показаны графики изменения частоты выбросов на цикл сотрясательного взрывания от числа взрываемых в забое шпуров для ПВВ II, IV, V, VI классов. Графики наглядно показывают, что применение ПВВ V и VI классов вместо ПВВ II и IV класса существенно снизит количество внезапных выбросов при сотрясательном взрывании.

Относительно того какое влияние окажет данная забойка шпуров на результат взрывания относительно возможности развития или предотвращения внезапного выброса пока сказать трудно. Вместе с тем есть все основания считать, что расположение пластичной забойки ПМЗ-3 или песчано-глиняной забойки впереди заряда между ПВВ и дном шпура окажет положительное влияние на снижение вероятности выброса при сотрясательном взрывании.

В соответствии с рекомендациями по совершенствованию сотрясательного взрывания, изданных МакНИИ в 1991 году, в главе 4 «Способы снижения интенсивности частоты выбросов угля и газа при сотрясательном взрывании» описан способ проведения выработок с опережающим гидрорыхлением. В этом случае применяется данная опережающая заряд гидрозабойка. При максимальной длине шпура 4,0 м длина опережающей гидрозабойки принять равной 1,5 – 2,0 м.

В соответствии с полученными результатами необходимо признать, что такая длина данной забойки является чрезмерной и на эффективность ее действия достаточно длины 0,15 – 0,2 м забойки. При этом отдано

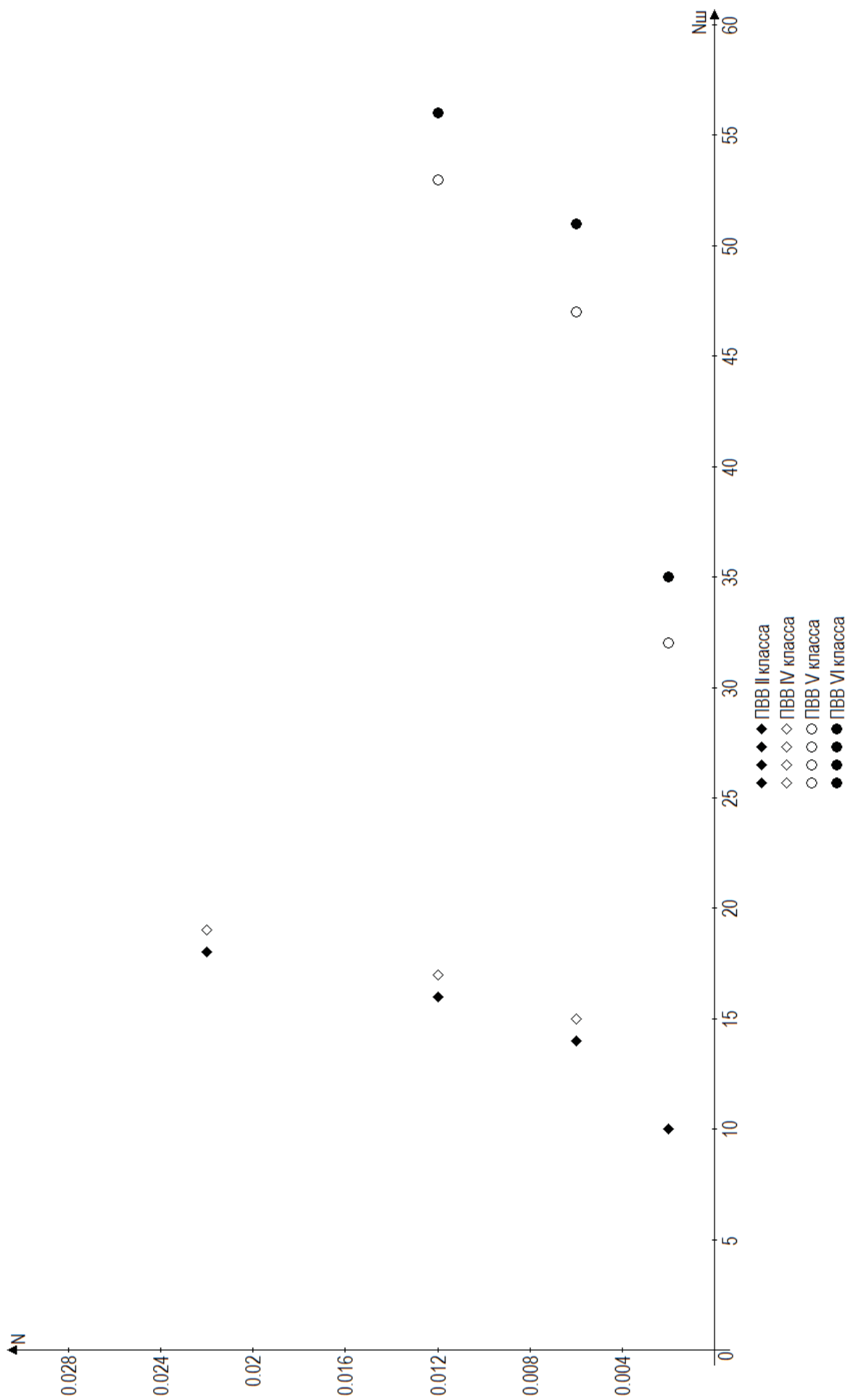


Рисунок 3.1 – Изменение частоты выбросов на цикл сотрясательного взрыва от числа взрываемых в забое шпуров

предпочтение пластичной ингибиторной забойке ПЗМ-3, которая хорошо досылается в шпур и надежно в нем удерживается. Таким образом, в результате проведения исследования были обоснованы все необходимые для применения параметры шпурового заряда, состоящие из ПВВ V или VI класса в замен ПВВ IV класса.

3.3 Локализация внезапных выбросов в забоях горных выработок при сотрясательном взрывании

Наиболее распространенным способом разрушения пород при проведении горных выработок остается буровзрывной, а по выбросоопасным пластам этот способ реализуется в специальном режиме сотрясательного взрывания. Этот вид взрывных работ позволяет проводить подготовительные горные выработки сравнительно безопасно и обеспечивать воспроизведение и подготовку необходимого фронта очистных работ на выбросоопасных угольных пластах. Однако правила безопасности ограничивают длину заходки по углю на выбросоопасных пластах длиной не более 2 метров, так как в противном случае резко возрастает вероятность внезапного выброса угля и газа, что может привести к повреждению крепи выработки, оборудования, интенсивным обрушениям горных пород, что в целом делает горную выработку аварийной и не пригодной для эксплуатации.

Анализ ведения буровзрывных работ при сотрясательном взрывании показывает, что перспективным направлением повышения эффективности буровзрывной технологии является использование в забое специальных насыпных породных перемычек, которые искусственно создаются в процессе проведения взрывных работ управляемым отбросом разрушаемой при взрыве породы и позволяют защитить горную выработку от возможного внезапного выброса угля. Поэтому исследования по отработке параметров технологии взрывных работ, позволяющих создавать такие защитные перемычки, являются актуальными, и имеют важное научное значение.

При внезапном выбросе угля и газа происходит крайне быстрое разрушение призабойной части массива горных пород, их отторжение и формирование газо-угольного потока, быстро движущегося по выработке. Вследствие быстроты газодинамических явлений и их разрушающего действия на оборудование, крепь горных выработок, а также возможность создавать в выработке сильные ударные волны, этот процесс характеризуют как газодинамический взрыв [79]. Поэтому при сотрясательном взрывании используются паспорта БВР, которые характеризуются не только выбором ВВ, расстоянием между смежными шпурами, взрываемыми с оптимальным временем замедления, но и специальными приемами ведения взрывных работ. Одним из таких приемов является проектирование таких параметров взрывания врубовых и отбойных шпуров и в такой последовательности, чтобы разрушенные породы при их отбросе формировали в забое насыпные перемычки для борьбы с выбросами, провоцируемыми при сотрясательном взрывании. В настоящее время «Инструкция по применению сотрясательного взрывания в угольных шахтах Украины» [80] рассматривает только способ проведения горных выработок по выбросоопасным породам с опережающим забоем уменьшенного сечения, когда взрывные работы выполняются как в опережающем забое так и в отстающем за ним забое в один прием. При этом необходимо, чтобы отбитая порода отстающего забоя полностью перекрыла сечение опережающего забоя. Для уменьшения интенсивности и частоты выбросов предусматривается определенная последовательность отбойки породы забоя для создания защитной породной перемычки. Вместе с тем, параметры такой защитной породной перемычки в данной «Инструкции ...» на угольных шахтах не оговорены. Поэтому обоснование параметров защитных породных перемычек для локализации внезапных выбросов при сотрясательном взрывании крайне важно.

Наиболее легко насыпные перемычки создаются для выбросоопасных угольных пластов при проведении смешанных забоев взрыванием за один прием, когда угольный пласт находится у почвы выработки (Рисунок 3.2). При

этом, в первую очередь взрывают шпуровые заряды ВВ в верхней породной подрывке, которые разрушают породы и формируют над угольным пластом защитную противовыбросную перемычку необходимой толщины. После этого взрывают шпуровые заряды по углю, которые могут провоцировать внезапный выброс. Однако данный выброс будет локализован защитной перемычкой. Вместе с тем необходимо дать обоснование необходимой толщины насыпной перемычки исходя из объема разрушаемых пород и «силы» возможного внезапного выброса угля и газа.

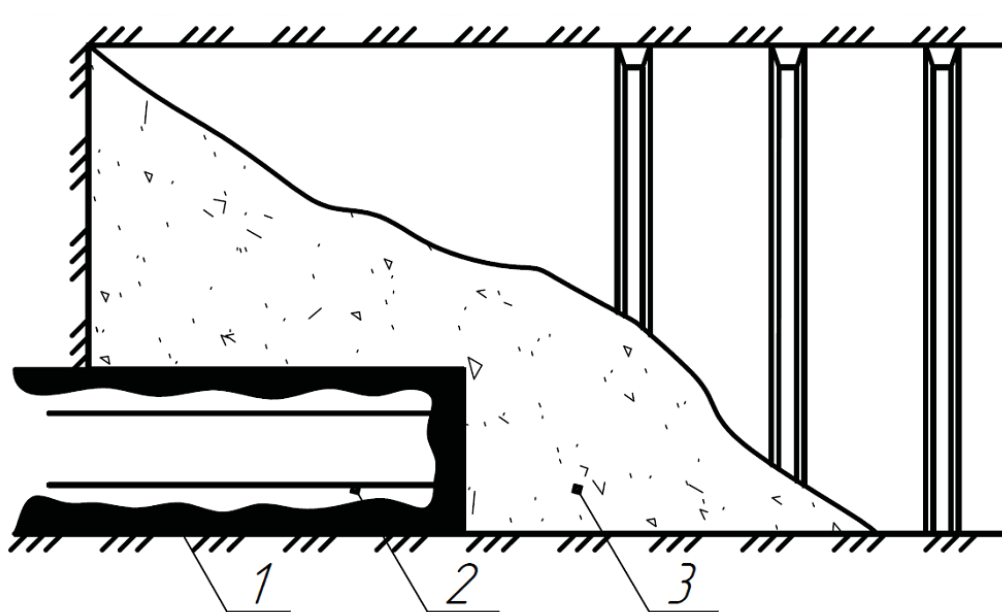


Рисунок 3.2 – Схема формирования насыпной противовыбросной перемычки:
1 – угольный пласт; 2 – шпуры по углю; 3 – насыпная перемычка из разрушенной породы верхней подрывки

На начальном этапе необходимо оценить предельную силу внезапного выброса и обосновать параметры, которые необходимы для определения необходимой толщины защитной перемычки. В соответствии с исследованиями, проведенными в работах [81,82], начальное состояние макромолекулы выбросоопасного угля определено его составом, химическим строением и энергией образования ($Q_{обр}$). Конечное состояние, в которое может перейти макромолекула угля, связано с разрывом связей в молекуле и образованием новых связей, сопровождающихся выделением или

поглощением энергии и изменением состава. Предельный случай изменения структуры макромолекулы угля при генерации углеводородов можно описать уравнением реакции его разложения. Рассмотрим протекание физико-химического процесса механохимической перестройки макромолекулы на примере угля марки Ж пласта ℓ_1 шахты им. А.Ф. Засядько, приводящего к генерации углеводородов по следующему уравнению реакции [83]:



Теплота образования угля марки Ж пласта ℓ_1 равна: $Q_{обp} = 802,4$ кДж/кг. Удельная теплота, которая выделяется в результате реакции (3.9), равна: $Q_V = 1153,54$ кДж/кг, а температура продуктов реакции $T_{np} = 662,3^0 K$. Этот процесс быстротечен и энергия реакции расходуется на преодоление сдвиговой прочности вещества угольного пласта, разрушения угля и образования газо-пылеугольного потока.

На основании шахтных измерений продолжительности выбросов угля и газа И.В. Бобровым было установлено, что скорость разрушения угля при выбросе составляет до 10 т/с. Этот факт и уравнение разложения угольного вещества (3.9) позволяют определить основные газодинамические параметры выброса газа в выработку. Для описания состояния газовых включений и определения внутреннего давления в выбросоопасном угольном пласте было использовано уравнение реального газа в вириальной форме [84]. Для реальных газов при высокой плотности это уравнение имеет следующий вид:

$$P_k = NRT\rho_k(1 - \varepsilon) \cdot \left(1 + \frac{b_0}{V_y} + 0,625 \frac{b_0^2}{V_y^2} + 0,287 \frac{b_0^3}{V_y^3} + 0,193 \frac{b_0^4}{V_y^4} \right) \quad (3.10)$$

где N — количество молей газообразных продуктов реакции;

R — газовая постоянная;

T — абсолютная температура;

ρ_k — плотность клатрата угольного пласта;

ε — относительная доля конденсированной фазы в клатрате;

b_0 — второй вириальный коэффициент для газа;

V_y — объем для «упаковки» молекул газа в клатрате угольного пласта.

Газ, заключенный в угольном клатрате, оказывает давление, направленное на разрыв клатрата изнутри. Разрыву газового клатрата препятствует давление вмещающих пород и предел прочности на разрыв. Оценка устойчивости газового клатрата в угольном пласте при разрушении угля в таком случае представляет собой обобщенное условие:

$$P_k - P_e \leq [\sigma]_p, \quad (3.11)$$

где P_k — внутреннее давление газа в клатрате угольного пласта;

P_e — давление вмещающих пород на угольный пласт;

$[\sigma]_p$ — предел прочности угля на разрыв.

По уравнению (3.10) можно определить внутреннее давление газа в клатрате угольного пласта. Так, если принять плотность метастабильного газографитного клатрата после перестройки макромолекулы угля $\rho_k = 1075$ кг/м³, а абсолютную температуру угольного вещества $T = 300$ К при $\varepsilon = 0,66$ (доля конденсированной фазы), то остальные величины могут быть получены, исходя из уравнения (3.10) и данных термодинамических свойств газов [85]. Для расчета принято:

– удельный объем газографитного клатрата $V_k = \frac{1}{\rho_k} = 930,23$ см³/кг;

– удельный объем каркаса клатрата из атомов углерода $V_{y2} = 5,3 \cdot 55,2375 = 292,76$ см³/кг;

– удельный объем для «укладки» молекул газа в клатрате $V_y = V_k - V_{y2} = 637,47$ см³/кг;

– собственный удельный объем молекул газа:

$$b_0 = \sum b_i N_i = 33,95 \cdot 4,625 + 13,62 \cdot 5,325 + 18,63 \cdot 0,7 + 8,3 \cdot 10,4875 = 329,63 \text{ см}^3/\text{кг};$$

– отношение $\frac{b_0}{V_y} = \frac{329,63}{637,47} = 0,517$.

Подставляя все значения в уравнение (3.11), получаем внутреннее давление газа в клатрате угольного пласта:

$$P_\kappa = 3,3481 \cdot 10^7 \text{ Па.}$$

Согласно условию (3.11), если происходит разгрузка пласта, напряжение, передаваемое породами на угольный пласт, снижается и стремится к нулю, тогда при выполнении условия $P_\kappa \geq [\sigma]_p$ газовый клатрат в угольном веществе разрушается. В этом случае сплошность угольной среды нарушается и образуется газугольный поток, движущийся в направлении свободного объема выработки. Плотность этого потока – ρ_n – для адиабатического процесса истечения газа может быть определена по формуле:

$$\rho_n = \rho_\kappa \left(\frac{[\sigma]_p}{P_\kappa} \right)^{\frac{1}{\gamma_n}},$$

где γ_n — показатель адиабаты для смешанного метано-угольного потока, определяемый по формуле: $\gamma_n = 0,66\gamma_{ep} + 0,34\gamma_\Gamma$; $\gamma_n = 0,66 \cdot 1,05 + 0,34 \cdot 1,342 = 1,15$.

Принимаем, что при сдвиговой деформации угольного вещества критический предел его прочности на разрыв мало отличается от сдвиговой прочности угля. Средний предел прочности на разрыв для угольного вещества $[\sigma]_p = 1,0$ МПа. Тогда плотность газугольного потока при выбросе $\rho_n = 50,68$ кг/м³. Если выброс происходит в подготовительной горной выработке, и

скорость разрушения угля в пласте принять равной 10 т/с, то скорость газоугольного потока — u_n можно установить из уравнения:

$$u_n = \frac{10000}{S_{nl}\rho_n}, \text{ м/с,}$$

где S_{nl} — критическое сечение угольного пласта, через которое истекает газоугольный поток: $S_{nl} = 0,5Bm_{nl}$,

B — ширина выработки по почве пласта, м;

m_{nl} — средняя мощность пласта, м.

Для пластов средней мощности, равной 1,5 м, можно принять: $S_{nl} = 4,0$ м². Тогда средняя скорость газоугольного потока у забоя выработки составит:

$$u_n = 10000 / (4 \cdot 50,68) = 49,33 \text{ м/с.}$$

За единицу времени угольный поток при истечении займет объем выработки, равный:

$$V_{zv} = S_{вч}u_n \approx 900, \text{ м}^3,$$

где $S_{вч}$ — сечение выработки в черне, м²; принято $S_{вч} = 18$ м².

Объем газа, который выделяется за это время из угольного вещества в объеме выработки, равен:

$$V_{газа} = 10 \cdot 473,48 \approx 4750, \text{ м}^3.$$

Для адиабатического процесса расширения газа его давление будет равно:

$$P_z = P_a \left(\frac{V_{\text{газа}}}{V_{\text{св}}} \right)^{\gamma_z} = 1,02 \cdot 10^5 \left(\frac{4750}{900} \right)^{1,342} \approx 10^6 \text{ Па.}$$

Скорость расширения газа может быть установлена из риманского решения основных уравнений гидродинамики [86]. Это решение основано на предположении, что $u_z = \varphi(V_z)$, где V_z – удельный объем газа, u_z – скорость газа. Для идеального газа в работе [86] получено решение этого уравнения:

$$u_z = u_0 + \frac{2}{\gamma_z - 1} (C - C_0), \quad (3.12)$$

где u_0 — начальная скорость газа;

C — скорость звука в расширяющемся газе;

C_0 — скорость звука в невозмущенной атмосфере, $C_0 = 340$ м/с.

При истечении газа в атмосферу его скорость звука может быть найдена из выражения:

$$C = 340 \left(\frac{P_z}{P_a} \right)^{\frac{\gamma_z - 1}{2\gamma_z}} = 340 \left(\frac{10^6}{1,02 \cdot 10^5} \right)^{0,1274} = 453 \text{ м/с.}$$

По уравнению (3.12) находим скорость расширения газа: $u_z = 708,1$ м/с.

Скорость расширения газа сверхзвуковая, поэтому в выработке газ начнет сжимать воздух и в нем образуется ударная волна. Давление ударного сжатия воздуха во фронте волны равно:

$$P_{ув} = \frac{\gamma_{\text{в}} + 1}{2} \rho_{\text{в}} u_z^2 = \frac{1,4 + 1}{2} \cdot 1,253 \cdot 708,1^2 = 7,5 \cdot 10^5 \text{ Па,}$$

где γ_{ϵ} , ρ_{ϵ} — показатель адиабаты и плотность шахтного воздуха соответственно.

Скорость ударной волны в воздухе определяется по формуле:

$$D_{y\epsilon} = 315,4 \left(1,46245 + \frac{P_{y\epsilon}}{P_a} \right)^{0,49305} = 925, \text{ м/с,}$$

а температура ударного сжатия газа во фронте ударной волны равна:

$$T_{\phi} = T_0 - 12,061 + 0,03436 D_{y\epsilon} + 4,4974 \cdot 10^{-4} D_{y\epsilon}^2 - 6,872 \cdot 10^{-8} D_{y\epsilon}^3 = 650 \text{ К.}$$

Результаты аналитических исследований показали, что выброс угля и газа имеет взрывоподобный характер, аналогичный взрыву, в результате которого в выработке образуется мощная ударная волна.

Таким образом, установлены все параметры метано-угольного потока при внезапном выбросе угля и газа. Эти параметры позволяют установить объемную плотность энергии потока, равную половине произведения плотности метано-угольного потока на его квадрат скорости движения. Для надежной насыпной породной перемычки выбран параметр, определяющий ее защитное и локализирующее действия в виде веса, определяющего ее инерционные свойства при сопротивлении действию потока при внезапном выбросе:

$$P = V_n \rho_n g.$$

Тогда для локализации внезапного выброса необходимо выполнение условия, когда перемычка утилизирует всю энергию потока за счет своих инерционных свойств. Это позволяет получить уравнение для толщины породной перемычки – Δ_n исходя из следующего критерия:

$$\Delta = \sqrt{\frac{\rho_{\text{пот.}} \cdot u_{\text{пот.}}^2 \cdot F_{\text{пл.}}}{2V_n K_p K_c \rho_n g}}, \quad (3.13)$$

где $m_{\text{пл.}}$ — мощность пласта, м;

$\rho_{\text{пот.}}$ — плотность газугольного потока при выбросе, кг/м³;

$u_{\text{пот.}}$ — скорость газугольного потока при выбросе, м/с;

$F_{\text{пл.}}$ — площадь пласта, м²;

V_n — объем породной перемычки, необходимый для сопротивления выбросу, м³;

K_p — коэффициент разрыхления породы;

K_c — коэффициент трения-сцепления кусков разрушенной породы;

ρ_n — плотность породы, кг/м³;

g — ускорение свободного падения, $g=9,81$ м/с².

Перемычка утилизирует энергию выброса при $\Delta = 1$. Тогда:

$$V_n = \Delta_n F_{\text{пл.}}; \quad \Delta_n = \frac{\rho_{\text{пот.}} \cdot u_{\text{пот.}}^2}{2K_p K_c \rho_n g}. \quad (3.14)$$

Для принятых условий и параметров внезапного выброса по уравнению (3.14) сделан расчет толщины породной перемычки для локализации внезапного выброса угля и газа. Для приведенных выше значений параметров и длины шпуров 2 м при сотрясательном взрывании получено, что толщина породной перемычки должна быть не менее 0,5 метра. Это вполне достижимое значение толщины перемычки даже с учетом отброса породы при взрывных работах [87].

Формирование насыпной противовыбросной породной перемычки необходимой толщины при проведении выработок по выбросоопасным пластам может обеспечиваться использованием подвешенного экрана из отрезков конвейерной ленты, что позволит предотвратить чрезмерный разлет породы

при разрушении верхней породной подрывки. При этом необходимо учитывать достаточность объема разрушаемой породы с учетом коэффициента ее разрыхления при разрушении взрывом для формирования перемычки необходимой толщины.

Учитывая то, что по результатам работы [46] время формирования породной перемычки из разрушенной породы составляет 0,1...0,3 с, ее формирование из разрушенной породы верхней подрывки для защиты выбросоопасного угольного пласта будет завершено до взрывания шпуров по углю.

3.4 Выводы по разделу

1. В результате исследования влияния общей энергии взрыва на выбросы угля, породы и газа показана взаимосвязь между импульсом взрыва ВВ в шпуре, количеством одновременно взрывающихся шпуров и частотой выбросов. Это позволяет для снижения общего воздействия от взрыва шпуровых зарядов ВВ рекомендовать использование во врубовых шпурах ВВ IV класса, а в остальных шпурах – ВВ VI класса.

2. В результате изучения процесса газодинамических явлений на выбросоопасных угольных пластах определены основные параметры внезапного выброса и необходимые для защиты горной выработки от действия газо-угольного потока параметры защитной перемычки.

3. Предложена последовательность взрывания шпуров в смешанном забое при сотрясательном взрывании, предусматривающая первоочередное взрывание пород верхней подрывки для создания защитной насыпной породной перемычки необходимой толщины, позволяющей локализовать внезапный выброс угля и газа в забоях проводимых подготовительных горных выработок на выбросоопасных угольных пластах.

РАЗДЕЛ 4

РАЗРАБОТКА ПАРАМЕТРОВ БВР ДЛЯ СОТРЯСАТЕЛЬНОГО ВЗРЫВАНИЯ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ ПОВЫШЕНИЕ ТЕМПОВ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

4.1. Обоснование конструкции шпурового заряда для сотрясательного взрывания

Исследование влияния уровня предохранительности ВВ и его работоспособности на величину массы шпурового заряда показали, что помимо, указанных факторов его величина может во многом зависеть от конструкции заряда ВВ в шпуре. Под конструкцией шпурового заряда ВВ следует понимать форму заряда и порядок расположения патронов в шпуре, соотношения объемов забоечного материала и объема ВВ, место начала инициирования детонации в заряде и равномерность рассредоточения массы ВВ по длине шпура.

Современное состояние науки позволяет решать задачи управлением действия взрыва ВВ на горные породы, полноты выделения и использования его энергии, обеспечения безопасности взрывных работ в условиях угольных шахт опасных по газу и взрывам угольной пыли. Вопрос о конструкции шпурового заряда ВВ не является новым. За последние годы этому вопросу уделялось весьма серьезное внимание, как фактору во многом предопределяющему эффективность и безопасность взрывных работ.

Необходимость учета оптимальной научно-обоснованной конструкции заряда для сотрясательного взрывания, диктуется следующими факторами:

- увеличение глубины горных работ, в результате чего при сотрясательном взрывании происходит более 50% выбросов угля и газа в очистных выработках и почти 90% - в подготовительных, а это в свою

очередь приводит к серьезным последствиям, т.е при этом возрастает травматизм горнорабочих, снижаются темпы проведения выработок, увеличивается стоимость подготовительных и капитальных работ;

- установлено что, конструкция заряда и тип ВВ в шпурах при сотрясательном взрывании влияют на величину тангенциального напряжения и распределение их по объему горного массива, а это сказывается на эффективности взрывания, а также вероятности возникновения и развития выброса угля, породы, газа;

- способ инициирования колонкового шпурового заряда оказывает существенное влияние на результат взрыва ВВ в горной породе и вероятность воспламенения МВС и ПВС детонирующим зарядом;

- при использовании высокопредохранительных ВВ V и VI классов существенное влияние на результат взрывания оказывает расположение шпуров в забое их очередность взрывания, время замедления между взрыванием смежных шпуров и общее время короткозамедленного взрывания, в связи с чем важным является решение вопроса об обнажении заряда ВВ и устойчивости детонации шпурового заряда при действии откольных явлений от динамических нагрузок на стенки шпуров и патроны ВВ;

- существенную роль в повышении эффективности взрывных работ и их безопасности играет забойка шпуров. При этом ее конструкция, размеры и материал влияют на эффективность сотрясательного взрывания в части предотвращения или снижения силы и частоты выбросов угля, породы и газа при взрывных работах.

Перечисленные факторы определяют эффективность и безопасность сотрясательного взрывания и поэтому их необходимо учитывать при проведении БВР на пластах опасных по внезапным выбросам.

Рассмотрим, как указанные факторы могут быть воплощены в элементы конструкции шпурового заряда. Результаты исследований по влиянию места расположения патрона-боевика в заряде и направление

инициирования заряда ВВ на его предохранительные свойства при взрывании во взрывоопасных МВС, проведенные в МакНИИ, показали, что способ обратного инициирования (патрон-боевик расположен у дна шпура или канала мортиры), для ПВВ V и VI классов более предпочтителен, чем прямой, так как он обеспечивает высокий уровень безопасности зарядов ВВ, взрывааемых в комбинированной мортире, располагаемой во внутренней камере опытного штрека, заполненной взрывчатой МВС. Кроме того, в ряде работ [88,89,90,91,92] показано, что при распространении детонации по заряду ВВ от забойной части шпура к его устью эффективность взрывных работ в горных выработках при их проведении существенно повышается. Экспериментами, проведенными в этих работах установлено, что при обратном способе инициирования происходит увеличение К.И.Ш. в среднем на 12 - 14% по сравнению с прямым способом инициирования. Для достижения той же величины К.И.Ш. при прямом способе инициирования заряда потребовалось бы в среднем увеличить расход ВВ на 1 м проведения выработки на 10%. Вполне понятно, что для условий сотрясательного взрывания, когда в результате взрывания в забое горной выработки образуется взрывоопасная атмосфера этот способ инициирования шпуровых зарядов более предпочтителен, чем прямой. Кроме того, при обратном инициировании происходит перераспределение импульса взрыва заряда ВВ, в результате чего его большая величина приходится на разрушаемую поверхность забоя, нежели на массив, находящийся в напряженном состоянии. Поэтому можно предположить, что при обратном способе инициирования заряда ВВ по сравнению с прямым, который широко применяется при сотрясательном взрывании, вероятность возникновения и развития внезапного выброса будет существенно меньше. Вместе с тем при обратном способе инициирования возможен преждевременный взрыв электродетонатора в момент досыпки патрона-боевика в шпур и соударения его об дно шпура. Устранить эту опасность можно путем создания смягчающей механическое воздействие на детонатор

амортизационной "подушки", находящейся в донной части шпура. Такая «подушка» должна выполняться из забоечного пластичного негорючего материала. В соответствии с инструкцией по применению забойки шпуров можно рекомендовать для расположения в шпуре между патроном-боевиком и дном шпура гидрозабойку в полиэтиленовых ампулах или пастообразную смесь порошков-ингибиторов, помещенной в полиэтиленовые ампулы, которые предотвращают воспламенение МВС. Такое расположение забоечного материала в шпуровом заряде получило название донной забойки.

Одним из факторов, определяющим условия и эффективность взрыва шпуровых зарядов ВВ, является применение внутренней забойки шпуров. Ее величина и качество в значительной степени определяют величину К.И.Ш., равномерность дробления горных пород, количество ядовитых газов, образующихся при взрыве ВВ и пылеобразование. Роль забойки шпуров в производстве взрывного разрушения горных пород исследовано достаточно хорошо [93,94,95]. В основном, исследования были проведены для шпуровых зарядов ВВ, конструкция которых предусматривала расположение забойки у устья шпура. Этими исследованиями установлено, что эффективность действия забойки у устья шпура на действие взрыва ВВ наблюдается только до некоторой определенной длины забойки и что при длине забойки больше, чем оптимальная длина происходит уменьшение эффекта взрыва. Для определения оптимальной длины ряд авторов этих работ рекомендуют формулы для расчета длины устьевого забойки. Наиболее известными являются формулы для расчета забойки К.Хино, И.И. Гогичева, Э.О. Мендели:

1) К.Хино рекомендует следующую формулу:

$$l_3 = 2 \left[1 - \frac{2}{3} \left(\frac{\sigma_P}{P_H} \right)^{1/6} \right] \cdot W, м. \quad (4.1)$$

2) И.И. Гогичевым предложена следующая формула:

$$l_3 = \frac{2l_{BB} \cdot D_{y.B}}{D_{BB}}, \text{ м.} \quad (4.2)$$

3) Э.О. Мендели с сотрудниками получена формула для определения рациональной длины забойки при прямом о обратном инициировании зарядов ВВ:

$$l_3 = \beta^3 \sqrt[3]{\frac{P_H \cdot d \cdot (D_{BB} \cdot t_p \pm l_{BB})^2}{D_{BB}^2 \cdot \gamma_3^2}} \sqrt[6]{\frac{P_H}{\tau_{TP}}}, \text{ м.} \quad (4.3)$$

Знак "+" в выражении под кубическим корнем относится к случаю прямого инициирования зарядов, знак "-" - обратного. В формулах (4.1-4.3) обозначения имеют следующий смысл:

l_3 - длина забойки, м;

σ_p - предел прочности породы на растяжение, кг/м²;

P_p - давление продуктов детонации ВВ в шпуре, кг/м²;

W - л.н.с., равная глубине воронки отрыва породы, м;

$D_{y.B}$ - скорость ударной волны в материале забойки, м/с;

D_{BB} - скорость детонации ВВ, м/с;

β - коэффициент, учитывающий вид забойки, для жидких, пластичных материалов $\beta = 0,47$, для сыпучих $\beta = 0,54$;

d - диаметр шпура, м;

l_{BB} - длина заряда ВВ, м;

γ_3 - плотность забойки, кг/м³;

τ_{TP} - величина сил внутреннего трения забоечного материала, кг/м²;

t_p - время прохода волны напряжения до свободной поверхности, зависит от л.н.с. и количества свободных поверхностей.

Действующими в настоящее время «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» (ЕПБ) установлена минимальная длина устьевого внутренней забойки шпуров при взрывных работах в шахтах опасных по газу и угольной пыли. При глубине шпуров более 1,0 м длина забойки должна быть не менее 0,5 м. Таким образом, при проведении сотрясательного взрывания необходимо, чтобы длина забойки у устья шпура была $l_3 \geq 0,5$ м. Расчет рациональной длины устьевого забойки может быть произведен по формулам (4.1-4.3) и в итоге его результат должен удовлетворять условию:

$$l_{заб}^y = l_{ш} - l_{ВВ} - 0,5 \geq 0.$$

Относительно параметров донной забойки шпуров длительное время практически ничего не было известно. Начало данных работ в МакНИИ было положено Н.Л. Росинским, В.Н. Подставкиным и др [96]. теоретическими и лабораторными исследованиями установлено, что по сравнению с зарядом ВВ сплошной конструкции, применение заряда, у которого в данной части шпура расположена донная забойка позволяет значительно изменить распределение по объему и направлению динамических напряжений в горном массиве, возникающих при взрыве ВВ. В результате чего может быть увеличена эффективность взрывания таких зарядов в горных породах. При этом оптимальная длина полости донной забойки составляет в среднем $0,2l_{ВВ}$, где $l_{ВВ}$ – длина заряда ВВ. Далее в работе [97] Н.А. Чуйков и В.А Зуев исследовали способ снижения силы и частоты выбросов угля и газа с помощью опережающей донной гидрозабойки. Они показали, что радиус эффективного трещинообразования вокруг полиэтиленовой ампулы с водой, расположенной в шпуре впереди заряда ВВ может достигать величины 0,45 м. Была получена эмпирическая зависимость описывающая влияние на величину размера зоны трещинообразования – $R_{Тр}$ давления пород (глубины

разработки) – Н, (м); длины забойки в опережающей части заряда – L_o (м); массы заряда ВВ в шпуре – $M_{ш}$ (кг). Данная зависимость имеет вид:

$$R_{TP} = 0,034 - 10^{-4} \cdot H + 0,075 \cdot L_o + 0,17 \cdot M_{ш}, м \quad (4.4)$$

Таким образом, были получены результаты, позволяющие утверждать, что донная забойка шпуров оказывает существенное влияние как на результат взрывания, связанный с разрушением горных пород, так и на вероятность развития выброса угля и газа при сотрясательном взрывании. В последнем случае при взрывании зарядов ВВ с данной забойкой можно получить такое перераспределение энергии взрыва, при котором определенная ее часть, не участвующая в разрушении пород, практически не будет оказывать негативное влияние на напряженное состояние пород и угольных пластов и способствовать возникновению внезапного выброса. Однако этот вопрос требовал исследований с целью определения параметров данной забойки шпуров при сотрясательном взрывании от параметров ПВВ. Основы теории этого вопроса были развиты в работах [98,99] С.А. Калякиным, Н.Р. Шевцовым и К.Н. Лабинским. В которых авторами было установлено при взрыве заряда ВВ влияние длины данной гидрозабойки на величину радиуса разрушения массива вокруг этой забойки, определена величина размера данной забойки от параметров ПВВ и от длины забойки V устья шпура. Дальнейшие исследования [75] позволили обосновать конструкцию заряда для сотрясательного взрывания.

Конструкция шпурового заряда должна учитывать пространственное расположение шпура, назначение шпура и пересекаемые шпуром зоны напряженного состояния породного массива.

Рекомендуемая глубина заложения зарядов вспомогательных и оконтуривающих шпуров составляет 0,93 условного радиуса выработки

$$\left(R = \sqrt{\frac{S}{\pi}} \right).$$

В донной части шпура должна располагаться донная забойка из инертного материала диаметром, не превышающим диаметр шпурового заряда ВВ.

В качестве донной забойки может использоваться пластичная забойка, обеспечивающая перераспределение действия шпурового заряда с осевого в радиальное направление, при этом длина ее выбирается как максимум из расчетной длины, необходимой для перераспределения действия взрыва в донной части шпура, и длины, обеспечивающей полноту детонации шпурового заряда.

Также допускается использование в донной части шпура рефракторов. Если длина рефрактора меньше расчетной длины донной забойки, обеспечивающей полноту детонации шпурового заряда. Между дном шпура и рефрактором размещается инертный материал, суммарная длина которого с рефрактором обеспечивает минимально необходимую длину донной забойки.

В зоне шпура, располагающейся в области повышенных напряжений, используются патроны ВВ расчетного диаметра.

В зоне нулевых напряжений вдоль оси выработки (граница зоны отжима) допускается использование патронов с диаметром, уменьшенным на 3...4% относительно расчетного диаметра, или использование канальных рефракторов, составляющих 4...6% от длины патрона, при условии обеспечения отсутствия пересыпов в местах их установки.

В зоне пониженных напряжений (зона отжима) допускается использование патронов с диаметром, уменьшенным на 5...6% относительно расчетного диаметра, или использование канальных рефракторов, составляющих 10...12% от длины патрона, при условии обеспечения отсутствия пересыпов в местах их установки.

Для обеспечения максимальной эффективности взрывных работ целесообразно использовать обратное инициирование.

Со стороны устья шнура к заряду должна примыкать пластичная забойка, длина которой регламентируется требованиями ПБ.

4.2 Определение оптимальных интервалов короткозамедленного сотрясательного взрывания, обеспечивающих эффективность взрывных работ

К временным параметрам короткозамедленного взрывания относится общее максимальное время замедления, интервал замедления между взрывами шпуровых зарядов и его допустимый разброс. Согласно требованиям ЕПБ при ВР максимальное время замедления электродетонаторов короткозамедленного действия с учетом разброса по времени срабатывания не должно превышать при применении ПВВ IV класса 220 мс, а при применении ПВВ V и VI классов – 320 мс. Величина эффективного времени замедления взрывов зарядов ВВ определяется главным образом, временем образования новой свободной поверхности. При этом под свободной поверхностью имеется ввиду компенсационное пространство или щель определенной ширины между разрушаемым участком породы и оставшимся массивом, достаточная для отражения ударной волны и свободного расширения (рыхления следующего участка породы). Методика расчета этого параметра и количественные зависимости, строились как правило, исходя из теоретических предпосылок (гипотез), принятых различными авторами. Оптимальным интервалом замедления при короткозамедленном взрывании следует считать интервал исходя из критерия наибольшей эффективности разрушения горных пород. Вместе с тем, существующие взгляды на методику расчета интервала замедления при сотрясательном взрывании не достаточно точно оценивают его специфику, которая заключается в том, что взрывание зарядов ВВ происходит в упругонапряженном горном массиве, способном самопроизвольно разрушаться.

В результате взрыва первых врубовых шпуровых зарядов по массиву распространяется бесконечная система упругих волн с различной длиной волны, в том числе упругие волны деформации, вызванные упругодеформированным состоянием массива. Возникновение большого числа волн различных частот и природы способствует разрушению массива, как в следствии возникновения резонанса, так и в результате высвобождения дополнительной потенциальной упругой энергии и газообразных продуктов из массива.

Выбор эффективного интервала замедления между взрывами рядов зарядов ВВ в зависимости от принятой схемы замедления при сотрясательном взрывании и напряженного состояния взрываемого массива основан на следующих предпосылках, выявляемых в результате анализа короткозамедленного взрывания.

Время замедления вычисляется по формуле [100]:

$$\tau = K_1 \cdot K_2 \cdot W, \text{ мс} \quad (4.5)$$

где K_1 – коэффициент зависящий от свойств и степени влияния напряженного состояния горных пород на результат взрыва ВВ;

K_2 – коэффициент, учитывающий последовательное взрывание двух групп зарядов из которых одна врубовая, взрывается при одной свободной поверхности, а вторая вспомогательная отбойная – при двух и более свободных поверхностях;

W – линия наименьшего сопротивления.

Эмпирическая зависимость между эффективным τ_1 замедлением и акустической жесткостью пород с учетом влияния величины W , получена в работе [100] и выражается следующей формулой:

$$\tau_1 = \frac{31.5 \cdot W}{(c\rho)^{0.25}} - \frac{6}{(c\rho)^{0.25}} + 9.6 \text{ мс}, \quad (4.6)$$

где $(ср)$ – акустическая жесткость породы, $\frac{с}{см^3} \cdot \frac{км}{с}$;

При детонации ВВ во врубовых шпурах в непосредственной близости от заряда образуется зона разрушения и смятия пород. Таким образом, чем выше давление продуктов взрыва в этом объеме, тем более высоким оказывается эффект взрыва ВВ. При этом как уже говорилось выше немаловажную роль играет забойка шпура. Чем дольше забойка шпура удерживает продукты взрыва в зоне разрушения, тем продолжительней действие продуктов взрыва на покрытие трещинами породы. В результате этого разрушающее действие взрыва ВВ усиливается нежели в случае когда взрывание производят без забойки или с забойкой недостаточной величины.

Критерием эффективности действия забойки является время «запирания» продуктов взрыва ВВ в шпуре. Тогда если время «запирания» продуктов взрыва в шпуре будет больше необходимого времени τ , интервала взрывания, определяемого по формуле (4.6), то получается, что свойства забойки определяют необходимый интервал замедления по уравнению (4.5):

$$\tau = K_1 \cdot K_2 \cdot \tau_3, \quad (4.7)$$

где τ_3 – время запирания продуктов взрыва в шпуре забойкой, $\tau_3 = l_3/V_{заб}$;

l_3 – длина забойки, м;

$V_{заб}$ – скорость выбрасывания забойки из цилиндра, м/с.

Значение коэффициента K_2 определено в работе [94]:

$K_2 = 3,3$, когда одна группа шпуров врубовая, а другая вспомогательная, которые в сумме работают на трех свободно вращающихся поверхностях.

$K_2 = 1,0$, когда производится последовательное взрывание двух групп шпуров, каждая из которых работает на две свободные поверхности.

$K_2 = 0,7$, когда шпуры взрываются в ряду последовательно причем ряд при двух свободных поверхностях, второй при трех.

При существующих паспортах БВР применяемых при сотрясательном взрывании, предусматривается такое расположение шпуров и очередность в них взрывания ВВ, для которых можно принять: - если вруб взрывают 0-серией, для первой группы вспоагательных шпуров $K_2 = 3,3$, $\tau_b = 3,3\tau_1$; - для оконтуривающих шпуров $K_2 = 1,0$, $\tau_{ок} = 1,0\tau_1$.

Расчет эффективной длины устьевого забойки для ПВВ II, IV, V, VI классов позволил определить величину τ_1 для горных пород и угля взрывааемых в режиме сотрясательного взрывания. В Таблице 4.1 приведены расчеты определения эффективных итервалов замедления τ при сотрясательном взрывании.

Таблица 4.1 – Оптимальные интервалы замедления τ_3 и τ при сотрясательном взрывании ПВВ II, IV, V, VI классов

ПВВ	$\left(\frac{V_k}{V_n}\right)^k$	Давление продуктов взрыва в шпуре, Па	Длина забойки, м	Плотность забойки, кг/м ³	Скорость выброса забойки, м/с	τ_3 , мс	τ при сотрясат. взрывании
6ЖВ	0,112	$8,43 \cdot 10^8$	0,64	1500	37,0	17,5	$57,75 \cdot K_1$
ПЖВ-20	0,145	$8,6 \cdot 10^8$	0,65	1900	37,1	17,5	$57,75 \cdot K_1$
Т-16	0,134	$9,02 \cdot 10^8$	0,65	1900	37,1	17,5	$57,75 \cdot K_1$
Э-6	0,134	$5,6 \cdot 10^8$	0,57	1900	32,58	17,5	$57,75 \cdot K_1$
13П	0,107	$6,71 \cdot 10^8$	0,56	1900	32,5	17,5	$57,75 \cdot K_1$
12ЦБ	0,187	$4,04 \cdot 10^8$	0,57	1900	32,7	17,5	$57,75 \cdot K_1$

Анализ паспортов БВР, применяемых при сотрясательном взрывании ПВВ IV класса позволил оценить значение K_1 . Для значения К.И.Ш. равного 0,9 и выше $K_1 = 0,26$. Для ПВВ V и VI классов его значения должно быть $K_1 > 0,26$. Учитывая то, что данные ПВВ имеют более низкую бризантность по сравнению с ПВВ IV класса следует ожидать снижение скоростей смещения частиц массива за фронтом волн напряжений, возникающих при взрыве. Ф.И. Гельфанд [101] в своей работе установил зависимости скорости смещения частиц в горных породах от расстояний для углей и пород при

взрывании зарядов ПВВ IV и V классов. Различие в скоростях достигает для ПВВ V класса в сторону уменьшения величины 176%, для ПВВ IV класса – 247% по углю, по породе соответственно для ПВВ V класса – 216%, а ПВВ VI класса – 328%. Таким образом, значение коэффициента K_1 по углю должно быть для ПВВ V класса следующим:

$$\text{по породе : } K_1^{yz} = 0,26 \cdot 1,76 = 0,45; \quad K_1^{nop} = 0,26 \cdot 2,16 = 0,56.$$

Для ПВВ VI класса значения K_1 равно для угля:

$$K_1 = 0,26 \cdot 2,47 = 0,64$$

по породе:

$$K_1 = 0,26 \cdot 3,28 = 0,85$$

В соответствии с полученными результатами определим интервал замедления для ПВВ V класса который составит для вспомогательных шпуров

по углю

$$\tau_{всп} = \tau_1 = 57,75 \cdot 0,45 = 26 \text{ мс}$$

$$\tau_{отб} = 17,5 \cdot 0,45 = 8 \text{ мс}$$

по породе

$$\tau_{всп} = \tau_1 = 57,75 \cdot 0,56 = 32,3 \text{ мс}$$

$$\tau_{отб} = 17,5 \cdot 0,56 = 10 \text{ мс}$$

Общее время замедления

$$\sum \tau = \tau_1 + \frac{(B - 0,6)}{2 \cdot a_{ш}} \cdot \tau_{отб}$$

где B – ширина выработки, м;

$a_{ш}$ – расстояние между шпурами, м;

Для ПВВ VI класса получены следующие результаты

по углю

$$\tau_{всп} = \tau_1 = 57,75 \cdot 0,64 = 37 \text{ мс}$$

$$\tau_{отб} = 11,3 \text{ мс}$$

по породе

$$\tau_{\text{всп}} = \tau_1 = 57,75 \cdot 0,85 = 49,0 \text{ мс}$$

$$\tau_{\text{отб}} = 15 \text{ мс}$$

Общее время замедления в забое:

$$\sum \tau = \tau_1 + \frac{(B - 0,6)}{2 \cdot a_{\text{ш}}} \cdot \tau_{\text{отб}}, \text{ мс}$$

Полученные результаты не противоречат выводам, полученным в подразделе 2.3, обосновывающим исключение влияния наведенного давления от взрыва смежных шпуров на процесс детонации шпуровых зарядов. При этом общее время замедления для ПВВ V и VI классов не должно превышать 320 мс.

Таким образом, для проведения экспериментальных опытных взрываний с помощью V и VI класса установлены все необходимые параметры БВР.

4.3 Горно-геологические факторы, влияющие на эффективность взрывных работ

Горно-геологические условия угольных месторождений характеризуются рядом специфических особенностей: резкое различие физико-механических свойств пород, слагающих угленосные формации, которые представлены бурыми и каменными углями, антрацитами, глинистыми и песчанистыми сланцами, песчаниками и известняками различной степени метаморфизма; показатели физико-механических свойств пород в различных частях месторождений варьируют в широких пределах; породный массив характеризуется значительной анизотропностью; горные породы могут быть трещиноватыми и монолитными, устойчивыми и неустойчивыми, склонными к пучению, с углом падения от 0 до 90°. В таких условиях осложняется решение проблемы устойчивости выработок, особенно при проявлении горного давления. Кроме того, фактором, значительно осложняющим процессы горного производства, является

метаноносность, присущая почти всем месторождениям каменных углей. Нередко имеют место газодинамические явления: суфлярные выделения метана, внезапные его выбросы с углем и породой. Склонность угля к образованию взрывоопасной угольной пыли, к самовозгоранию, вызывает необходимость осуществления комплекса весьма трудоемких и дорогостоящих мер безопасности.

Важнейшими технологическими характеристиками породного массива, оказывающими наибольшее влияние на эффективность взрывных работ, являются прочность пород, характеризуемая временным сопротивлением на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ (коэффициентом крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова $f = \sigma_{сж}/10$) и растяжение σ_p , а также скорость распространения продольной волны, характеризующая коэффициент А ударной адиабаты.

Для учета физико-механических свойств горных пород при установлении параметров буровзрывных работ следует использовать лабораторные данные о свойствах этих пород и, при необходимости, уточнять их в процессе ведения горных и взрывных работ. При определении рациональных параметров взрывных работ в многослойном массиве (например, пластовая выработка) необходимо использовать значения показателей свойств пород каждого слоя.

Показатели физико-механических свойств наиболее распространенных в угольных шахтах Донбасса горных пород, которые могут служить ориентировочными данными при проектировании и производстве взрывных работ, приведены в Таблице 4.2. В таблице приняты следующие обозначения: f – коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова; ρ – плотность породы в массиве, кг/м^3 ; C – скорость распространения продольной волны в массиве (численно равна коэффициенту А линейного представления ударной адиабаты), м/с ; B – второй коэффициент линейного представления ударной адиабаты.

Таблица 4.2 – Показатели физико-механических свойств некоторых горных пород

№ п/п	f	ρ , кг/м ³	C, м/с (А)	В
Песчаники				
1	5-8	2450-2620	3100-4000	1,50-1,80
2	9-12	2630-2650	4100-4250	
3	13-16	2650-2670	4300-4500	
Алевролиты				
4	1-5	2400-2560	3050-3180	1,45-1,55
5	6-10	2570-2610	3200-3300	
6	11-15	2615-2650	3250-3500	
Аргиллиты				
7	1-5	2310-2540	2900	1,55-1,75
8	6-10	2550-2575		
9	11-15	2580-2600		
Известняки				
10	1-5	1720-2340	3050-3180	1,45-2,05
11	6-10	2405-2540	3200-3300	
12	11-15	2540-2550	3300-3450	
Уголь				
13	0.5-3	1240-1600	1700-2700	0,70-1,10

4.4 Обоснование выбора ВВ и СВ для ведения взрывных работ

При выборе ВВ и СВ следует руководствоваться тем, что они должны обеспечивать необходимую эффективность взрыва, характеризующуюся высоким КИШ, достаточной степенью дробления пород, незначительным их развалом и воздействием на крепь выработок, минимумом нарушения законтурного массива, низкой стоимостью и удовлетворять установленным требованиям безопасности.

Пылегазовая обстановка конкретных забоев угольных шахт может существенно ограничивать ассортимент ВМ и способы взрывания, что в ряде случаев обуславливает ведение взрывных работ с большими затратами труда и средств.

При выборе ВВ и СВ должны учитываться технологические и организационные факторы, включающие удобство в обращении и хранении ВМ, их доставку к объектам и местам работ, стоимость, возможность поставки заводами. При этом соответствие энергетических свойств условиям применения должно быть определяющим. Из подобных по энергетическим свойствам предпочтение следует отдавать тем ВМ, которые обеспечивают более низкую себестоимость разрушения горного массива.

Выбор ВВ для опасных условий угольных шахт должен основываться на соблюдении принципов соответствия степени опасности забоя по пылегазовому фактору, назначения и класса предохранительности ВВ.

Окончательный выбор ВВ и СВ следует производить по результатам технико-экономического сравнения удельной стоимости проведения выработки.

4.5 Методика расчета параметров паспорта БВР с технологией создания в выработке локализирующей выброс породной перемычки

1. Расчет необходимого объема верхней подрывки

Необходимый объем верхней подрывки определяется на основании следующей графической схемы (Рисунок 4.1).

На основании расчета элементарных объемов разрушенной породы:

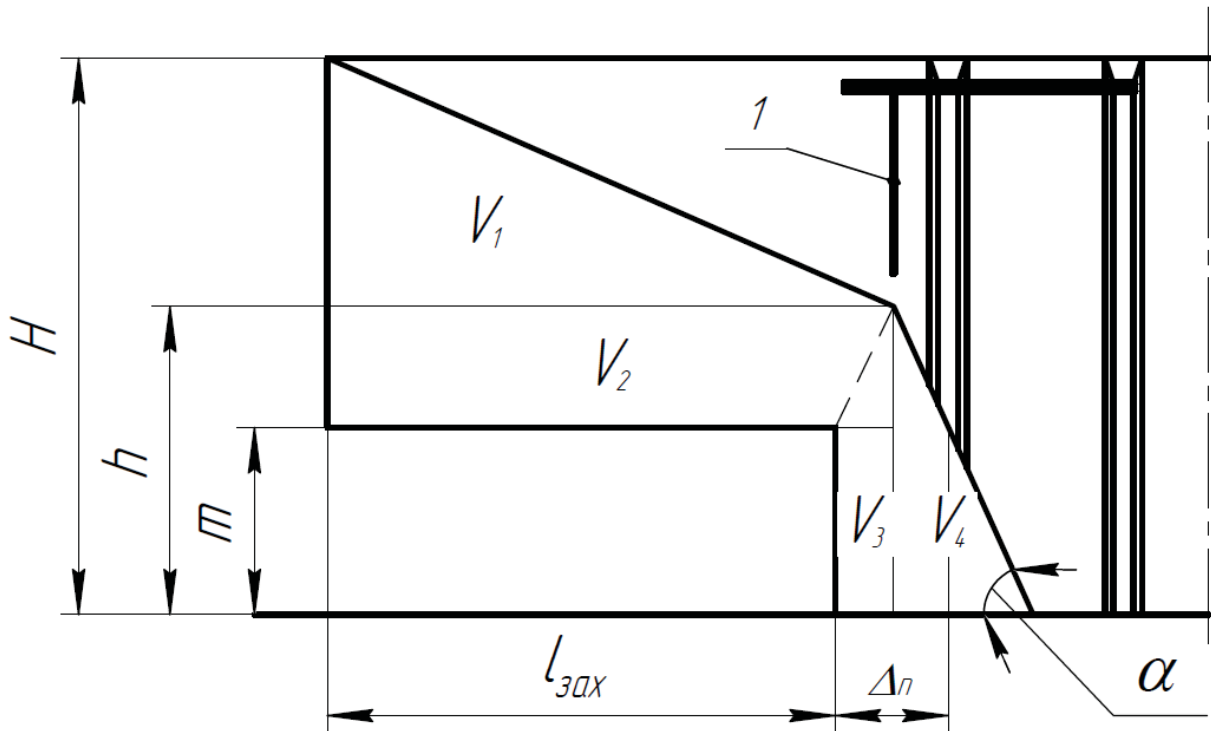


Рисунок 4.1 – Расчет необходимого объема верхней подрывки

$l_{зax}$ – длина хзаходки, м;

m – мощность пласта, м;

h – высота породной перемычки, м;

H – высота выработки, м;

α – угол естественного откоса разрушенной породы;

Δ_n – необходимая толщина породной перемычки, м.

$$V_1 = \frac{(H - h) \left(l_{зax} + \frac{\Delta_n}{2} \right)}{2}$$

$$V_2 = (h - m) \left(l_{зax} + \frac{\Delta_n}{2} \right)$$

$$V_3 = m \cdot \frac{\Delta_n}{2}$$

$$V_4 = h^2 \operatorname{ctg}(\alpha)$$

$$V_p = l_{зax} (H - m) K_p = \sum_{i=1}^4 V_i$$

Производится расчет высоты породной перемычки h . Так, при $K_p=1,2$ и $\alpha=60^\circ$:

$$h = \sqrt{H(2,42l_{\text{зах}} - 0,865\Delta_n) - 0,692l_{\text{зах}}m}, \text{ м}$$

Минимальная высота породной перемычки должна удовлетворять следующему условию:

$$h \geq m + \Delta_n,$$

где Δ_n – необходимая толщина породной перемычки, м, определяется по формуле:

$$\Delta_n = \frac{\rho_{\text{ном}} \cdot u_{\text{ном}}^2}{2K_p K_c \rho_n g}$$

В случае невыполнения заданного условия корректируется размер верхней подрывки и выполняется повторная проверка.

2. Определение свойств разрушаемой горной породы, выбор ВВ и СВ

Выбирается по справочным данным уравнение ударной адиабаты для горной породы, которое уточняется в процессе ведения взрывных работ. В соответствии с горно-геологическими и горно-техническими условиями выбираются допустимые к применению в этих условиях ВВ и СВ. Принимается диаметр патронов ВВ и диаметр шпура.

3. Расчет глубины заложения заряда.

В зависимости площади сечения выработки рассчитывается рекомендуемая глубина заложения заряда ВВ по следующей зависимости [75], или принимается технологически необходимая ее величина:

$$l = 0,93 \sqrt{\frac{S}{\pi}}$$

4. Определение радиуса разрушения породы шпуровым зарядом ВВ.

4. Определение радиуса разрушения породы шпуровым зарядом ВВ.

Для каждого из допустимых к применению ВВ рассчитываем радиус разрушения породы и угля в напряженной зоне, учитывая изменение скорости звука и принятый диаметр патронов ВВ:

$$R = \sqrt{\frac{d^2}{8} \left(\frac{12,748 \rho_{BB} Q_{BB}^{0,5}}{\rho_n A} \right)^3}$$

5. Расчет массы шпурового заряда ВВ.

Длина единичного заряда, обеспечивающая расчетный радиус разрушения, составляет 2/3 от расчетного радиуса. Это позволяет, зная диаметр заряда, определить его массу:

$$m_{ед} = \rho_{BB} \pi \frac{d^2}{6} R,$$

и

$$l_{ед} = \frac{2}{3} R.$$

Задаваясь минимальной длиной забойки по ПБ, определим количество единичных зарядов, необходимое для разрушения массива:

$$n_{ед} = \frac{l - 0,5 - R \left(1 + 0,4369 (\rho_{BB} D_{BB})^{0,1346} \right)}{\frac{2}{3} R}$$

Это позволит определить массу шпурового заряда:

$$m_{ш} = n_{ед} * m_{ед}.$$

Полученная масса шпурового заряда округляется до массы, кратной массе одного патрона. На этом этапе обосновывается применение патронов заданной массы из доступного ассортимента патронов ВВ, обеспечивающей минимальное расхождение с расчетной массой шпурового заряда. Округление массы шпурового заряда допускается производить в большую сторону, после чего выполняется расчет длины забойки и проверка ее на соответствие ПБ:

$$l_{заб} = l - n_n * l_n.$$

6. Определение длины шпура

В зависимости от коэффициента заряжения шпура ($K_{зар}$) и длины заряда ($l_з$) определяется длина донной забойки, исключая проявление канального эффекта на детонирующий шпуровой заряд ВВ [75]:

$$l_0 = l_з \left(0.0215 + 2.2079 * K_{зар} - 8.5418 * K_{зар}^2 + 10.873 * K_{зар}^3 - 4.4149 * K_{зар}^4 \right)$$

Длина шпура составит:

$$l_{ш} = l + l_0.$$

Проектный КИШ составит:

$$\eta = \frac{l_{ш} - l_0 - \frac{l_{ед}}{2}}{l_{ш}}.$$

7. Определение расчетного расхода ВВ на заходку.

Число шпуров на забое выработки для верхней подрывки и для угольного пласта определяется по следующей зависимости:

$$N_{ш} = \frac{S}{\pi R^2}.$$

Следовательно, расчетный расход ВВ на заходку составит:

$$Q_{расч} = N_{ш} * m_{ш}.$$

8. Управление разрушающим действием взрыва

8.1. Определение радиуса разрушения с учетом влияния открытой поверхности.

Короткозамедленное взрывание подразумевает проведение взрываний группами шпуров, причем последующая группа взрывается после того, как образовалась дополнительная открытая поверхность после взрыва предыдущей группы. Поэтому определяем радиус разрушения вокруг шпурового заряда с учетом влияния открытой поверхности [75]:

$$R_{откр} = R * 0,4369(\rho_{ВВ} D_{ВВ})^{0,1346}.$$

Таким образом, расстояние между шпурами в ряду $a_{ср}=2R$, а расстояние между рядами шпуров $a_p=R+R_{откр}$.

8.2. Расчет количества шпуров и проектирование схемы расположения шпуров.

Рассчитаем количество шпуров по почве выработки для опережающего рыхления:

$$N_{ш} = B/a_{ср} + 1.$$

Определим периметр верхней подрывки:

$$P_{\kappa} = \pi \frac{B}{2} + 2 \left(H - \frac{B}{2} \right)$$

Это позволит определить количество шпуров по контуру выработки:

$$N_{\kappa} = P_{\kappa} / a_{\text{ср}} - 1$$

Поскольку шпуры по контуру выработки будут взрываться на открытую поверхность, ряд предконтурных шпуров будет располагаться на расстоянии a_p от контурных.

Ширина и высота уменьшенной арки, на которой будут располагаться предконтурные шпуры, определяются по следующим формулам:

$$B_{нк} = B - 2R \left(0,4369 (\rho_{BB} D_{BB})^{0,1346} + 1 \right),$$

$$H_{нк} = H - 2R \left(0,4369 (\rho_{BB} D_{BB})^{0,1346} + 1 \right).$$

Рассчитываем периметр уменьшенной арки и определяем количество шпуров в предконтурном ряду:

$$P_{нк} = \pi \frac{B_{нк}}{2} + 2 \left(H_{нк} - \frac{B_{нк}}{2} \right).$$

Количество шпуров по контуру уменьшенной арки рассчитывается аналогично расчету числа шпуров по контуру выработки.

С точки зрения минимизации влияния выброса породы от взрыва врубовых шпуров на крепь выработки целесообразно вруб располагать непосредственно над рядом шпуров для опережающего рыхления, непосредственно над разрушенной областью пород.

Поэтому ширина последующих уменьшенных арок будет определяться по следующей зависимости:

$$B_{нк} = B - 2R(0,4369(\rho_{BB}D_{BB})^{0,1346} + 1),$$

а высота – по следующей:

$$H_{нк} = H - R(0,4369(\rho_{BB}D_{BB})^{0,1346})$$

Расчет уменьшенных арок и шпуров, располагаемых на них, продолжается, пока размер очередной уменьшенной арки (и ширина, и высота) будет больше минимально допустимого расстояния по ПБ для данных горно-геологических условий и применяемого ВВ. Последняя, самая маленькая, арка будет площадью, образуемой взрывом врубовых шпуров.

9. Выбор вруба

В соответствии с формой и размерами минимальной арки в центре выработки, выбирается вруб и обосновываются его параметры.

При выборе вруба возможно два варианта формы врубовой полости, образованной после построения схемы расположения шпуров:

- высота и ширина врубовой полости примерно одинаковы;
- высота врубовой полости и ширина врубовой полости существенно различаются в размерах.

В первом случае целесообразно использование пирамидальных, прямых, шагающих и прочих врубов, обеспечивающих примерно равные ширину и высоту разрушенной полости. Во втором случае целесообразно использование клиновых, щелевых и прочих врубов, образующих врубовую полость овальной или прямоугольной формы.

Окончательный выбор вруба должен основываться на конкретных условиях и размерах необходимой врубовой полости.

10. Корректировка итогового расчетного расхода ВВ на заходку

С учетом управления разрушающим действием взрыва определяется итоговое количество шпуров на забой и устанавливается уточненный расход ВВ на заходку:

$$Q_{расч.ут.} = N_{ш.факт.} * m_{ш.}$$

11. Обоснование выбора ВВ и СВ

Обоснование выбора ВВ и СВ осуществляется технико-экономическим сравнением прямых накладных затрат для разрушения горной породы и угольного пласта в 1 м готовой выработки с учетом расхода ВВ, СВ и объема бурения.

12. Установление интервалов замедления в соответствии с очередностью взрывания

Интервалы замедления между сериями устанавливаются в соответствии с минимально необходимыми интервалами замедления между взрыванием групп шпуров для обеспечения необходимой эффективности дробления пород верхней подрывки и формирования насыпной предохранительной перемычки. В соответствии с расчетным интервалом замедления выбираются средства инициирования, обеспечивающие проектируемые показатели.

13. Опытные взрывания

После проектирования осуществляется три опытных взрывания, по результатам которых корректируется проектируемый КИШ и при необходимости уточняются параметры паспорта БВР.

Автоматизация расчета параметров БВР обеспечивается использованием разработанного программного обеспечения, блок-схема которого приведена на Рисунке 4.2. Это позволяет существенно сократить

продолжительность этапа проектирования, повысив его точность и обеспечив выполнение требований нормативных документов.

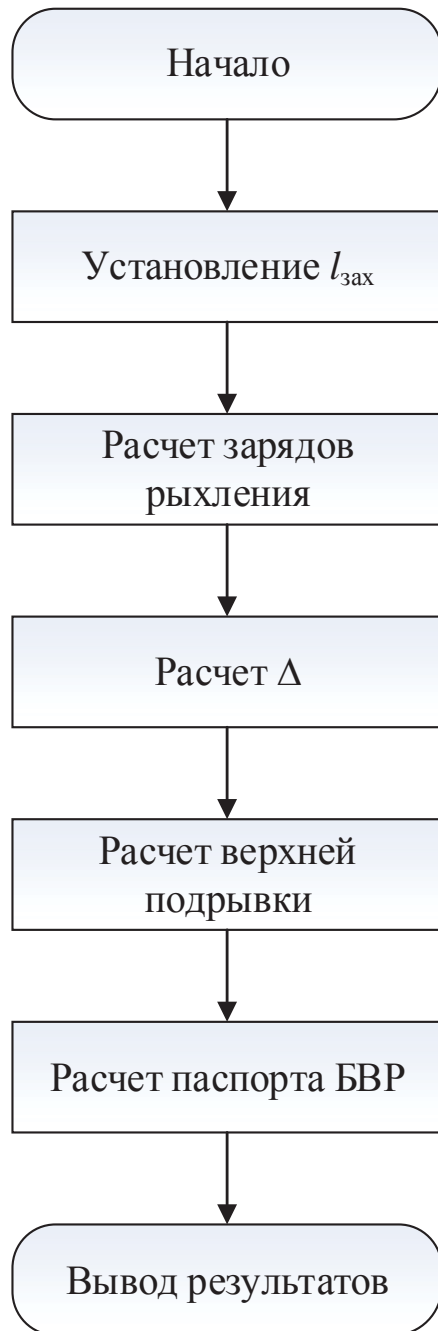


Рисунок 4.2 - Блок-схема алгоритма расчета паспорта БВР

На основании разработанных параметров паспорта БВР производится проектирование паспорта проведения выработки по буровзрывной технологии.

Примерный паспорт буровзрывных работ при проведении выработки смешанным забоем по выбросоопасному пласту представлен на Рисунке 4.3. Примерный график организации работ представлен на Рисунке 4.4.

Основные положения работы в части обоснования расстояния между шпурами и группами шпуров, интервалов замедления между сериями взрывания, конструкции шпуровых зарядов прошли успешную апробацию при проведении конвейерного ходка 11 западной лавы западной панели и вентиляционного ходка 3 западной лавы уклонного поля центральной панели на ш. им. А.А. Скочинского (Приложение Б.1) и при проведении вентиляционной сбойки на центральный конвейерный ходок горизонта -500м, центрального конвейерного ходка горизонта -500м и монтажной камеры №28 АО «ш/у Обуховская» (Приложение Б.2).

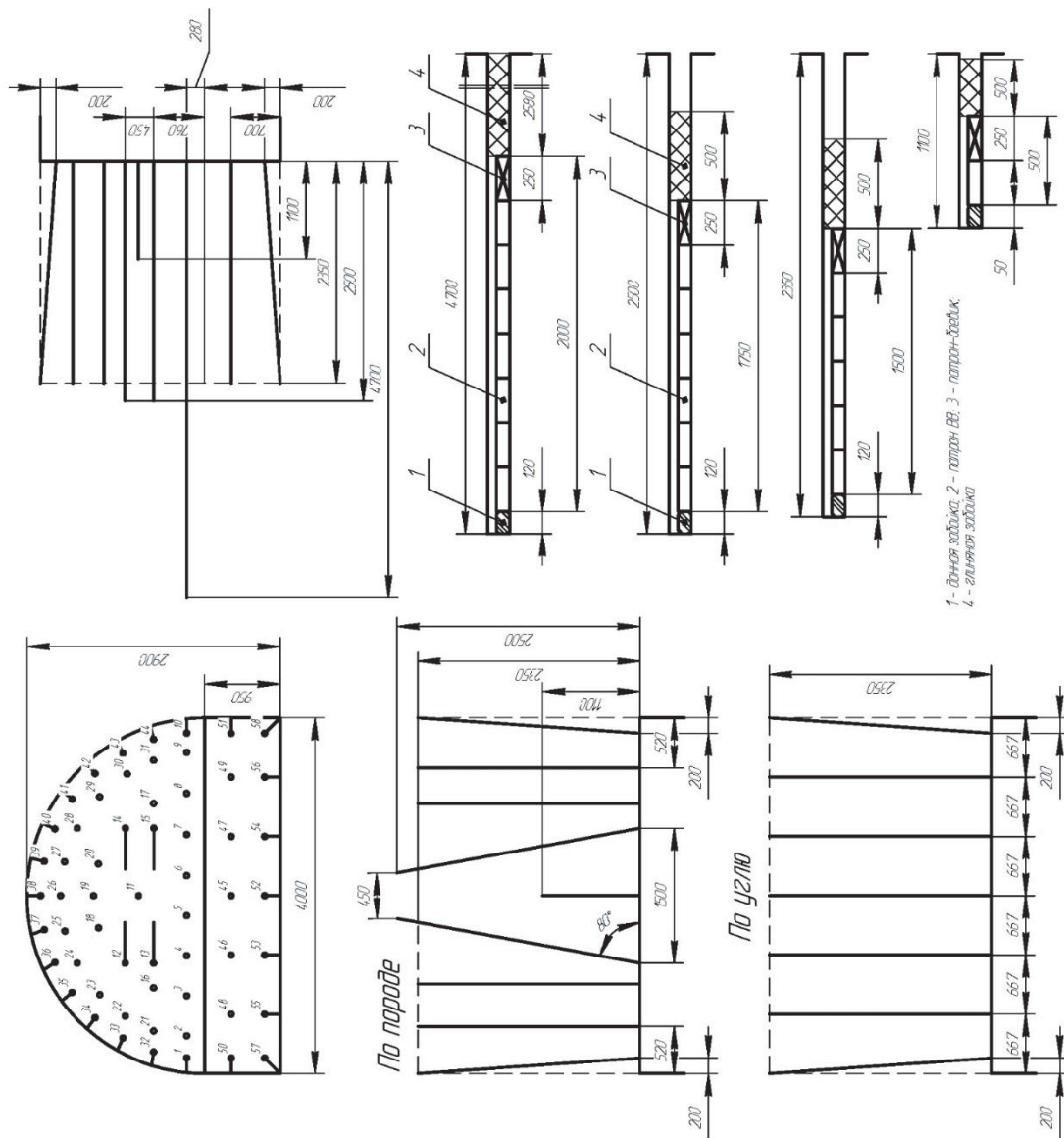


Рисунок 4.3 - Примерный паспорт буровзрывных работ

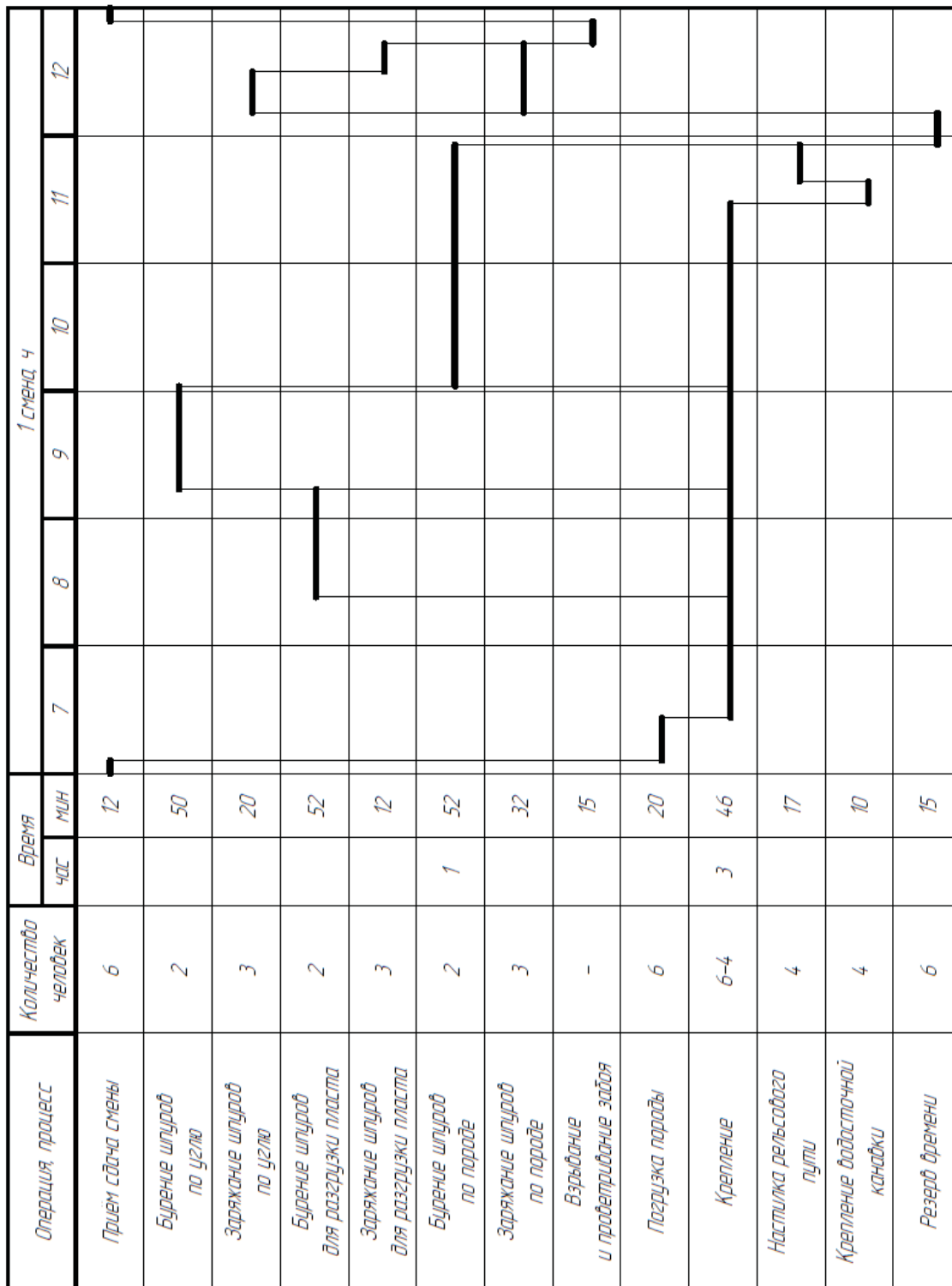


Рисунок 4.4 - Примерный график организации работ

Результаты диссертационной работы внедрены в учебный процесс (Приложение В) и использованы Гортехнадзором ДНР при разработке нормативных документов (Приложение Г).

4.6 Выводы

Разработана методика проектирования взрывных работ при проведении выработок по выбросоопасным пластам в режиме сотрясательного взрывания, которая включает в себя следующие основные положения, обоснованные в результате выполнения работы:

1. Разработаны основные положения руководства по проектированию взрывных работ в режиме сотрясательного взрывания на глубоких горизонтах угольных шахт;
2. Представлена методика расчета параметров паспорта БВР с элементами управления разрушением напряженных горных пород;
3. Обоснована конструкция шпуровых зарядов, обеспечивающая максимальное выделение энергии взрыва шпурового заряда ВВ;
4. Разработаны примерный паспорт буровзрывных работ и примерный график организации работ при проведении выработки по буровзрывной технологии в режиме сотрясательного взрывания.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является завершенной квалификационной научно-исследовательской работой, в которой дано новое техническое решение задачи повышения эффективности проведения буровзрывным способом горных выработок на выбросоопасных пластах, основанное на обосновании эффективных и безопасных параметров сотрясательного взрывания, что позволяет установить параметры разрушения выбросоопасных горных пород в зависимости от типа и свойств ВВ, интервалов замедления при взрывании групп шпуровых зарядов ВВ и расстояния между шпурами, и рациональные параметры шпуровых зарядов, которые обеспечивают повышение темпов проведения выработок и защиту их от внезапных выбросов угля, породы и газа.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем

1. На основании проведенных исследований установлена параметрическая зависимость скорости детонации эмульсионного ВВ от его плотности патронирования и диаметра патрона, которая учитывает взаимодействие указанных факторов влияния,

2. Для оценки устойчивости детонации зарядов ВВ разработана математическая модель расчета скорости детонации ВВ, которая позволяет рассчитать скорость детонации заряда от удельной теплоты взрыва ЭВВ, критического диаметра ЭВВ, концентрации в ВВ полых микросфер, размера микросфер и их фактической насыпной плотности.

3. Получена эмпирическая модель зависимости наведенного давления в смежных шпурах при детонации в них зарядов ВВ, которое зависит от расстояния между шпурами и интервала времени взрывания смежных шпуров от удельной теплоты взрыва ВВ и акустической жесткостью горных пород.

4. Обоснованы размеры зоны разгрузки для безопасной выемки увеличенными заходками, которые определяются радиусом разрушения горных пород вокруг шнура и величиной заряда ВВ и зависят от диаметра патронов ВВ, удельной теплоты взрыва ВВ, плотности патронирования и акустической ударной жесткости пород.

5. Обоснованы технологические регламенты проведения выработок по выбросоопасным пластам в режиме сотрясательного взрывания с обеспечением передовой разгрузки и созданием предохранительной породной перемычки для обеспечения требуемых темпов проходки подготовительных выработок.

6. Внедрение новых научно обоснованных параметров БВР при сотрясательном взрывании и рекомендаций по организации горнопроходческих работ позволило обеспечить повышение темпов проведения подготовительных горных выработок на угольных шахтах Донбасса, опасных или угрожаемых по внезапным выбросам угля, породы и газа.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах: НПАОП 10.0-1.01-05: Затв. Наказом Державного комітету України з нагляду за охороною праці 16.11.04, № 257: Зареєстровано в Міністерстві юстиції України 23.03.05 за № 327/10607.– К.: «Відлуння», 2005.– 398 с.
2. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового: Затв. Міністерством енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. http://search.ligazakon.ua/l_doc2.nsf/link1/RE23659.html
3. Калякин, С.А. Развитие научных основ безопасного производства взрывных работ в газоносных массивах угольных шахт / С.А. Калякин: Дис.. д-ра техн. Наук: 05.26.01. – Донецк: ДонНТУ, 2010.– 503 с.
4. Масаев, Ю.А. Условия проведения горных выработок в напряженном породном массиве / Ю.А. Масаев // Вестник КузГТУ, 2013.– №3.– С. 24-26
5. Шашенко, А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород / А.Н. Шашенко, Е.О. Сдвижкова, С.Н. Гапеев // Монография.– Днепропетровск: НГУ, 2008.– 224 с.
6. Овчаренко, Б.П. Влияние глубины залегания на прочность пород/ Б.П. Овчаренко // Разработка угольных пластов на больших глубинах. - М.: Недра, 1965. – С. 28-34
7. Лысиков, Б.А. Влияние глубины залегания на свойства пород Донбасса // Разработка угольных пластов на больших глубинах. - М.: Недра, 1965.– С. 51-57.
8. Русаков, Н.Г. Увеличение прочности пород с ростом глубины разработки/Н.Г. Русаков // Разработка угольных пластов на больших глубинах. - М.: Недра, 1965.– С. 121-126.
9. Феофанов, А.Н. Распределение прочностных характеристик горных пород от глубины их залегания / А.Н. Феофанов, А.М. Терлецкий // Наукові праці УкрНДМІ НАН України, 2008.– № 2.– С. 184-191.

10. Глушко, В.Т. Зависимость прочности горных пород от геологических и петрографических факторов / В.Т. Глушко, В.Л. Свержевский // Механика горных пород и охрана выработок. – К.: Наукова думка, 1967. – С. 141 – 148.

11. Лысков, Б.А. Изменение физико-механических свойств пород Красноармейского района Донбасса с увеличением глубины залегания / Б.А. Лысков, В.Л. Свержевский // Уголь Украины. – 1965. – №6. – С. 15–16.

12. Свержевский, В.Л. Физико–механические свойства пород на больших глубинах / В.Л. Свержевский, Г.Т. Положай, М.А. Богодерев // Уголь Украины. – 1963.–№ 6. – С. 19–21.

13. Овчаренко, Б.П. О связи прочности пород с метаморфизмом / Б.П. Овчаренко, М.П. Шамаев // Уголь Украины. – 1964. – № 2.– С. 14–15.

14. Николин, В.И. Выбросоопасные породы больших глубин / В.И. Николин, Б.А. Лысков, И.Ф. Ярембаш. – Донецк: Донбасс, 1968. – 80 с.

15. Басинский, Ю.М. Охрана капитальных выработок от влияния очистных работ / Ю.М. Басинский, В.Ф. Водянов, В.М. Кулешов и др. – Киев: Техніка, 1983. – 140 с.

16. Волошин, Н.Е. Борьба с выбросами породы в шахте / Н.Е. Волошин, В.И. Тарасьев. - Донецк: Донбасс, 1968.– 72 с.

17. Кульбачный, А.Н. Исследование напряжений в выбросоопасных породах глубоких шахт Донбасса / А.Н.Кульбачный, И.В. Недашковский, Н.Е. Волошин, О.Ц. Сирота // Шахтное строительство. - 1967.- №8.– С. 24-29.

18. Николин, В.И. Выбросоопасные породы больших глубин. / В.И. Николин, Б.А. Лысков, И.Ф. Ярембаш. - Донецк: Донбасс, 1968.– 148 с.

19. Позин, Е.З. Исследование влияния отжима на сопротивляемость угля резанию //Сопротивляемость горных пород разрушению при добычании. - М.: АН СССР, 1962.– С. 28-33.

20. Левин, Б.В. Влияние горного давления на эффективность короткозамедленного взрывания в лавах //Взрывное дело № 59/16. - М.: Недра, 1966.– С. 58-62.

21. Левин, Б.В. О некоторых особенностях взрывного разрушения горизонтального пласта, деформированного горным давлением // Труды VIII сессии Научного Совета по народнохозяйственному использованию взрыва.– АН СССР. - Днепропетровск, 1969.– С. 154-159.

22. Минделли, Э.О. Взрывные работы на глубоких горизонтах шахт / Э.О. Минделли, Л.А. Вайнштейн, П.А. Демчук. - Донецк: Донбасс, 1971.– 96 с.

23. Кузнецов, Г.Н. Механические свойства горных пород. М., Углетехиздат, 1947.– 241 с.

24. Овчаренко, Б.П. Некоторые результаты изучения поведения горных пород в условиях трехосного сжатия. / Б.П. Овчаренко, А.И. Комаров. // Вопросы технологии добычи угля и совершенствования горного хозяйства шахт Донбасса.– М., Недра, 1964.– №33.– С. 37-42.

25. Галушко, П.Я. О природе внезапных выбросов на шахте «Щегловская-Глубокая». – Уголь Украины, 1964.– №2.– С. 12-15.

26. Волошин, Н.Е. Борьба с выбросами породы в шахте. / Н.Е. Волошин, В.И. Тарасьев. Донецк, Донбасс, 1968.– 138 с.

27. Кульбачный, А.Н. Исследование напряжений в выбросоопасных породах глубоких шахт Донбасса. // А.Н. Кульбачный, Н.Е. Волошин, И.В. Недашковский, О.Ц. Сирота. // Шахтное строительство.– 1967.– №8.– С. 31-36.

28. Минделли, Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых. М., Недра, 1966.– 281 с.

29. Минделли, Э.О. Буровзрывные работы при проведении горных выработок на глубоких горизонтах // Проблема разрушения горных пород взрывом.– М.: Недра, 1967.– С. 41-45.

30. Адушкин, В.В. О влиянии горного давления на характер разрушения пород взрывом // Проблема разрушения горных пород взрывом.– М.: Недра, 1967.– С. 48-52.

31. Слободов, М.А. Руководство по применению метода разгрузки для определения напряженного состояния в глубине горных массивов. - М.: изд-во ВНИМИ, 1960.– 49 с.

32. Ищенко, К.С. Повышение эффективности способов управления взрывным разрушением крепких напряженных пород в глубоких шахтах/ К.С. Ищенко, А.К. Ищенко // Уголь, 2009.– № 2.- С. 9-12

33. Кульбачный, А.Н. Исследование напряжений в выбросоопасных породах глубоких шахт Донбасса / А.Н. Кульбачный, И.В. Недашковский, Н.А. Волошин, О.Ц. Сирота // Шахтное строительство.– 1967.– №8. – С. 51-55.

34. Ефремов, Э. И. Эффективность взрывного разрушения пород с учетом использования сил горного давления / Э.И. Ефремов, А.Н. Денисенко, Л.Ф. Черныгина // Тез.докл. Всесоюз. научн.-техн. семинара «Проблемы горного давления на больших глубинах при ведении подземных и открытых работ, 28-31 мая 1990 г. — Кривой Рог, Изд. НИГРИ, 1990. — С. 22-23.

35. Денисенко, А.Н. Разработка способов взрывного разрушения пород с учетом напряженного состояния при проведении подготовительных выработок в глубоких шахтах Донбасса // Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.15.11. Ин-т геотехнической механики НАН Украины — Д.: ИГТМ, 1987. — 20 с.

36. Бондаренко, В.И. Определение параметров проявлений горного давления в выработках шахт Западного Донбасса /В.И. Бондаренко, Г.А. Симанович, И.А. Ковалевская, В.В. Поротников // Науковий Висник НГУ.— Днепропетровск: НГУ, 2004. - №6.— С. 6-8

37. Инструкция по применению сотрясательного взрывания в угольных шахтах Украины.– МакНИИ: Макеевка-Донбасс, 1994.– 46 с.

38. Единые правила безопасности при взрывных работах.– Киев, 1992.– 171 с.

39. Правила безопасности в угольных шахтах Украины.– Киев, 2000.– 560 с.

40. Брюханов, А.М. Анализ обстоятельств взрывов метана на угольных шахтах и разработка мероприятий по их предотвращению / А.М. Брюханов, А.Г. Мнухин, К.К. Бусыгин // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: Сб. научн. Трудов МакНИИ.– Макеевка-Донбасс, 2002.– с. 15-24.

41. Рубинский, А.А. Состояние отработки шахтопластов Донбасса, склонных к газодинамическим явлениям/ А.А. Рубинский, Т.Я. Мхатвари, А.И. Ризинченко // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: Сб. научн. Трудов МакНИИ.– Макеевка-Донбасс, 2002.– с. 36-41.

42. Большинский, М.И. Теория внезапных выбросов угля, пород и газа.– ДонГТУ: Донецк, 1993.– 139 с.

43. Провести исследования, разработать рекомендации и параметры буровзрывных работ с использованием предохранительных веществ V и VI классов при сотрясательном взрывании [Текст]: отчет о НИР (промежуточный) 1710202080 / Макеевский научно-исследовательский институт по безопасности работ в горной промышленности (МакНИИ); рук. Манжос Ю.В., Песоцкий М.К.; исполн.: Калякин С.А. [и др.].- Макеевка, 2003.- 121 с.- №ГР 0102U007401.

44. Степанович, Г.Я. Газодинамические явления при подготовке глубоких горизонтов / Г.Я. Степанович, В.И. Николин, Б.А. Лысиков // Донецк: Донбасс, 1970.– 112 с.

45. Рекомендации по совершенствованию сотрясательного взрывания.– Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1991.– 75 с.

46. Канин, В.А. Локализация выбросов угля и газа при сотрясательном взрывании в забоях подготовительных выработок на тонких пологих пластах: дисс... канд. техн. наук. Макеевский научно-исследовательский институт по безопасности работ в горной промышленности (МакНИИ), Макеевка, 1985.

47. Минделли, Э.О. Взрывные работы на глубоких горизонтах шахт / Э.О. Минделли, Л.А. Вайнштейн, П.А. Демчук // Донецк: Донбасс, 1971.– 94 с.

48. Калякин, С.А. Развитие и совершенствование предохранительных ВВ для сотрясательного взрывания на угольных шахтах / С.А. Калякин, Р.И. Азаматов, Н.А. Новикова // Информационный бюллетень Украинского союза инженеров-взрывников.– Кривой Рог: УСИБ, 2014.– Вып. №3(24), 2014.– С. 7-11.

49. Калякин, С.А. Развитие научных основ безопасного производства взрывных работ в газоносных массивах угольных шахт: автореферат на соиск. учен. зван. докт. техн. Наук, спец. 05.26.01. «Охрана труда» / С.А. Калякин. – Донецк, 2011. – 36 с.

50. Калякин, С.А. О влиянии поджигаемости ВВ на устойчивость против выгорания шпурового заряда / С.А. Калякин, Ю.В. Манжос // «Взрывное дело». – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу», 2006. – Вып. № 96/53. – С. 29-35.

51. Купрін, В.П. Розробка і впровадження емульсійних вибухових речовин на кар'єрах в Україні / В.П. Купрін, І.Л. Коваленко.– ДВНЗ «Український державний хіміко-технологічний університет». – Дніпропетровськ, 2012.– 242 с.

52. Колганов, Е.В. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества / Е.В. Колганов, В.А. Соснин.– кн. 1.– ГОСНИИ «Кристалл». – Дзержинск, 2009.– 592 с.

53. Калякин, С. Безопасность взрывных работ в газоносных массивах угольных шахт / Станислав Калякин.– Palmarium Academic Publishing LAP LAMBERT.– Saarbruken, 2012.– 517 p.

54. Калякин, С.А. Математическая модель расчета скорости детонации па-тронированных эмульсионных взрывчатых веществ, сенсibiliзиро-ванных микросферами / С.А. Калякин, Р.И. Азаматов // матеріали Хміжна-родної науково-технічної конференції «розробка, використання й еколо-гічна безпека

сучасних гранульованих та емульсійних вибухових речовин», 3-8 лютого 2014 р.- Кременчук-Кошице, 2014.- С. 63-72.

55. Петров, Н.Г. Короткозамедленное взрывание в шахтах / Н.Г. Петров, Н.Л. Росинский.– М.: Недра, 1985.– 270 с.

56. Андреев, К.К. Теория взрывчатых веществ / К.К. Андреев, А.Ф. Беляев.– М.Ж Оборонгиз, 1960.– 595 с.

57. Lee J. Detonation behavior of emulsion explosives / J. Lee, P.A. Person // Propellants, Explosives, Pyrotechnics, 1990.– V.15.– P. 208-216.

58. Дерibas, А.А. Детонация эмульсионных взрывчатых веществ с полыми микросферами / А.А. Дерibas, А.Е. Медведев, А.Ю. Решетняк, В.М. Фомин // Доклады РАН, 2003.– Т.389.– №6.– С. 747-748.

59. Sil'vestrov, V.V. Investigation of low detonation velocity emulsion explosives / V.V. Sil'vestrov, A.V. Plestinin // Combustion, Explosion and Shock waves.– Vol. 45.– №5, 2009.– P. 618-626.

60. Зажигаев, Л.С. Методы планирования и обработки результатов физического эксперимента / Л.С. Зажигаев, А.А. Кишьян, Ю.И. Романов.– М.: Атомиздат, 1978.– 232 с.

61. Калякин, С.А. Математическая модель расчета скорости детонации патронированных эмульсионных взрывчатых веществ, сенсублизированных микросферами / С.А. Калякин, Р.И. Азаматов // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. – Науково-виробничий збірник: Кременчуцький державний університет імені М. Остроградського.– Кременчук: КрНУ, 2012. – Вип. 2/2014 (14). – С. 51-61.

62. Безопасность взрывных работ в промышленности/ [Кутузов Б.Н., Галаджий Ф.М., Давыдов С.А. и др.]. – М.: Недра, 1977. – 343с.

63. Взрывные работы в опасных условиях угольных шахт/ [Кутузов Б.Н., Бутоков А.Ю., Вайнштейн Б.И. и др.]. – М.: Недра, 1979. – 373с.

64. Петров, Н.Г. Короткозамедленное взрывание в шахтах/ Петров Н.Г., Росинский Н.Л. – М.: Недра, 1985. – 270с.

65. Калякин, С.А. Действие взрыва на заряды взрывчатых веществ, находящихся в смежных шпурах / С.А. Калякин, Р.И. Азаматов // Матеріали XII міжнародної науково-технічної конференції «Сучасні технології ведення буровибухових робіт, їх економічна ефективність і техногенна безпека», 3-10 вересня 2013 р.- Кременчук-Бургас, 2013.- С. 54-58.

66. Галаджий, Ф.М. Влияние времени замедления на устойчивость детонации шпуровых зарядов ВВ/ Галаджий Ф.М., Зенин В.И.// Вопросы безопасности в угольных шахтах. Сб. научн. тр. Т. XVIII. – М.: Недра, 1968. – С. 119-128.

67. Матюнин, В.С. Исследование влияния диаметров шпуров и зарядов ВВ на параметры волн напряжений в угольном массиве/ Матюнин В.С., Поляк Г.А.// Сб. научных статей аспирантов МакНИИ. – Макеевка-Донбасс, 1968. – С. 121-126.

68. Росинский, Н.Л. Лабораторные методы испытания взрывчатых веществ на устойчивость детонации под давлением/ Росинский Н.Л., Матюнин В.С., Толстых К.С.// Безопасность труда в угольных шахтах. – Сб. научн. тр. Т. XXII. – М.: Недра, 1972. – С. 208-217.

69. Толстых, К.С. Аппаратура и методика измерения давления в патронах ВВ и массиве, находящихся под воздействием взрыва зарядов смежных шпуров/ Толстых К.С., Матюнин В.С.// Вопросы безопасности взрывных работ в угольных шахтах. Сб. научн. тр. МакНИИ. – Макеевка-Донбасс, 1968. – С. 89-97.

70. Матюнин, В.С. О влиянии давления на детонационную способность промышленных взрывчатых веществ/ Матюнин В.С.// Сб. научных статей аспирантов МакНИИ. – Макеевка-Донбасс, 1968. – С. 126-131.

71. Зажигаев, Л.С. Методы планирования и обработки результатов физического эксперимента/ Зажигаев Л.С., Кишьян А.А., Романов Ю.И. – М.: Атомиздат, 1978. – 230с.

72. Калякин, С.А. Взрывное воздействие на заряды взрывчатых веществ, находящихся в смежных шпурах при сотрясательном взрывании в угольных

шахтах / С.А. Калякин, Р.И. Азаматов // Информационный бюллетень Украинского союза инженеров-взрывников.– Кривой Рог: УСИБ, 2013.– Вып. №4(21), 2013.– С. 2-10.

73. Ханукаев, А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом / Ханукаев А.Н. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 199с.

74. Калякин, С.А. Действие взрыва на заряды взрывчатых веществ, находящихся в смежных шпурах / С.А. Калякин, Р.И. Азаматов // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. – Науково-виробничий збірник: Кременчуцький державний університет імені М. Остроградського.– Кременчук: КрНУ, 2012. – Вип. 1/2013 (11). – С. 65-76.

75. Лабинский, К.Н. Разрушение горных пород взрывчатыми веществами, шпуровые заряды которых детонируют в неидеальном режиме, при проведении выработок: дисс... д-ра техн. наук. Национальный горный университет, Днепропетровск, 2014.

76. Покровский Г.И. Зависимость формы зоны действия взрыва от формы и расположения зарядов // Взрывное дело.– М., Недра, 1964.– № 54/11.– С. 235-240.

77. Ефремов, Э.И. Влияние типа ВВ на интенсивность выбросов песчаника / Э.И. Ефремов, В.Н. Харитонов // Совершенствование промышленных взрывчатых веществ и методов их применения. Сб. «Взрывное дело», №80/37.– М.: Недра.–1978.– с. 235-238.

78. Баум, Ф.А., Станюкович, К.П., Шехтер, Б.И. Физика взрыва.– Физматгизд., 1959.– 797 с.

79. Калякин, С. А. Оценка взрывобезопасности забоев горных выработок при выбросах и сотрясательном взрывании [Текст] / С. А. Калякин // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сборник научных трудов. — Макеевка, Изд-во МакНИИ, 2008. — Вып. 22. — С. 39–54.

80. Инструкция по применению сотрясательного взрывания в угольных шахтах Украины [Текст]. – Макеевка: изд-во «МакНИИ-Донбасс», 1994.– 46 с.

81. Калякин, С.А. Механизм образования взрывоопасной среды и ее детонации в зонах метастабильного состояния угольного вещества [Текст] / С. А. Калякин // Вести Донецкого горного института. — Донецк: Изд-во ДВНЗ «ДонНТУ», 2008. — С. 27–34.

82. Калякин, С.А. Борьба со взрывами метана на выбросоопасных угольных пластах [Текст] / С. А. Калякин // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сборник научных трудов. — Макеевка, Изд-во МакНИИ, 2007. — Вып. 20. — С. 15–25.

83. Бобров, И.В. Проведение подготовительных выработок на пластах, опасных по выбросам угля и газа [Текст] / И.В. Бобров.– Макеевка: изд-во «Макеевка-Донбасс», 1959.– 200 с.

84. Розловский, А.И. Научные основы техники взрывобезопасности при работе с горючими газами и парами [Текст] / А. И. Розловский. — М.: Изд-во Химия, 1972. — 364 с.

85. Гурвич, Л.В. Термодинамические свойства индивидуальных веществ [Текст] / Л. В. Гурвич и др. — М.: Изд-во Наука, 1978. — 496 с.

86. Ландау, Л.Д. Определение скорости истечения продуктов детонации некоторых газовых смесей [Текст] / Л. Д. Ландау, К. П. Станюкович // Собрание трудов Л.Д. Ландау. — М.: Изд-во Наука, 1969. — С. 496–498.

87. Калякин, С.А. Локализация внезапных выбросов в забоях горных выработок при сотрясательном взрывании / С.А. Калякин, К.Н. Лабинский, Р.И. Азаматов // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета.- Алчевск: ДонГТУ, 2018.- Вып. №53, 2018.- С. 39-45.

88. Исследование возможности использования физических признаков взрыва ВВ для оценки их воспламеняющей способности. Тех. Отчет НИР. Рук. Ф.М. Галаджий.– Макеевка-Донбасс: МакНИИ.– 1968.– 73 с.

89. Расторгуев, В.М. Исследование параметров ударных волн при взрыве предохранительных ВВ // Снижение травматизма при взрывных работах в угольных шахтах: Сб. научн. тр. МакНИИ.– Макеевка-Донбасс.– 1989.– с. 79-89.

90. Александров, В.Е. Безопасность взрывных работ в угольных шахтах / В.Е. Александров, Н.Р. Шевцов, Б.И. Вайнштейн.– М.: Недра, 1986.– 149 с.

91. Минделли, Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых.– М.: Недра, 1966.– 546 с.

92. Гудзь, А.Г. Безопасность и эффективность обратного способа инициирования шпуровых зарядов ВВ / А.Г. Гудзь, Н.Р. Шевцов, И.В. Купенко, В.И. Пудак // Научные труды ДонНТУ: Серия горно-геологическая. Выпуск 54.– Донецк: ДонНТУ, 2002.– с. 68-72.

93. Минделли, Э.О. Забойка шпуров / Э.О. Минделли, П.А. Демчук, В.Е. Александров.– М.: Недра, 1968.– 152 с.

94. Селезнев, А.И. Внутренняя забойка шпуров при взрывных работах / А.И. Селезнев, Ф.М. Галаджий.– М.: Углетехиздат, 1953.– 25 с.

95. Руководство по применению забойки при взрывных работах в угольных шахтах.– Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1989.– 19 с.

96. Росинский, Н.Л. Влияние материала наполнителя донной полости заряда ВВ на распределение динамических напряжений в угольном пласте / Н.Л. Росинский, В.Н. Подставкин, И.В. Калиниченко // Способы и средства создания безопасных условий труда в шахтах: Сб. научн. тр. МакНИИ.– Макеевка-Донбасс: МакНИИ.– 1984.– с. 102-104.

97. Чуйков, Н.А. Определение эффективного радиуса трещинообразования при взрыве зарядов в угольном пласте и во вмещающих породах методом моделирования / Н.А. Чуйков, В.А. Зуев, П.Н. Зубков // Способы и средства создания безопасных условий труда в шахтах: Сб. научн. тр. МакНИИ.– Макеевка-Донбасс: МакНИИ.– 1984.– с. 88-92.

98. Калякин, С.А. Основы теории гидровзрывания при разрушении пород / С.А. Калякин, Н.Р. Шевцов, К.Н. Лабинский // Проблемы горного

давления: Сборник научных трудов. Выпуск 7.– Донецк: ДонНТУ, 2002.– с. 59-85.

99. Шевцов, Н.Р. Обоснование эффективной длины донно-устьевой гидрозабойки / Н.Р. Шевцов, К.Н. Лабинский, С.А. Калякин // Научные труды ДонНТУ: Серия горно-геологическая. Выпуск 54.– Донецк: ДонНТУ, 2002.– с. 115-123.

100. Петров Н.Г., Росинский Н.Л. Короткозамедленное взрывание в шахтах.– М.: Недра.–1985.– 268 с.

101. Гельфанд, Ф.М. Предупреждение аварий при взрывных работах в угольных шахтах.– М.: Недра.– 1972.– 203 с.

Приложение А

Таблица А.1 – Параметры паспортов БВР для сотрясательного взрывания

№	Наименование выработки, забоя	$S_{\text{выр}}$, м ²	f	N _{шт} , шт	$l_{\text{шт}}$, м	Масса шпурового заряда, кг	Расстояние между шпурами, м	Замедление электродетонаторов	Тип ВВ	Расход ВР, кг	К.И.Ш.	$l_{\text{отх}}$	Удельн. расход ВВ на м ³ кг/м ³	Уд. расход на 1 п.м. кг/м	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	
Угольные забои															
1	Верхняя ниша 4-й вост. лавы пл. h ₁₀ (ш. Калинина)	10,0/ 9,1	1,0- 1,5	18,0	2,2-2 шт 2,0-14 шт	2,2-0,9 2,0-0,6 2,0-0,3	0,75	15-120 мс	T-19	10,2	0,9	1,8	0,57	5,7	
2	Нижняя ниша 1 зап. лавы h' 6 "Смоляниковский" ш. А.А. Скочинского	16,1	1,5- 2,0	32	1,6-1 2,0-25 2,2-6	2,0-1,6- 0,6кг 2,2-0,9кг	0,6	15-120	T-19/Ф5	21,0	0,9	2,0	0,65	10,5	
3	Верхняя ниша 8 вост. лавы h' 8 ш. А.А.Скочинского	11,9	1-1,5	23	1,6-3 2,0-14 2,2-6	1,6-0,6 2,0-0,6 2,2-0,9	0,6-0,8	15-120	T-19/Ф5	15,6	0,9	1,8	0,73	-	
4	Верхняя ниша 1 зап. лавы "Смоляниковский"	17,0	1-1,5	29	1,6-2 2,0-23 2,2-4	1,6-0,6 2,0-0,6/0,9 2,2-1,2	0,6	15-20	T-19/Ф5	21,0	0,9	1,8	0,68	-	
5	Водосборник 9-го западного конв. штрека пл.	8,0	1,2	13	2,3-13	2,3-0,6	0,9	Дем 1-4 серии	T-19	7,8	0,87	2,0	0,49	-	
6	Западн. конв. уклон №4 пл. l ₁ ш. Засядько	10,6	1,2	11	2,3-11	2,3-0,6	1,2	Дем 1-3 серии	T-19	6,6	0,87	2,0	0,31	-	
7	-/-	10,6	1,2	17	2,3-17	2,3-0,6	0,8	Дем 1-4 серии	T-19	10,2	0,87	2,0	0,48	-	
8	Водосборник западн. конв. уклона №1 пл. l ₁ ш. Засядько	7,8	1,5	17	2,0-17	2,0-0,6	0,6	ЭДК3-ОП Дем ZbN	T-19	10,2	0,9	1,8	0,73	-	

Продолжение таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
9	Конв. ходок пл. I ₄ ш. Засядько	7,8	1,5	21	1,8-1 2,0-2,0	1,8-0,6 2,0-0,9	0,6	ЭДКЗ ПМ 1-6 серии	T-19	18,6	0,9	2,0	1,19	-
10	Забой монтажн. ходка 10 вост. лавы пл. I ₁ ш. Засядько	9,4	1,2	11	2,3-11	2,3-0,6	0,7	ЭДКЗ ПМ 1-3 серии	T-19	6,6	0,87	2,0	0,35	-
11	Монтажный ходок 11 вост. лавы пл. пл. I ₁ ш. Засядько	11,5	1,3	21	2,3-21	2,3-0,6	0,65	ЭДКЗ ПМ 1-7 серии	T-19	12,6	0,87	2,0	0,55	-
12	Вост. пром. штрек пл. I ₁ ш. Засядько	9,7	1,5	17	2,3-17	2,3-0,6	0,6	ЭДКЗ ПМ 1-5 серии	T-19	10,2	≥1,0	2,3	0,46	-
13	Вост. впомаг. уклон пл. I ₁ ш. Засядько	9,0	1,5	17	3,0-17	3,0-0,6	0,8	ЭДКЗ ПМ 1-5 серии	T-19	10,2	0,91	2,8	0,46	-
14	10 вост. конв. штрек пл. I ₁ ш. Засядько	9,0	1,5	18	3,0-18	3,0-0,6	0,6	ЭДКЗ ПМ 1-5 серии	T-19	10,8	0,85	2,5	0,48	-
15	В верхн. нише пл. I ₁ ш. Калиново- Восточная	9,9	1-1,5	28	1,6-28	1,6-0,6м	0,6	ЭДКЗ ПМ 15-120	T-19	16,8	0,9	1,4	1,21	-
16	9 лава западн. блока I ₃ вост. ни- ше ш. Винницкая	8,8	1,2- 1,3	26	1,2-26	1,2-0,3	0,6	ЭДКЗ ПМ 15-120	T-19	7,8	0,6	0,7	1,27	-
17	Монтажн. ходок 3-й западн. лавы пл. I ₆ ш. Ясиновс- кая-Глубокая	4,0	1,0- 1,5	17	1,0-4 2,1-13	1,0-0,3 2,1-0,6	0,6	ЭДКЗ ПМ 15-120	T-19	9,0	0,95	2,0	1,13	-
18	Верхн. ниша лавы пл. М ₃ ш. 9 ^{-й} Пятилетки	9,9	2,0	22	1,8-16 2,0-6	1,8-0,6/0,9 2,0-0,9	0,5	ЭДКЗ ПМ 15-120	T-19	16,2	-	1,44	1,14	-

Продолжение таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Смешанные забои														
1	Конв. штрек 4-й вост. лавы пласта h ₁₀ ш. Калинина	25,4	f _{уг} = 1 f _{кр} = 2-3 f _{почв} = 7	уг -12 порода -26	3,6-6 1,8-30	3,6-1,2кг 1,8-0,9кг	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-1,0м порода-0,6- 0,7	Т-19	36,0	-	1,5	0,945	-
2	2-й западн. конв. штрек пласта h ₁₀ ш. Калинина	25,4	f _{уг} = 1 f _{кр} = 5-6 f _{почв} = 3-5	уг -12 порода -28	1,2-40	1,2-0,6	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-1,0м порода-0,6- 0,7	Т-19	24,0	-	1,0	0,945	-
3	4-й вост. откат. штрек пл. h ₈ ш/у Донбасс	16,4	f _{уг} = 1,5 f _{пор} = 4-6	уг -7 порода -35	1,8-42	1,8- 0,6/0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,7м порода-0,5	Т-19	30,6	-	1,53	1,22	-
4	4-й вост. откат. штрек пл. h ₈ ш/у Донбасс	22,9	f _{уг} = 1,5 f _{пор} = 4-6	уг -9 порода -40	1,8-49	1,8- 0,6/0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,7м порода-0,5	Т-19	38,7	-	1,53	1,1	-
5	8-й западн. конв. штрек пласта h ₁₀ ш. Глубокая	25,3	f _{уг} = 1,4 f _{пор} = 5-7	уг -12 порода -38	3,0-7 1,5-43	3,0-1,2 1,5-0,6	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,8м порода-0,3	Т-19	34,2	-	1,45	0,93	-
6	Бортовая №5 пл. h ₄ ш. Глубокая	19,2	f _{уг} = 1,5 f _{пор} = 7-9	уг -12 порода -42	1,8-54	1,8- 0,6/0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,6м порода-0,45	Т-19	40,2	-	1,62	1,29	-
7	Ходок лавы №16 пл. h ₄ ш. Глубокая	15,3	f _{уг} = 1,5 f _{пор} = 7-9	уг -11 порода -33	1,8-44	1,8- 0,6/0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,6м порода-0,45	Т-19	32,4	-	1,53	1,38	-
8	Конв. штрек 2-й вост. лавы ш. Скочинского	15,8	f _{уг} = 1,1- 1,5 f _{пор} = 4-6	уг -14 порода -22	3,4-7 1,7-29	3,4-1,2кг 1,7-0,9кг	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,9м порода-0,7	Т-19	34,5	-	1,50	1,46	-
9	Вент. штрек №3 пл Н'2 ш. Скочинского	17,4	f _{уг} = 1,0 f _{пор} = 4-6	уг -14 порода -30	3,4-7 1,7-37	3,4-1,2кг 1,7-0,9кг	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,6- 0,7м порода-0,5- 0,6	Т-19	41,7	-	1,5	1,6	-
10	Вент. штрек 8 вост. лавы пл. h ₆ ш. Скочинского	14,5	f _{уг} = 1-1,5 f _{пор} = 4-6	уг -14 порода -23	3,4-7 1,7-30	3,4-1,2кг 1,7-0,9кг	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,6 порода-0,5	Т-19	35,4	-	1,5	1,63	-

Продолжение таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
11	Монт. ходок 10 западн. лавы пл. І ₁ ш. Засядько	20,5	$f_{уг} = 1,5$ $f_{пор} =$	уг-25 порода -25	1-1шт 1,5-49	1,0-0,3кг 1,5-0,3/0,6	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,7 порода-0,7	Т-19	17,7	-	1,5	0,58	-
12	Монт. ходок 10 западн. лавы пл. І ₁ ш. Засядько.	13,75	$f_{уг} = 1,5$ $f_{пор} =$	уг-25 порода -16	1-1шт 1,3-40	1,0-0,3кг 1,3-0,3	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,65 порода-0,7	Т-19	12,3	-	1,0	0,9	-
13	Людской ходок укл. №5 пл. І ₈ ш. Засядько	22,5	уг. - 1,0 пор.- 7-9	уг-2 порода -110	0,8-6 1,7-106	0,8-0,3кг 1,7-0,6/0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь- порода-0,35	Т-19	73,8	-	1,5	2,19	-
14	10-й вост. конв. штрек пл. І ₁ ш. Засядько	21,3	уг. - 1,5 пор. - 4	уг-7 порода -51	1,3-1 1,5-2 1,7-2 1,8-53	1,3-0,6 1,5-0,6 1,7-0,6 1,8-0,6	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,6 порода-0,5	Т-19	34,8	-	1,6	1,02	-
15	Вент. ходок пл. І ₈ ш. 9 ^й пятилетки	15,9	уг.- 1,5-2 пор.- 7-9	уг-18 порода -17	1,8-35	1,8-0,6 1,8-0,9 1,8-1,2	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,6 порода-0,4	Т-19	29,4	-	1,6	1,16	-
16	Откат кварцлаг №12 пл. І ₁ ш. Засядько	21,0	уг. - 1,0 пор.- 7-9	уг-5 порода -87	0,8-1 1,2-4 1,8-87	0,8-0,3 1,2-0,6 1,8-0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь-0,6 порода-0,45	Т-19	81,9	-	1,75	2,23	-
17	Вост. конв. уклон пл К ₈ ш. Засядько	21,1	уг. - 1,0 пор.- 7-9	уг-2 порода -106	0,8-6 1,8-12 2,0-90	0,8-0,3 1,8-0,6/0,8 2,0-0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь- порода-0,45	Т-19	93,6	-	1,87	2,37	-
18	Людской ходок укл. №5 пл К ₈ ш. Засядько	22,5	уг. - 1,0 пор.- 7-9	уг-2 порода -120	0,8-6 1,4-6 1,8-110	0,8-0,3 1,4-0,6 1,8-0,6/0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь- порода-0,35	Т-19	87,0	-	1,7	2,27	-
19	Вент. стойка в лебедковую камеру укл. №5 пл К ₈ ш. Засядько	20,1	уг. - 1,0 пор.- 8-9	уг-3 порода -87	1,2-1 1,5-8 2,0-81	1,2-0,6 1,5-0,6 2,0-0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь- порода-0,5	Т-19	78,3	-	1,87	2,08	-

Продолжение таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
20	Людской ходок №3 пл К ₈ ш. Засядько	20,1	уг. – 1,0 пор. – 4-7	уг –4 порода –83	1,5-1 1,7-4 2,0-82	1,5-0,6 1,7-0,9 2,0-0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	уголь- порода-0,5	Т-19	78,0	-	1,86	2,09	-
Породные забой														
1	Вент. штрек 2 вост. лавы пласта h'_6 ш. Скочинского	20,5 выр пор. 13,9	Верх. подр. порода f = 3-4	18	1,6-5 1,8-13	1,6-0,6кг 1,8-0,9кг	ЭДКЗ ПМ 15-100	Пор. = 0,45	Т-19	14,7	-	1,4	0,76	-
2	Конв. штрек 10-й вост. лавы пл. h'_6 ш. Скочинского	22,0 пор. 12,8	f = 4	18	1,8-14 1,9-4	1,8-0,4 1,9-0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	Пор. = 0,45	Т-19	16,2	-	1,6	0,79	-
3	Вент. штрек 8 вост. лавы пл. h'_6 ш. Скочинского	16,0 пор. 8,5	f = 3,4	16	1,8-16	1,8-1,0	ЭДКЗ ПМ 15-100	Пор. = 0,6	10П	16,0	-	1,5	1,25	- 138
4	Веломагат. ходок ш. Скочинского	13,0	f = 4-6	39	1,4-4 1,7-35	1,4-4 1,7-0,9	ЭДКЗ ПМ 15-100	пор. = 0,5-0,6	Т-19	33,9	-	1,5	1,74	-
5	Конв. штрек бис лавы пласта h'_0 ш. Скочинского	14,5	f = 4-6	36	3,6-7 1,8-29	3,6-1,2 1,8-0,9	ЭДКЗ ПМ 15-120	0,6м	Т-19	34,5	-	1,6	1,49	-
6	Вост. отк. штрека г. 1078м на пл. К ₇ ⁵ ш. Засядько	21,6	f = 6-10	75	1,8-1 2,2-74	1,8-0,9 2,2-0,9	ЭДКЗ ПМ 15-120	0,45	Т-19	67,5	-	2,0	1,56	-
7	Зап .откл. кваршлага с пл. I ₄ на пл. I ₁ ш. Засядько	21,0	f = 4-6	91	1,3-1 1,5-2 1,7-4 2,0-84	1,3;1,5;1,7-0,6 2,0-0,6/0,9	ЭДКЗ ПМ 15-120	0,4-0,5	Т-19	77,4	-	1,8	2,05	-
8	Засзд с ВКУ пл. К ₈ на 12 конв. штрек пл К ₈ ш. Засядько	21,0	f = 7-9	74	0,8-1 1,2-4 1,8-69	0,8-0,3 1,2-0,6 1,8-0,9	Дем. ZBN с 1 по 10	0,5	Т-19	64,8	-	1,75	1,76	-

Окончание таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
9	Вент. квершлаг на пл. І4 ш. Засядько	21,1	f = 7-9	87	1,8-87	1,8-0,9	ЭДКЗ ПМ	0,45	Т-19	78,3	-	1,5	2,47	-
10	Зап. конв. уклон №1 пл. І1 ш. Засядько	21,1	f = 7-8	93	1,1-1 1,5-2 2,1-90	0,6кг 0,9кг 0,9кг	ЭДКЗ ПМ	0,4-0,5	Т-19	83,1	-	1,9	2,07	-
11	Зап. конв. уклон №1 пл. І1 ш. Засядько прибор. к пласти	21,1	f = 7-8	93	1,1-1 1,5-2 2,0-90	0,6 0,9 0,9	ЭДКЗ ПМ	0,5	Т-19	83,1	-	1,8	2,19	-
12	ОТК квершлаг №4 (К8 на І4) ш. Засядько	21,1	f = 8-9	69	1,2-2 1,8-67	0,6 0,9	ЭДКЗ ПМ	0,5-0,6	Т-19	61,5	-	1,6	1,82	-
13	Накл. Вент. квершлаг на пл. І1 ш. Калино-Восточная	18,0	f = 7-9	81	1,1-3 1,6-3 2,4-3 2,0-72	0,6 0,9 1,2 0,9142	ЭДКЗ ПМ	0,5	Т-19	86,7	-	1,6	3,01	-
14	Бортовой укл. №13 пл. К5 ш. Багова	16,0 пор. 10,9	8	18	1,8-18	1,0кг	ЭДКЗ ПМ	0,45-0,5	Э-6	18,0	-	1,62	1,06	-
15	Скат №22 ш. Засядько	22,5	8,9	60	1,2-60	1,2-0,6	Дем. ЗВ N с 1 по 10	0,4	Т-19	36,0	-	1,1	1,454	-

Таблица А.2 - Параметры паспортов БВР для сотрясательного взрываия, при применении которых произошли выбросы угля и газа

Шахта	Выработка	Параметры паспорта БВР										Интенсивность ГДЯ		
		Сечение забоя вчрне, м ² (уголь/порода)	Крепость взрываемого массива f (уголь/порода)	Количество штуров, шт (уголь/порода)	Длина штуров, м (уголь/порода)	Масса заряда на штур, кг (уголь/порода)	Марка ВВ	Расход ВВ на цикл, кг	Подвигание за цикл, м	Значение КИШ	Уголь, т	Порода, т	Газ, м ³	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
Им. Скочинского	8 вост. Лава ЦП (верхняя ниша, пл. h ₆)	11,9	1,0-1,5	23	1,6-2,2	0,6-0,9	Т-19 (Ф-5)	15,6	1,8	0,9	132	-	1640	
То же	Верхняя ниша 8«бис» лава ЦП	11,9	1,0-1,5	23	1,6-2,2	0,6-0,9	Т-19 (Ф-5)	15,6	1,8	0,9	94	-	5000	
То же	То же (поз. 74- 2002г.)	11,9	1,0-1,5	23	1,6-2,2	0,6-0,9	Т-19	15,6	1,8	0,9	92	-	6190	
То же	То же поз. 6-2003г.	11,9	1,0-1,5	23	1,6-2,2	0,6-0,9	Т-19	15,6	1,8	0,9	52	-	1250	
им. Калинина	Конвейерный штрек 4 вост. Лавы пл. h ₁₀ (по углю и по породе)	25,4	1,5/7	24/38	1,2/1,8	0,6/0,9	Т-19	36,0	1,5	1,0	340	-	5200	
В данной выработке при СВ по этому же паспорту за 2001, 2002 и за I половину 2003г. произошли 24 выброса с интенсивностью ГДЯ:														
Уголь, т	278 340 300 320 150 276 143 50 75 905 680 335 85 200 110 250 225 56 1010 450 300 1070 140													
Газ, м ³	6470 5200 6990 7430 3550 3750 9205 1780 3780 31680 19180 14430 5778 3048 3940 7633 4300 2275 29800 11600 5130 4730 36540 14900													

Окончание таблицы А.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Им. Калинина	Верхняя ниша 4-й вост. лавы	10,0	1,0-1,5	18	2,0-2,2	0,6-0,9	Т-19	10,2	1,8	0,9	56	-	2275
То же	-/-	10,0	1,0-1,5	18	2,0-2,2	0,6-0,9	Т-19	10,2	1,8	0,9	100	-	5130
То же	То же.	10,0	1,0-1,5	18	2,0-2,2	0,6-0,9	Т-19	10,2	1,8	0,9	540	-	15195
Ш. «Глубокая»	8 вост. конвейерный штрек.	25,3	1,4/4,9; 7,6	12/38	1,5-3,0	0,6-1,2	Т-19	34,2	1,4	0,96	260	-	13000
То же	То же.	25,3	1,4/4,9; 7,6	12/38	1,5-3,0	0,6-1,2	Т-19	34,2	1,4	0,96	30	-	1250
В данной выработке при СВ по этому же паспорту за 2001, 2002, и за I половину 2003гг произошло 15 выбросов с интенсивностью Г/ДЯ :													
Газ, м ³	10000	1460	420	2600	7100	1760	1600	560	4820	1340	58625	2720	350
Уголь, т	180	45	10	100	70	35	90	10	100	30	560	60	15
Ш. «Глубокая»	8 западный конвейерный штрек	25,3	1,4/4,9; 7,0	12/38	1,5-3,0	0,6-1,2	Т-19	34,2	1,4	0,96	70	-	3650
То же	-/-	25,3	1,4/4,9; 7,0	12/38	1,5-3,0	0,6-1,2	Т-19	34,2	1,4	0,96	10	-	550
То же	-/-	25,3	1,4/4,9; 7,0	12/38	1,5-3,0	0,6-1,2	Т-19	34,2	1,4	0,96	1500	-	57360
То же	-/-	25,3	1,4/4,9; 7,0	12/38	1,5-3,0	0,6-1,2	Т-19	34,2	1,4	0,96	50	-	1940
То же	-/-	25,3	1,4/4,9; 7,0	12/38	1,5-3,0	0,6-1,2	Т-19	34,2	1,4	0,96	50	-	1050
То же	-/-	25,3	1,4/4,9; 7,0	12/38	1,5-3,0	0,6-1,2	Т-19	34,2	1,4	0,96	30	-	1425
То же	-/-	25,3	1,4/4,9; 7,0	12/38	1,5-3,0	0,6-1,2	Т-19	34,2	1,4	0,96	30	-	1100
Им. А.Ф. Людской	ходок укл. №5 пл. Кз	22,5	7/9	2/110	0,8-1,7	0,3-0,6-0,9	Т-19	73,8	1,5	0,9	17	-	130
Засядько	Вспомогательный уклон №5	22,5	7/9	2/110	0,8-1,7	0,3-0,6-0,9	Т-19	73,8	1,5	0,9	12	-	795
То же	Вспомогательный уклон №5	22,5	7/9	2/110	0,8-1,7	0,3-0,6-0,9	Т-19	73,8	1,5	0,9	13	-	150
То же	Людской ходок №5	22,5	7/9	2/110	0,8-1,7	0,3-0,6-0,9	Т-19	73,8	1,5	0,9	24	-	240
То же	Вспом. уклон №5	22,5	7/9	2/110	0,8-1,7	0,3-0,6-0,9	Т-19	73,8	1,5	0,9	9,7	-	103
То же	Зап/ конвейерный уклон №4 пл. Л1	10,6	1,2	11	2,8	0,6	Т-19)	6,6	2	0,8	27	-	270

Таблица А.3 - Анализ паспортов БВР при применении ПВВ IV класса

№	Крепость угля в забое выработки по шкале М.М. Протодьяконова	$\frac{N_{ш}}{S_6}, \frac{шп}{м^2}$ (а)	$\frac{Q_{ВВ}}{N_{ш}}, \frac{кг}{шп}$ (в)	$\bar{l}_{шсп}, м$	$\frac{6}{\bar{l}_{шсп}}, \frac{кг}{м}$ (с)	$l_{отх}, м$	а·с кг/м ³ (q1)	$\frac{Q_{ВР}}{S_{ВВ}}, \frac{кг}{м^2}$	$\frac{Q_{ВР}}{S_{отх}} \cdot \frac{кг}{м^3}$ (q2)	q1/q2	К.И.Ш. $\frac{l_{ш} - l_{сш}}{l_{ш}}$
1	f = 1.0-1.5	1.8	0.567	2.04	0.278	1.8	0.500	1.02	0.567	0.88	≈0.882
2	f = 1.5-2.0	1.988	0.656	2.03	0.323	2.0	0.642	1.304	0.652	0.984	≥0.985
3	f = 1.0-1.5	1.933	0.678	2.00	0.339	1.8	0.655	1.311	0.728	0.9	≈0.9
4	f = 1.0-1.5	1.706	0.724	2.00	0.362	1.8	0.618	1.235	0.686	0.9	≈0.9
5	f = 1.2	1.625	0.6	2.30	0.261	2.0	0.424	0.975	0.488	0.869	≈0.87
6	f = 1.2	1.04	0.6	2.30	0.261	2.0	0.271	0.623	0.311	0.871	≈0.87
7	f = 1.2	1.604	0.6	2.30	0.261	2.0	0.419	0.962	0.481	0.871	≈0.87
8	f = 1.5	2.180	0.6	2.00	0.300	1.8	0.654	1.308	0.726	0.9	≈0.9
9	f = 1.5	2.692	0.886	1.99	0.445	2.0	1.198	2.385	1.192	1.005	1.005
10	f = 1.2	1.170	0.6	2.30	0.261	2.0	0.305	0.702	0.351	0.869	0.87
11	f = 1.3	1.826	0.6	2.30	0.261	2.0	0.477	1.096	0.548	0.871	0.87
12	f = 1.5	1.753	0.6	2.30	0.261	2.3	0.458	1.052	0.457	1.002	1.0
13	f = 1.5	1.889	0.6	3.00	0.200	2.8	0.378	1.133	0.405	0.934	0.933
14	f = 1.5	2.000	0.6	3.00	0.200	2.5	0.400	1.200	0.480	0.833	0.833
15	f = 1.3	2.828	0.6	1.60	0.375	1.4	1.060	1.697	1.212	0.875	0.875
16	f = 1.25	2.954	0.300	1.20	0.050	0.7	0.738	0.886	1.266	0.583	0.583
17	f = 1.25	4.250	0.529	1.84	0.287	2.0	1.220	2.250	1.125	1.048	1.087
18	f = 2.0	2.222	0.736	1.854	0.397	1.44	0.882	1.636	1.136	0.776	0.777
Среднее значение		2,081	0,615	2,131	0,296	-	-	-	$\bar{x} = 0.712$ $\bar{x}_{\sigma-1} = 0.325$	-	$\bar{x} = 0,889$

Таблица А.4 - Анализ паспортов БВР при применении ПВВ IV класса

№	Крепость угля в забое выработки по шкале М.М. Прогодьяконова	$\frac{N_{ш}}{S_6}, \frac{шп}{M^2}$ (а)	$\frac{Q_{ВВ}}{N_{ш}}, \frac{к2}{шп}$ (в)	$\bar{l}_{шсп}, M$	$\frac{в}{\bar{l}_{шсп}}, \frac{к2}{M}$ (с)	$l_{отх}, M$	а·с кг/М ³ (q1)	$\frac{Q_{ВР}}{S_{64} \cdot l_{отх}} (q2)$	$\frac{к2}{M^{1/2}q2}$	К.И.Ш. $\frac{l_{ш} - l_{см}}{l_{ш}}$	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Смешанные забой											
1.	$f_y = 1,0$ $f_{кр} = 2-3$ $f_{плов} = 7-8$	1,496	0,947	2,084	0,454	1,5	0,68	1,417	0,945	0,72	0,72
2.	$f_y = 1,0$ $f_{кр} = 5-6$ $f_{плов} = 3-5$	1,575	0,6	1,2	0,5	1,0	0,787	0,945	0,945	0,833	0,833
3.	$f_y = 1,0$ $f_{пор} = 4-6$	2,561	0,729	1,8	0,405	1,53	1,037	1,866	1,219	0,85	0,85
4.	$f_y = 1,5$ $f_{пор} = 4-6$	2,140	0,79	1,8	0,439	1,53	0,939	1,69	1,104	0,85	0,85
5.	$f_y = 1,4$ $f_{пор} = 5-7$	1,976	0,684	1,71	0,4	1,45	0,794	1,352	0,932	0,848	0,848
6.	$f_y = 1,5$ $f_{пор} = 7-9$	2,812	0,744	1,8	0,414	1,62	1,163	2,094	1,292	0,9	0,9
7.	$f_y = 1,5$ $f_{пор} = 7-9$	2,876	0,736	1,8	0,409	1,53	1,176	2,118	1,384	0,85	0,85
8.	$f_y = 1,3$ $f_{пор} = 4-6$	2,278	0,958	2,03	0,472	1,5	1,075	2,183	1,456	0,738	0,739
9.	$f_y = 1,0$ $f_{пор} = 4-6$	2,529	0,948	1,97	0,481	1,5	1,217	2,396	1,598	0,762	0,761
10.	$F_y = 1,25$ $f_{пор} = 4-6$	2,552	0,957	2,02	0,473	1,5	1,208	2,441	1,628	0,742	0,743
11.	$f_y = 1,5$ $f_{пор} = \text{нет данных}$	2,439	0,354	1,49	0,238	1,5	0,579	0,863	0,576	1,006	1,006

Окончание таблицы А.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
12.	$f_y = 1,5$ $f_{\text{групп}} = \text{нет данных}$	2,982	0,3	1,29	0,233	1,0	0,693	0,894	0,894	0,775	0,775
13.	$f_y = 1,0$ $f_{\text{групп}} = 7-9$	4,980	0,659	1,65	0,399	1,5	1,987	3,28	2,187	0,909	0,909
14.	$f_y = 1,5$ $f_{\text{групп}} = 4,0$	2,723	0,6	1,78	0,337	1,6	0,919	1,634	1,021	0,9	
15.	$f_y = 1,5-2,0$ $f_{\text{групп}} = 7-9$	2,201	0,840	1,8	0,457	1,6	1,027	1,849	1,156	0,889	0,889
16.	$f_y = 1,0$ $f_{\text{групп}} = 7-9$	4,38	0,890	1,76	0,505	1,75	2,211	3,9	2,229	0,992	0,994
17.	$f_y = 1,0$ $f_{\text{групп}} = 7-9$	5,118	0,867	1,91	0,454	1,87	2,322	4,436	2,372	0,979	0,979
18.	$f_y = 1,0$ $f_{\text{групп}} = 7-9$	5,422	0,713	1,73	0,412	1,7	2,233	3,867	2,274	0,982	0,989
19.	$f_y = 1,0$ $f_{\text{групп}} = 8-9$	4,478	0,87	1,95	0,447	1,87	2,001	3,895	2,083	0,96	0,959
20.	$f_y = 1,0$ $f_{\text{групп}} = 4-7$	4,328	0,896	1,98	0,452	1,86	1,958	3,88	2,086	0,938	0,939
Сред. значение \bar{x}		3,092	0,754	1,778	0,420				1,469		0,871
$\bar{x}_{\sigma-1}$		1,2198		0,232	0,0476				0,555		0,09

Таблица А.5 - Анализ паспортов БВР при применении ПВВ IV класса

№	Крепость породы в забое выра-ботки, (f)	$\frac{N_{ш}}{S_{в}} \frac{шп}{M^2}$ (а)	$\frac{Q_{ВВ}}{N_{ш}} \frac{кг}{шп}$ (в)	$\bar{l}_{ш_{ср}}, M$	$\frac{в}{\bar{l}_{ш_{ср}}}, \frac{кг}{M}$ (с)	$l_{отх}, M$	а·с кг/м ³ (q ₁)	$\frac{Q_{ВР}}{S_{вн}}, \frac{кг}{M^2}$	$\frac{Q_{ВР}}{S_{вч} \cdot l_{отх}} \cdot \frac{кг}{M^3}$ (q ₂)	q ₁ /q ₂	К.И.Ш. $\frac{l_{ш} - l_{ст}}{l_{ш}}$	Примечание
Породные забой												
1	f _{пор} = 3-4	1,295	0,817	1,74	0,469	1,40	0,608	1,058	0,755	0,805	0,805	Верх. подрывка S _{пор} =13,9, S _в = 20,5
2	f _{пор} = 4	1,406	0,900	1,82	0,494	1,60	0,694	1,266	0,791	0,877	0,879	Верх. подрывка S _{пор} =12,8, S _в = 22,0
	f _{пор} = 3-4 УГ.10П	1,882	1,000	1,80	0,555	1,50	1,045	1,882	1,255	0,833	0,833	Верх. подрывка S _{пор} =8,5, S _в = 16,0
4	f _{пор} = 4-6	3,00	0,869	1,67	0,520	1,50	1,561	2,608	1,738	0,898	0,898	Ч/п забой
5	f _{пор} = 4-6	2,483	0,958	2,15	0,446	1,60	1,106	3,379	1,487	0,744	0,744	Ч/п забой
6	f _{пор} = 6-10	3,472	0,900	2,19	0,410	2,0	1,424	3,125	1,562	0,911	0,913	Ч/п забой
7	f _{пор} = 4-6	4,333	0,850	1,97	0,432	1,80	1,871	3,686	2,048	0,914	0,914	Ч/п забой
8	f _{пор} = 7-9	3,524	0,876	1,75	0,499	1,75	1,760	3,086	1,763	0,998	1,000	Ч/п забой. Детонатор ДемZbN
9	f _{пор} = 7-9	4,123	0,900	1,80	0,500	1,50	2,062	3,711	2,474	0,833	0,833	Ч/п забой
10	f _{пор} = 7-8	4,407	0,893	2,08	0,430	1,90	1,895	3,938	2,073	0,914	0,913	Ч/п забой
11	f _{пор} = 7, 8	4,407	0,893	1,98	0,451	1,80	1,988	3,938	2,188	0,909	0,909	Ч/п забой
12	f _{пор} = 8-9	3,270	0,891	1,78	0,500	1,60	1,634	2,915	1,822	0,897	0,899	Ч/п забой
13	f _{пор} = 7-9	4,5	1,070	1,97	0,544	1,60	2,448	4,817	3,010	0,813	0,812	Ч/п забой
	f _{пор} = 8 УГЛ. Э-6	1,651	1,000	1,80	0,555	1,62	0,9172	1,651	1,019	0,900	0,900	Верх. подрывка S _{пор} =10,9M ² S _в = 16,0
Сред. значение \bar{x}		3,352	0,901	1,908	0,475				1,809		0,877	
\bar{x}_{0-1}		1,150	0,063	0,172	0,041				0,638		0,0674	

Таблица А.6 - Сводные данные значений показателей паспортов БВР, полученные в результате их обработки

№№ шп	Показатель паспорта БВР	Значения показателя по типам забоев		
		угольный	смешанный	породный
1.	Количество шпуров на 1 м ² выработки вчерне, шт/м ²	2,081±0,366	3,092±0,570	3,352±0,742
2.	Величина заряда ВВ на шпур, кг/шп.	0,615±0,00562	0,754±0,0869	0,901±0,041
3.	Средняя длина шпура, м	2,13±0,212	1,778±0,108	1,908±0,113
4.	Масса ВВ на 1 п.м. шпура, кг/м	0,296±0,033	0,420±0,035	0,475±0,027
5.	Удельный расход ВВ на 1 м ³ горного массива (уголь, порода)	0,712±0,162	1,469±0,259	1,809±0,419
6.	Коэффициент использования шпура, КИШ	0,889±0,052	0,871±0,042	0,877±0,044

Таблица А.7 - Анализ паспортов БВР при применении ВВ V-VI классов

№	Наименование выработки, забоя	$S_{\text{выр}}, \text{м}^2$	f	$N_{\text{шт}}$, шт	$l_{\text{шт}}, \text{м}$	Масса шпурового заряда, кг	Марка электродов тонаторов ; серия замедлителей	Расстояние между шпурами, м	Тип ВВ	Расход ВР, кг	η	logx.	Удельн. расход ВВ на $\text{м}^3 \text{кг}/\text{м}^3$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1у*	Трубный ходок пл М3 ш. Чайкино	2,9	$f_y = 2$	10	0,8-2 1,5-8	0,8-0,4 1,5-0,6/0,8	ЭДКЗПМ -15 1-3-5-7	0,5-0,45м	10П	6,0кг	0,9	1,35м	1,533
2у	Нижняя ниша разгруз. лавы №2 пл М3 ш. Чайкино	6,4	$f_y = 1-1,5$	16	1,0-4 2,0-4 1,8-8	1,0-0,4кг 2,0-0,8 1,8-0,6	ЭДКЗПМ -5 1-3-5-7	0,8м	13П	9,6	-	1,60	0,938
3у	Нижняя ниша разгруз. лавы №2 пл М3 ш. Чайкино	6,4	-//-	16	1,0-4 2,5-4 2,0-8	1,0-0,4 2,5-1,0 2,0-1,0	-//-	0,8	13П	13,6	-	1,8	1,18
4	Бортовой уклон №3 по углу ш. Багова	4,6	$f_y = 1$ $f_n = 9$	20	1,0-4 2,5-4 2,0-12	1,0-0,6 2,5-0,9 2,0-0,9	-//-	0,6	П-12ЦБ	17,7	-	1,62	2,375
5	2 пожный конв. штрек пл К5 ш. Багова	12,9	$f_y = 1,5$ $f_n = 5-6$	30	2,0-30	2,0-0,8уг. 2,0-1,0пор.	ЭДКЗПМ	0,6 0,5	13П	25,2	-	1,87	1,045
6	2 пожный конв. штрек пл К5 ш. Багова	12,9	-//-	30	2,0-30	2,0-0,8уг. 2,0-1,0пор.	-//-	0,6 0,5	Э-6	25,2	-	1,77	1,104
7	Бортовой уклон пл. К5 ш. Багова	14,0	$f_y = 1,5$ $f_n = 5-6$	36	2,0-36	2,0-0,8 2,0-1,0	-//-	0,6 0,5	13К	32,0	-	1,80	1,270
8	Бортовой уклон пл. К5 ш. Багова	14,0	-//-	36	-//-	-//-	-//-	-//-	Э-6	32,0	-	1,81	1,263
9у	Верхн.ниша1вост лавы пласта Н10 ^б ш. 10-бис	16,6	$f_y = 1,5-2,0$	42	1,8-42	1,8-0,4/0,6	-//-	0,6	13П/1	21,6	-	1,55	0,839
10у	Верхн.ниша1вост лавы пласта Н10 ^б ш. 10-бис	16,6	-//-	42	1,8-42	0,4-0,6	-//-	0,6	10П	21,6	-	1,55	0,839

Продолжение таблицы А.7

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
11	Ходок 1 вост. лавы пласта Н ₁₀ ^б ш. 10-бис	10,6	f _y = 1,5-2,0 f _n = 4-6	35	1,8-14уг 1,8-21пор.	0,8	-/-	0,6	13П/1	29,6	-	1,62	1,724
12	Ходок 1 вост. лавы пласта Н ₁₀ ^б ш. 10-бис	10,6	-/-	35	-/-	-/-	-/-	-/-	10П	29,6	-	1,62	1,724
13 (y)	Нижняя ниша 1 вост. лавы пласта Н ₁₀ ^б	7,5	f _y = 1,5-2,0	18	1,8-18	0,6	-/-	0,6	13П/1	11,2	-	1,55	0,963
14 (y)	Нижняя ниша 1 вост. лавы пласта Н ₁₀ ^б	7,5	-/-	18	18	0,6	-/-	0,6	10П	11,2	-	1,55	0,963
15 (y)	Нижняя ниша лавы пл. Д6 ш. Горская	7,42	1,5	16	1,8	0,8	-/-	0,6	Э-6	12,8	-	1,62	1,065
16 (y)	Нижняя ниша лавы пл. Д6 ш. Горская	7,42	1,5	16	1,8	0,8	-/-	0,6	селекти т	12,8	-	1,7	1,015
17 (п)*	Вент. штрек северной лавы пл. Д1 ш. Горская	3,1	4	6	2,0	1,2	-/-	0,4	Э-6	7,2	-	1,7	1,366
18 (п)	Вент. штрек северной лавы пл. Д1 ш. Горская	3,1	4	6	2,0	1,2	-/-	0,4-0,5	селекти т	7,2	-	1,8	1,29
19	4-й бремсберг пл Д6 ш. №10	10,9	f _y =1,5 f _n =3-4	22	2,0	1,2-1,4	-/-	-/-	Э-6	29,6	-	1,6	1,697
20	4-й бремсберг пл Д6 ш. №10	10,9	-/-	22	2,0	1,0	-/-	-/-	селекти т	22,0	-	1,8	1,121
21 (y)	5 вост. разрез ш. №10	2,55	f _y =1,5	7	1,8	0,8-1,0	-/-	0,6	Э-6	6,6	-	1,4	1,849
22 (y)	5 вост. разрез ш. №10	2,55	f _y =1,5	7	1,8	0,8-1,0	-/-	0,6	селекти т	6,6	-	1,5	1,725

Продолжение таблицы А.7

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
23 (у)	Разрез лавы пл. І ₃ ш. №4-6	2,25	f _y =1,2	9	2,0	0,8-1,0	-/-	0,6	Э-6	8,6	-	1,6	2,389
24 (у)	Разрез лавы пл. І ₃ ш. №4-6	2,25	f _y =1,2	9	2,0	0,8-1,0	-/-	0,6	селектив	8,6	-	1,8	2,123
25	Трансп. штрек 2 вост. лавы пл К ₁₀ ш. 4-6	6,3	f _y =1,5 f _п =7	18	2,0	0,8-1,0	-/-	0,6	Э-6	19,2	-	1,6	1,905
26	Трансп. штрек 2 вост. лавы пл К ₁₀ ш. 4-6	6,3	-/-	18	2,0	0,8-1,0	-/-	0,6	селектив	19,2	-	1,8	1,693
27 (у)	Верхняя ниша пл. Н ₁₀ ⁶ уч. №1 ш. 10Бис	16,6	1,5	42	1,8	0,4-0,6	-/-	0,6	10П	21,6		1,55	0,839
28 (у)	Верхняя ниша пл. Н ₁₀ ⁶ уч. №1 ш. 10Бис	16,6	1,5	56	1,8	0,6	-/-	0,6	П12ЦБ	33,6		1,1	1,840
29	Гл. вент. горизонт пл. Н ₁₀ ⁶ ш. 10Бис	15,8	f _y =1,5 f _п =4-6	44	1,8	0,4-0,6	-/-	-/-	10П	26,0		1,58	1,041
30	Гл. вент. горизонт пл. Н ₁₀ ⁶ ш. 10Бис	15,8	f _y =1,5 f _п =4-6	44	1,8	0,4-0,6	-/-	-/-	Э-6	26,0		1,65	0,997
31 (п)	Коренной отк. штрек уч. ШСУ	15,9	f=4-6	57	1,5	0,8-1,0	-/-	-/-	10П	45,2		1,3	2,187
32 (п)	Коренной отк. штрек уч. ШСУ ш. 10Бис	15,9	f=4-6	57	1,5	0,6	-/-	-/-	Т-19	45,2		1,4	2,030
33 (п)	Бортовой уклон №13 бис. пл. К ₆ ^н ш. Батова	7,0	f _п =5-6	12	1,5	1,0	-/-	-/-	10П	12,6		1,35	1,333
34 (п)	Бортовой уклон №13 бис. пл. К ₆ ^н ш. Батова	7,0	f _п =5-6	12	1,5	0,9	-/-	-/-	П12ЦБ	11,7		1,2	1,393
35 (у)	Верхн. ниша 12 северной лавы ш. Холодная балка	5,6	f _y =1,5	16	1,6	0,66	-/-	-/-	П12ЦБ	8,3		1,28	1,158
36 (у)	Верхн. ниша 12 северной лавы ш. Холодная балка	5,6	f _y =1,5	16	1,6	0,6	-/-	-/-	10П	7,2		1,33	0,967
37	Конв. уклон пл. К ₃ ³ ш. XVII партсъезда	13,1	f _y =2,0 f _п =3-4	47	2,0	1,0	-/-	-/-	13П	48,6		1,6	2,32

Окончание таблицы А.7

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
38	Конв. уклон пл. К ₃ ³ ш. XVII партсъезда	13,1	f _y =2,0 f _п =3-4	47	2,0	1,0	-/-	-/-	Э-6	48,6		1,54	2,41
39	Бортовой уклон пл. К ₃ ³ ш. XVII партсъезда	13,1	-/-	39	2,5	1,0	-/-	-/-	13П	38,6		2,13	1,383
40	Бортовой уклон пл. К ₃ ³ ш. XVII партсъезда	13,1	-/-	39	2,5	1,0	-/-	-/-	Э-6	38,6		2,0	1,473
41	Верхн. ниша лавы 17 зап. пл. К ₂ ² ш. XVII партсъезда	7,0	1,5	24	1,8	0,8	-/-	-/-	13П	19,6		1,62	1,728
42	Верхн. ниша лавы 17 зап. пл. К ₂ ² ш. XVII партсъезда	7,0	1,5	24	1,8	0,8	-/-	-/-	Э-6	19,6		1,53	1,830
43	Разрез 18-й зап. лавы К ₂ ² ш. XVII партсъезда	4,68	1,5	19	1,8	0,8	-/-	-/-	13П	15,6		1,53	2,179
44	Разрез 18-й зап. лавы К ₂ ² ш. XVII партсъезда	4,68	1,5	19	1,8	0,8	-/-	-/-	Э-6	15,6		1,4	2,381
45	Нижн. ниша пл. l ₈ ш. Лидиевка	6,7	1,5	18	1,4	0,4	-/-	-/-	Э-6	7,2		1,26	0,853
46	Верхняя ниша ш. Лидиевка	5,6	1,5	18	1,6	0,6	-/-	-/-	13П	10,8		1,52	1,341

(y)* – угольные забои

(п)* – породные забои

Отсутствие (y) и (п) – смешанные забои

Таблица А.8 - Угольные забои с применением ВВ V и VI классов

Наименование забоя выработки, шахты	ПВВ, класс	$\frac{N_{III}}{S_{VЧ}}, \frac{шп}{м^2}$ (а)(1)	$\frac{Q_{ВВ}}{N_{ш}}, \frac{кг}{шп}$ (в)(2)	Средняя длина шпура, $l_{ш}, м$ (3)	$\frac{в}{l_{шп}}, \frac{кг}{м}$ (с)(4)	Отход за взрыв, $l_{отх}, м$	а.с, $кг/м^3$ (q1)	$\frac{Q_{ВВ}}{S_{вч}}, \frac{кг}{м^3}$	$\frac{Q_{ВВ}}{S_{вч} \cdot l_{отх}}, \frac{кг}{м^3}$ (5) (q2)	q1/q2	К.И.Ш $\frac{l_{отх}}{l_{шп}}$ (б)	Способ иницииров. шпуровых зарядов
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Трубный ходок пл. М3 ш. Чай-кино уголь f=2.0	10П VI кл.	3,448	0,56	1,36	0,412	1,35	1,420	1,059	1,430	0,993	0,993	Прямое
Ниж. ниша разгр. лавы №2 пл. М3 ш. Чайкино уголь f=1.0-1,5	13П V класс	2,5	0,6	1,65	0,364	1,60	0,909	1,5	0,9375	0,969	0,969	Прямое
То же	13П V класс	2,5	0,85	1,87	0,454	1,80	1,136	2,125	1,180	0,963	0,963	Прямое
Верхн. ниша пл. Н10 вост. лавы ш. №10БИС f=1.5-2.0	13П/1 V класс	2,53	0,5	1,80	0,278	1,55	0,703	1,265	0,816	0,861	0,861	Прямое
То же	10П VI класс	2,53	0,85	1,80	0,278	1,55	0,703	1,265	0,816	0,861	0,861	Прямое
Нижняя ниша 1 вост. лавы пл. Н10 ш. №10БИС f=1.5-2.0	13П/1 V класс	2,4	0,6	1,8	0,333	1,55	0,8	1,44	0,929	0,861	0,861	Прямое
То же	10П VI класс	2,4	0,6	1,8	0,333	1,55	0,8	1,44	0,929	0,861	0,861	Прямое

Продолжение таблицы А.8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Нижн. ниша лавы пл. Д ₆ ш. Горская f=1.5	Э-6 V класс	2,156	0,8	1,80	0,444	1,62	0,958	1,725	1,065	0,900	0,900	Прямое
То же f=1.5	селекти т V класс	2,156	0,8	1,80	0,444	1,62	0,958	1,725	1,015	0,944	0,944	Прямое
5 вост. разр. ш. №10 f=1.5	Э-6 V класс	2,754	0,886	1,8	0,492	1,4	1,351	2,431	1,737	0,778	0,778	Прямое
То же	селекти т V класс	2,754	0,886	1,8	0,492	1,5	1,351	2,431	1,621	0,834	0,833	Прямое
Разрез лавы пл. 1/3 ш. №4-6 f=1.2	Э-6 V класс	4,0	0,933	2,0	0,467	1,6	1,867	3,733	2,333	0,8	0,8	Прямое
То же	селекти т V класс	4,0	0,933	2,0	0,467	1,8	1,867	3,733	2,074	0,9	0,9	Прямое
Верхн. ниша пл. Н ₁₀ уч. №1 ш. №10 ^{бис} f=1.5	Угл. 10П VI кл.	2,53	0,514	1,8	0,286	1,55	0,723	1,301	0,839	0,861	0,861	Прямое
Верхн. ниша 12 северн. лавы ш. Холодная Балка f=1.5	П12ЦБ VI класс	2,857	0,6	1,6	0,375	1,28	1,071	1,714	1,339	0,8	0,8	Прямое
То же	10П VI класс	2,857	0,6	1,6	0,375	1,33	1,071	1,714	1,288	0,831	0,831	Прямое
Верхн. ниша 17 зап. лавы пл. К ₂ ш. им. XVIII парт. съезда	13П V класс	3,428	0,8	1,8	0,444	1,62	1,523	2,743	1,693	0,899	0,900	Прямое

Продолжение таблицы А.8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
То же	Э-6 V класс	3,428	0,8	1,8	0,444	1,53	1,523	2,743	1,793	0,849	0,85	Прямое
Разрез №18 зап. лавы пл. К ₂ ш. им. XVIII парт. съезда f=1.5	13П V класс	4,06	0,8	1,8	0,444	1,53	1,804	3,248	2,123	0,849	0,85	Прямое
То же	Э-6 V класс	4,06	0,8	1,8	0,444	1,4	1,804	3,248	2,32	0,778	0,778	Прямое
Разрез №15 14 лавы пл. Л ₂ ш. Московская f=2	13П V класс	2,745	0,7	1,5	0,467	1,28	1,281	1,921	1,501	0,853	0,853	Прямое
То же	Э-6 V класс	2,745	0,7	1,5	0,467	1,20	1,281	1,921	1,601	0,800	0,800	Прямое
Разрезная печь 5 зап. лавы пл. l ₆ ш. Лидиевка	13П V класс	4,598	0,433	1,5	0,289	1,35	1,328	1,992	1,476	0,9	0,9	Прямое
То же	Э-6 V класс	4,598	0,433	1,5	0,289	1,2	1,328	1,992	1,66	0,8	0,8	Прямое
Нижняя ниша пл. l ₈ ш. Лидиевка	13П V класс	2,686	0,4	1,4	0,286	1,38	0,767	1,075	0,779	0,985	0,986	Прямое
То же	Э-6 V класс	2,686	0,4	1,4	0,286	1,26	0,767	1,075	0,853	0,899	0,9	Прямое
Верхн. ниша ш. Лидиевка f=1.5	13П V кл.	3,396	0,6	1,6	0,375	1,52	1,274	2,038	1,3408	0,95	0,95	Прямое
То же	Э-6 V класс	3,396	0,6	1,6	0,375	1,36	1,274	2,038	1,4985	0,85	0,85	Прямое
Нижн. ниша ш. Лидиевка f=1.5	13П V кл.	3,755	0,6	1,8	0,333	1,62	1,25	2,252	1,391	0,899	0,9	Прямое
То же	Э-6 V класс	3,755	0,6	1,8	0,333	1,44	1,25	2,252	1,564	0,8	0,8	Прямое

Продолжение таблицы А.8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Верхн. ниша 3 ^я зап. лава пл. К8 ш. им. Абакумова	13П V кл.	3,75	0,6	1,6	0,375	1,55	1,406	2,25	1,452	0,968	0,969	Прямое
То же	Э-6 V класс	3,75	0,6	1,6	0,375	1,40	1,406	2,25	1,607	0,875	0,875	Прямое
Нижн. ниша ш. Абакумова	13П V кл.	2,5	0,6	1,6	0,375	1,55	0,937	1,5	0,968	0,968	0,968	Прямое
То же	Э-6 V класс	2,5	0,6	1,6	0,375	1,40	0,937	1,5	1,071	0,875	0,875	Прямое
Верхн. ниша пл. К8 2-я зап. лава ш. Абакумова	13П V кл.	4,722	0,565	1,4	0,403	1,38	1,905	2,667	1,932	0,986	0,986	Прямое
То же	Э-6 V класс	4,722	0,565	1,4	0,403	1,36	1,905	2,667	1,961	0,971	0,971	Прямое
Нижн. ниша ш. Абакумова	13П V кл.	5,0	0,4	1,4	0,286	1,30	1,428	2,0	1,538	0,928	0,928	Прямое
То же f=1.5	Э-6 V класс	5,0	0,4	1,4	0,286	1,20	1,428	2,0	1,667	0,857	0,857	Прямое
Верхн. ниша пл. тз уч. №2 ш. им. Челюскин-цев f=2,0	Э-6 V класс	1,5	0,4	1,0	0,4	0,9	0,6	0,6	0,667	0,9	0,9	Прямое
То же	10П VI кл.	1,5	0,4	1,0	0,4	0,8	0,6	0,6	0,75	0,8	0,8	Прямое
Разрез 1-й вост. лавы пл. h ₁₀ УПР-1 ш. Петровского	Э-6 V класс	3,75	0,6	1,2	0,5	0,9	1,875	2,25	2,5	0,75	0,75	Прямое
То же	10П VI кл.	3,75	0,6	1,2	0,5	0,84	1,875	2,25	2,678	0,7	0,7	Прямое

Окончание таблицы А.8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Верхн. ниша 1-й вост. лавы пл. h8 ш. Петровского	Э-6 V класс	1,5	0,4	1,2	0,333	1,01	0,5	0,6	0,594	0,842	0,842	Прямое
То же	10П VI кл.	1,5	0,4	1,2	0,333	0,95	0,5	0,6	0,631	0,792	0,792	Прямое

Таблица А.9 - Смешанные и породные забои с применением ВВ V и VI класса

Наименование выработки шахты	ПВВ, класс	$\frac{N}{S_{вч}}, \frac{шт}{м^3}$ (а)	$\frac{Q_{ВВ}}{N_{шт}}, \frac{кг}{шт}$ (в)	Ср. дл. шпура $l_{ш}, м$ (3)	$\frac{b}{l_{шт}}, \frac{кг}{м}$ (с) (4)	Отход за взрыв, $l_{отх}, м$ 7	а·с $q_1,$ кг/м ³ 8	$\frac{Q_{ВВ}}{S_{вч}}, \frac{кг}{м^2}$ 9	$\frac{Q_{ВВ}}{S_{вч}} \cdot \frac{кг}{м^3}$ (q ₂) (5)	q ₁ /q ₂ 11	К.И.Ш. $l_{отх}/l_{шт}$ (6) 12	Способ иниции р. ВВ 13
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Смешанные забои												
2-й южный	V, 13П	2,326	0,84	2,0	0,42	1,87	0,977	1,953	1,045	0,935	0,935	прямое
2 южный конв. штрек пл. К ₅ ш. Батова	V, Э-6	2,326	0,84	2,0	0,42	1,77	0,977	1,953	1,104	0,885	0,885	прямое
Бортовой уклон пл. К ₅ ш. Батова	V, 13К	2,571	0,888	2,0	0,444	1,8	1,143	2,286	1,27	0,90	0,90	прямое
Бортовой уклон пл. К ₅ ш. Батова	V, Э-6	2,571	0,888	2,0	0,444	1,81	1,142	2,286	1,263	0,904	0,905	прямое
Ходок вост. лавы пл Н ₁₀ ш. 10 бис	V, 13П/1	3,302	0,864	1,8	0,470	1,62	1,552	2,792	1,724	0,9	0,9	прямое

Продолжение таблицы А.9

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Ходок вост. лавы пл Н ₁₀ ш. 10 бис	V, 10П	3,302	0,864	1,8	0,470	1,62	1,552	2,792	1,724	0,9	0,9	прямое
4-й бремсберг пл. Д ₆ ш. № 10	V, Э-6	2,018	1,345	2,0	0,673	1,6	1,358	2,716	1,697	0,8	0,8	прямое
4-й бремсберг пл. Д ₆ ш. № 10	V, селектит	2,018	1,0	2,0	0,5	1,8	1,009	2,018	1,121	0,9	0,9	прямое
Трансп. штрек 2 вост. лавы пл К ₁₀ ш. 4-6	V, Э-6	2,857	1,066	2,0	0,533	1,6	1,524	3,048	1,905	0,8	0,8	прямое
Трансп. штрек 2 вост. лавы пл К ₁₀ ш. 4-6	V, селектит	2,857	1,066	2,0	0,533	1,6	1,524	3,048	1,693	0,9	0,9	прямое
2-й вент. горизонт пл. Н ₁₀ ш. 10бис	VI, 10П	2,785	0,59	1,8	0,328	1,58	0,914	1,646	1,041	0,878	0,878	прямое
2-й вент. горизонт пл. Н ₁₀ ш. 10бис	V, Э-6	2,785	0,59	1,8	0,328	1,65	0,914	1,646	0,9976	0,916	0,916	прямое
Конв. уклон пл. К ₃ ш. XVII парт. съезда	V, 13П	3,588	1,034	2,0	0,517	1,6	1,855	3,709	2,319	0,8	0,8	прямое

Окончание таблицы А.9

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Конв. уклон пл. К ₃ ш. XVII парт. съезда	V, Э-6	3,588	1,034	2,0	0,517	1,54	1,855	3,709	2,41	0,77	0,77	прямое
Бортовой уклон пл. К ₃ ш. XVII парт. съезда	V, 13П	2,977	0,99	2,5	0,396	2,13	1,179	2,946	1,383	0,852	0,852	прямое
Бортовой уклон пл. К ₃ ш. XVII парт. съезда	V, Э-6	2,977	0,99	2,5	0,396	2,0	1,179	2,946	1,473	0,8	0,8	прямое
Породные забои												
Вент. штрек сев. лавы пл. Д ₁ ш. Горная	V, Э-6	1,935	1,2	2,0	0,6	1,7	1,161	2,323	1,366	0,85	0,85	прямое
Вент. штрек сев. лавы пл. Д ₁ ш. Горная	V, селектит	1,935	1,2	2,0	0,6	1,7	1,161	2,323	1,2905	0,9	0,9	прямое
Корен. откаточный штрек уч. ШПСУ	VI, 10П	3,585	0,793	1,5	0,529	1,3	1,896	2,843	2,187	0,867	0,867	прямое
Бортовой уклон №13 пл. К ₆ ш. Батова	VI, 10П	1,714	1,05	1,5	0,7	1,35	1,199	1,8	1,333	0,9	0,9	прямое
Бортовой уклон №13 пл. К ₆ ш. Батова	VI, П12ЦБ	1,714	0,975	1,5	0,65	1,2	1,199	1,8	1,5	0,8	0,8	прямое

Таблица А.10 - Расчетные показатели параметров паспортов БВР для забоев выработок проводимых по невыбросоопасным пластам.

	$\frac{N}{S_{вч}}, \frac{ин}{м^2}$	$\frac{Q}{N_{ин}}, \frac{кг}{ин}$	$l_{ш}, м$	$\frac{b}{l_{ин}}, \frac{кг}{м}$	К.И.Ш.	$\frac{Q_{BB}}{S_{вч} \cdot l_{омх}}, \frac{кг}{м^3}$
V класс						
Угольные забои						
n = 39 t ₃₈ (0,975)= 2,03	$x_{\sigma_n} = 0,917$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,929$ $\bar{x} = 3,245 \pm 0,302$	$x_{\sigma_n} = 0,163$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,165$ $\bar{x} = 0,625 \pm 0,054$	$x_{\sigma_n} = 0,216$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,219$ $\bar{x} = 1,613 \pm 0,071$	$x_{\sigma_n} = 0,066$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,067$ $\bar{x} = 0,388 \pm 0,022$	$x_{\sigma_n} = 0,067$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,068$ $\bar{x} = 0,89 \pm 0,022$	$x_{\sigma_n} = 0,479$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,485$ $\bar{x} = 1,442 \pm 0,158$
Смешанные забои						
n = 14 t ₁₃ (0,975)= 2,16	$x_{\sigma_n} = 0,487$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,506$ $\bar{x} = 2,769 \pm 0,292$	$x_{\sigma_n} = 0,163$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,169$ $\bar{x} = 0,958 \pm 0,097$	$x_{\sigma_n} = 0,199$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,206$ $\bar{x} = 2,043 \pm 0,119$	$x_{\sigma_n} = 0,081$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,084$ $\bar{x} = 0,471 \pm 0,048$	$x_{\sigma_n} = 0,054$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,056$ $\bar{x} = 0,862 \pm 0,032$	$x_{\sigma_n} = 0,436$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,452$ $\bar{x} = 1,529 \pm 0,26$
Породные забои						
n = 2	$\bar{x} = 1,935$	$\bar{x} = 1,2$	$\bar{x} = 2,0$	$\bar{x} = 0,6$	$x_{\sigma_n} = 0,025$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,035$ $\bar{x} = 0,875$	$x_{\sigma_n} = 0,038$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,0534$ $\bar{x} = 1,33$
VI класс						
Угольные забои						
n = 13 t(0,975)= 2,18	$x_{\sigma_n} = 0,662$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,627$ $\bar{x} = 2,627 \pm 0,379$	$x_{\sigma_n} = 0,0728$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,0757$ $\bar{x} = 0,552 \pm 0,046$	$x_{\sigma_n} = 0,244$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,254$ $\bar{x} = 1,52 \pm 0,154$	$x_{\sigma_n} = 0,054$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,056$ $\bar{x} = 0,368 \pm 0,034$	$x_{\sigma_n} = 0,085$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,084$ $\bar{x} = 0,871 \pm 0,051$	$x_{\sigma_n} = 0,496$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,516$ $\bar{x} = 1,148 \pm 0,312$
Смешанные забои						
n = 2	$x_{\sigma_n} = 0,285$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,366$ $\bar{x} = 3,044$	$x_{\sigma_n} = 0,128$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,181$ $\bar{x} = 0,718$	$\bar{x} = 1,8$	$x_{\sigma_n} = 0,071$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,10$ $\bar{x} = 0,399$	$x_{\sigma_n} = 0,011$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,015$ $\bar{x} = 0,889$	$x_{\sigma_n} = 0,342$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,483$ $\bar{x} = 1,383$
Породные забои						
n = 3 t(0,975)= 4,3	$x_{\sigma_n} = 0,882$ $x_{\sigma_{n-1}} = 1,08$ $\bar{x} = 2,338 \pm 2,06$	$x_{\sigma_n} = 0,108$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,132$ $\bar{x} = 0,939 \pm 0,33$	$\bar{x} = 1,5$	$x_{\sigma_n} = 0,0718$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,088$ $\bar{x} = 0,626 \pm 0,22$	$x_{\sigma_n} = 0,042$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,051$ $\bar{x} = 0,856 \pm 0,126$	$x_{\sigma_n} = 0,37$ $x_{\sigma_{n-1}} = 0,453$ $\bar{x} = 1,673 \pm 1,123$

Таблица А.11 - Средние значения параметров паспортов БВР при взрывных работах ПВВ IV класса (согрясагательное взрывание) и параметров паспортов при обычных взрывных работах с использованием ПВВ V и VI классов

№№ пш	Параметры паспорта БВР	Значение параметра в зависимости от типа забоя и класса ПВВ при БВР											
		угольный			смешанный			породный					
		IV кл.	V кл.	VI кл.	IV кл.	V кл.	VI кл.	IV кл.	V кл.	VI кл.			
1.	Количество шпуров на м ² выработки вчерне, шт] м ²	2,081	3,245	2,628	3,092	2,769	3,044	3,352	1,935	2,338			
2.	Величина заряда ВВ на шпур, кг/шп.	0,615	0,625	0,552	0,754	0,958	0,718	0,901	1,20	0,939			
3.	Средняя длина шпура, м	2,13	1,613	1,52	1,778	2,043	1,80	1,908	2,0	1,5			
4.	Масса ВВ на 1 м шпура, кг/м	0,296	0,388	0,369	0,42	0,471	0,399	0,475	0,6	0,626			
5.	Удельный расход ВВ, 1 м ³ породы за цикл	0,712	1,442	1,148	1,468	1,529	1,383	1,809	1,33	1,673			
6.	Коэффициент использования шпура (КИШ)	0,889	0,89	0,871	0,871	0,862	0,889	0,877	0,875	0,856			
7.	Увеличение массы ПВВ на 1 м шпура, % 1У класс = 100%	100,0	131,1	125,0	100,0	112,1	95,0	100,0	126,3	131,8			
8.	Увеличение удельного расхода ВВ на 1 м ³ взорванной породы 1У класс = 100%	100,0	202,5	161,2	100,0	104,1	94,2	100,0	73,5	90,0			

Приложение Б.1

УТВЕРЖДАЮ:

И.о. главного инженера ш. им. Скочинского А.А. _____ Стихарь Г.П.
 «05» _____ 2013 г.



АКТ

внедрения разработок и использования результатов диссертационных исследований
инженера Азаматова Р.И.

1. Настоящим актом подтверждается, что основные научные результаты и рекомендации диссертационных исследований Р.И. Азаматова используются для проектирования паспортов буровзрывных работ при проведении выработок, проводимых на ш. им. А.А. Скочинского:

- обоснование конструкции шпуровых зарядов для передового рыхления вмещающих пород, обеспечивающих максимальное энерговыделение за счет исключения влияния канального эффекта на детонирующий заряд ВВ;

- проектирование глубины заходки и коэффициента использования шпуров с учетом перераспределения напряжений в призабойном массиве, разрушаемом комплектом шпуровых зарядов;

- проектирование интервалов замедления между группами взрывааемых шпуров с учетом исключения их взаимного влияния на детонационные процессы шпуровых зарядов ВВ;

- управление взрывным разрушением напряженных горных пород на больших глубинах угольных шахт проектированием очередности взрывания и схемы расположения шпуров для предотвращения и локализации возможных выбросов;

- рекомендации по проектированию параметров паспортов буровзрывных работ при проведении выработок на больших глубинах угольных шахт.

2. Основные научные результаты и рекомендации работы прошли апробацию при проведении конвейерного ходка 11 западной лавы западной панели и вентиляционного ходка 3 западной лавы уклонного поля центральной панели.

Начальник УПР1 _____

(В.А. Ковровский)

Начальник УВР _____

(В.В. Кузьмин)

Приложение Б.2



УТВЕРЖДАЮ

и. о. Директора по производству

АО «Шахтоуправление «Обуховская»

А.В. Антоньев

20 18 г.

АКТ

внедрения разработок и использования результатов диссертационных исследований Азаматова Р.И.

1. Настоящим актом подтверждается, что основные научные результаты и рекомендации диссертационных исследований Р.И. Азаматова, осуществленных в ш/у «Обуховская» с сентября 2015г по март 2016г, используются для проектирования паспортов буровзрывных работ при проведении выработок, проводимых на предприятии:

- при проектировании интервалов замедления между группами взрывааемых шпуров с учетом исключения влияния наведенного давления от взрыва смежных шпуров на детонационные процессы шпуровых зарядов ВВ;

- при проектировании расстояний между шпурами и группами шпуров для обеспечения максимально полного использования энергии взрыва шпуровых зарядов на разрушение горных пород;

- для обоснования конструкции шпуровых зарядов с целью обеспечения максимально возможного энерговыделения при их взрыве;

- для управления взрывным разрушением горных пород при проектировании очередности взрывания и схемы расположения шпуров с целью оптимизации затрат при проведении горных выработок по угольному пласту смешанным забоем.

2. Основные научные результаты и рекомендации работы прошли апробацию при проведении вентиляционной сбойки на центральный конвейерный ходок гор. -500м, центрального конвейерного ходка с гор. – 500м., монтажной камеры №28. Это позволило увеличить КИШ с 0.75 до 0.96, что оказало положительное влияние на своевременность ввода в эксплуатацию лавы №28.

3. Суммарный экономический эффект от внедрения результатов работы при проведении вышеперечисленных горных выработок по состоянию на апрель 2016 года составил 546 тыс. руб.

Заведующий горными работами по добыче
АО «Шахтоуправление «Обуховская»

В.П. Климов

Руководитель Департамента
по планированию и инвестициям
АО «Шахтоуправление «Обуховская»

О.Н. Байков

Приложение В



УТВЕРЖДАЮ

Проректор по научной работе
ДонНТУ, д.т.н., проф.

Ю.Ф. Булгаков

04 2018 г.

АКТ

внедрения в учебный процесс результатов диссертационной работы соискателя
кафедры «Строительство зданий, подземных сооружений и геомеханика»
Азаматова Р.И.

«Обоснование эффективных и безопасных параметров сотрясательного
взрывания при проведении горных выработок по выбросоопасным пластам»

Настоящим актом подтверждается, что научные результаты диссертационной работы Р.И. Азаматова используются при подготовке специалистов специальности «Горное дело» специализаций «Шахтное и подземное строительство» и «Взрывное дело» при изучении курсов «Технология и безопасность взрывных работ», «Строительство горизонтальных выработок», «Проектирование взрывных работ», а также при научной деятельности, включая выполнение научно-исследовательских работ и подготовку аспирантов.

Декан горного факультета,
заведующий кафедрой
«Строительство зданий, подземных
сооружений и геомеханика»
д.т.н., проф.

С.В. Борщевский

Приложение Г

СПРАВКА

О внедрении результатов диссертационной работы соискателя кафедры «Строительство зданий, подземных сооружений и геомеханика» ДонНТУ Азаматова Р.И. «Обоснование эффективных и безопасных параметров сотрясательного взрывания при проведении горных выработок по выбросоопасным пластам»

Настоящим документом подтверждается, что результаты диссертационной работы соискателя кафедры «Строительство зданий, подземных сооружений и геомеханика» ДонНТУ Азаматова Р.И. «Обоснование эффективных и безопасных параметров сотрясательного взрывания при проведении горных выработок по выбросоопасным пластам» использованы при разработке нормативного документа «Временных единых правил безопасности при обращении со взрывчатыми материалами промышленного назначения», разработанных и утвержденных Приказом Государственного Комитета горного и технического надзора Донецкой Народной Республики от 17 июля 2018 года № 300, согласованные с организациями в установленном Законом порядке, и введены в действие.

Главный специалист Государственной
горнотехнической инспекции надзора
в горнодобывающей промышленности, за охраной недр,
геолого-маркшейдерскими работами
и переработкой полезных ископаемых
Государственного Комитета
Гортехнадзора ДНР



А.Н. Макшеев