

**ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ УНИТАРНОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ
НАЦИОНАЛЬНЫЙ НАУЧНЫЙ ЦЕНТР ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА -
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. А.А. СКОЧИНСКОГО**

На правах рукописи

**И С А Е В
И Г О Р Ъ Р У С Л А Н О В И Ч**

**ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СРЕДСТВ
ЛОКАЛИЗАЦИИ ВЗРЫВОВ МЕТАНА И ПЫЛИ
С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА
В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

Специальность 05.26.03 – «Пожарная и промышленная безопасность»
(в горной промышленности)

Диссертация
на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
Докт.техн.наук
Джигрин А.В.

Москва
2014 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ	9
1.1. Аварии на российских и зарубежных угольных шахтах.....	9
1.2. Условия возникновения и распространения взрывов метана и угольной пыли в шахтах и их прогнозирование.....	14
1.3. Анализ систем взрывозащиты горных выработок.....	23
1.3.1. Пассивные заслоны.....	23
1.3.2. Автоматические системы взрывозащиты горных выработок.....	25
1.4. Методология оценки суммарных экономических затрат на снижение уровня риска аварийных ситуаций в шахте.....	30
Выводы по главе 1	37
Цель и задачи исследований	39
2. АНАЛИЗ АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ, СВЯЗАННЫХ СО ВЗРЫВОМ МЕТАНА И УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ В ШАХТАХ	40
2.1. Анализ очагов взрывов (вспышек) метана и пыли на угольных шахтах.....	40
2.2. Определение вероятности взрыва метана и угольной пыли.....	44
Выводы по главе 2	62
3. СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПОСЛЕДСТВИЙ ВЗРЫВОВ МЕТАНА И УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ НА ШАХТАХ	64
3.1. Оптимизация показателей ущерба от аварии.....	64
3.2. Определение показателя тяжести последствий аварий на угольной шахте.....	71
Выводы по главе 3	75
4. ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СРЕДСТВ ЛОКАЛИЗАЦИИ ВЗРЫВОВ МЕТАНА И УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ	76
4.1. Виды заслонов.....	76

4.2. Пассивные заслоны.....	77
4.2.1. Определение параметров пассивных заслонов.....	77
4.2.2. Оценка эффективности пассивных заслонов.....	80
4.2.3. Порядок размещения пассивных заслонов по сети горных выработок.....	86
4.3. Автоматические средства локализации взрывов метана и угольной пыли.....	87
4.3.1. Общие принципы автоматической взрывозащиты.....	87
4.3.2. Оптимизация параметров взрывоподавления автоматически- ми системами.....	91
4.3.3. Определение рациональных параметров автоматических средств локализации взрывов метана и угольной пыли.....	98
4.4. Определение эффективной области применения средств лока- лизации взрывов угольной пыли.....	118
4.4.1. Определение параметров распространения взрывов метана и угольной пыли для выбора средств локализации.....	118
4.4.2. Определение скорости распространения ударно-воздушной волны как функции диаметра выработки и толщины слоя пыли.....	119
4.4.3. Определение критической толщины слоя пыли.....	124
4.4.4. Определение эффективной области применения средств лока- лизации в зависимости от типа распространения взрыва.....	126
Выводы по главе 4	140
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	142
ЛИТЕРАТУРА	145
Приложение 1 Протокол совещания под председательством заместителя руководителя федеральной службы по экологическому, тех- нологическому и атомному надзору России Б.А.Красных по рассмотрению эффективности систем АСВП-ЛВ.....	151
Приложение 2 Программа и методика проведения дополнительных испытаний по проверке надежности срабатывания серийных автомати- ческих систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ.....	155

Приложение 3 Акты и протоколы проведения дополнительных испытаний по проверке надежности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ.....	181
Приложение 4 Протоколы испытаний и дополнительных испытаний автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ в Китае	218
Приложение 5 Схемы установки различных взрыволокализирующих заслонов	239

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность исследования. В ходе технического перевооружения угольных шахт получили широкое применение прогрессивные технологии с использованием механизированных добычных комплексов. Расширены объемы применения проходческих комбайнов, осуществляется переход на комплексную механизацию всех технологических процессов проходческого цикла на базе унификации сечения выработок и использования новых высокопроизводительных механизмов. Механизация очистных и проходческих работ, совершенствование организации труда и управления отраслью позволили повысить нагрузку на забои, обеспечить рост производительности труда.

Одновременно с этим в отрасли уделялось внимание обеспечению безопасных и здоровых условий труда, включая меры по предупреждению опасности взрывов метана и угольной пыли.

Однако, как показывает практика, широкое внедрение прогрессивной технологии и техники угледобычи с одновременным осуществлением комплекса мер по обеспечению безопасности ведения горных работ полностью не устраняет угрозу очаговых воспламенений метана и взрывов пылегазовых смесей в угольных шахтах.

В период с 1991 по 2011 годы на шахтах России произошло более 100 взрывов (вспышек) метана и угольной пыли. Последние трагические события произошедшие в 2010 г., связанные со взрывом метана и угольной пыли в ОАО «Распадская», унесшим жизнь 91 шахтера, подтверждают актуальность и практическую значимость проведения исследований, направленных на установление закономерностей возникновения и распространения по горным выработкам взрывов метана и угольной пыли, а также создание и внедрение эффективных средств взрывозащиты, прежде всего средств локализации взрывов метана и угольной пыли.

Идея работы заключается в научном обосновании эффективной области применения средств локализации на основе прогнозной оценки распространения взрыва по сети горных выработок с определением, прежде всего, скорости распространения ударно-воздушной волны и фронта пламени и учетом технических параметров различных типов заслонов, определенных экспериментальным путем.

Методы исследований. Общей теоретической и методологической базой диссертационной работы явились научные труды отечественных и зарубежных

ученых и практиков в области промышленной безопасности и надежности технических систем. При решении поставленных задач использовался комплексный метод, включающий в себя научное обобщение, анализ аварийных ситуаций, методы математической статистики, аналитические исследования, а также комплекс стендовых и натуральных экспериментов.

Основные положения выносимые автором на защиту, заключаются в следующем:

- Прогноз взрывоопасных ситуаций в сети горных выработок, а также оптимизация показателей ущерба от аварий, посредством варьирования показателя вероятности аварии и математического ожидания ущерба от нее, определенного на основании разработанного критерия, позволяющего классифицировать аварии по тяжести их социально-экономических последствий, позволяет выбрать более эффективный способ пылевзрывозащиты горных выработок, в том числе средства локализации взрывов метана и угольной пыли;

- Основными параметрами, определяющими эффективность средств локализации взрывов метана и угольной пыли, помимо концентрации огнетушащего вещества C_{II} являются время формирования t_{ϕ} и время жизни $t_{ж}$ огнетушащего вещества в заслоне, при этом, в зависимости от сечения горной выработки, для автоматических заслонов C_{II} меньше в 80-200 раз, t_{ϕ} меньше в 30 раз, а $t_{ж}$ больше чем в 100 раз относительно пассивных водяных (сланцевых) заслонов;

- Технические параметры автоматических заслонов обеспечивают локализацию взрыва метана и угольной пыли, фронт пламени которого распространяется со скоростью 40-660 м/с, в то время как пассивные водяные и сланцевые заслоны обеспечивают локализацию взрывов метана и угольной пыли, фронты пламени которых распространяется со скоростью 100-285 м/с и 80-235 м/с соответственно;

- Технологические схемы расстановки и выбор средств локализации взрывов метана и угольной пыли должны базироваться на оценке их технических параметров в зависимости от скорости распространения фронта пламени по сети горных выработок.

Научная новизна работы состоит в следующем:

1. Разработаны методические рекомендации по оценке последствий взрывов метана и угольной пыли и предложен критерий позволяющий классифицировать аварии по тяжести их социально-экономических последствий.

2. Установлена зависимость скорости распространения ударной волны от приведенного диаметра выработки и толщины слоя отложившейся угольной пыли с определением критической толщины слоя пыли, допускающей распространение самоподдерживающейся детонации в таких пылевоздушных системах.

3. Разработан методический подход комплексного изучения технических и социально-экономических условий повышения уровня безопасности, направленный на снижение тяжести последствий взрывов метана и угольной пыли посредством определения эффективной области применения автоматических и пассивных водяных (сланцевых) заслонов, в зависимости от скорости распространения фронта пламени по сети горных выработок.

Достоверность и обоснованность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждаются: анализом значительного количества публикаций по исследуемой и смешанным проблемам, изучением большого объема статистической информации, использованием в реализации научной задачи современных методов статистического анализа, теории безопасности и надежности систем, а также практическим использованием результатов работы на угольных шахтах России.

Практическая значимость работы заключается в обосновании рациональных параметров средств локализации взрывов метана и угольной пыли и технологических схем их расстановки по сети горных выработок, а также в обосновании необходимости замены устаревших пассивных средств взрывозащиты горных выработок на современные автоматические системы взрывоподавления-локализации взрывов в шахте.

Предложенная методика определения и оптимизации показателей ущерба от аварии может быть использована для оценки условий страхования техногенных рисков.

Реализация результатов работы. Результаты выполненных исследований составной частью вошли в «Инструкцию по применению средств локализации и предупреждения взрывов пылегазовоздушных смесей в горных выработках угольных шахт», зарегистрированную в Минюсте России 25.12.2012г., рег.№ 26359 и утвержденную приказом Ростехнадзора №634 от 6 ноября 2012г.

Апробация работы. Основные положения и практические результаты диссертационной работы докладывались и обсуждались на международных и российских научно-технических конференциях, совещаниях, выставках, в том числе: Международной специализированной выставке угледобывающих и уг-

леперерабатывающих технологий и оборудования УГОЛЬ/МАЙНИНГ 2010 (Украина, г.Донецк, 2010 г.), Межгосударственной выставке «20 лет СНГ: к новым горизонтам партнерства» (ВВЦ, г.Москва, 2011 г.), Международной выставке-ярмарке «ЭКСПО-СИБИРЬ» (г.Кемерово, 2011 г), Международной научно-практической конференции «Современные технологии ведения взрывных работ, промышленные взрывчатые вещества и техногенная безопасность» (ИПКОН РАН, г.Москва, 2012 г).

Публикации. По теме диссертации опубликовано 9 научных работ, из них 5 в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки России.

Объем и структура работы. Диссертационная работа состоит из введения, четырех глав, заключения, 5 приложений, содержит 150 стр., 33 рисунка, 17 таблиц и списка литературы из 83 наименований.

1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Аварии на российских и зарубежных угольных шахтах

Добыча угля во всех странах мира сопровождалась авариями и катастрофами, в результате которых пострадали миллионы горнорабочих. Перечень только наиболее крупных аварий и катастроф, происшедших в XX веке на зарубежных шахтах, представлены в таблице 1.1 свидетельствует о большом количестве человеческих жертв на угольных предприятиях [1-4].

Таблица 1.1 – Наиболее крупные катастрофы, происшедшие на Российских и зарубежных угольных шахтах в XX веке.

Год	Страна	Наименование шахты (фирмы, компании, города, штата, бассейна)	Вид аварии	Число смертельно пострадавших человек
1	2	3	4	5
1900	США	Унтер-Кортгерс-Софилд	Взрыв	200
1902	США	Фретервилль, штат Тенесси	Взрыв	201
1906	Франция	Шахта Кюрьер	Взрыв	1230
1906	Япония	Шахта в г. Нагассаки	Взрыв	250
1907	США	Дермайн, г. Питсбург	Взрыв	250
1907	США	Иоленд, г. Питсбург	Взрыв	500
1907	США	Дарр Джекобе Крук	Взрыв	239
1907	США	Шахты компании Фермонт	Взрыв	400
1907	Япония	Тогоока, провинц. Бунго	Взрыв	471
1908	Германия	Радбод, Вестфалия	Взрыв	335
1908	США	Мариани, г. Питсбург	Взрыв	300
1908	США	Ш. Общества св. Павла Черри	Взрыв	260
1909	США	Черри	Пожар	267
1910	Мексика	Паоло	Пожар	200
1910	Англия	Ш. № 3, Халтон	Пожар	344
1911	США	Ш. Никевилле, штат Тенеси	Пожар	202
1911	США	Претория	Пожар	341
1912	Япония	Юбари, остров Иессо	Взрыв	283

Продолжение таблицы 1.1

1	2	3	4	5
1913	Англия	Сенгенгенидд	Взрыв	439
1913	Англия	Юниверсал, Кардифф	Взрыв	427
1913	США	Каусон, Нью-Мексико	Взрыв	325
1914	Колумбия	Хильрест, Кельгтон	Взрыв	206
1942	Япония	Хонкейко, Маньчжурия	Взрыв	1527
1946	Германия	Гимберг	Взрыв	404
1958	Индия	Анансоль	Взрыв	218
1962	Германия	Луизенталь	Взрыв	299
1963	Япония	Микава	Взрыв	457
1965	Индия	Бохори	Взрыв	375
1965	Югославия	Добрня	Взрыв	375
1965	Япония	Яmano	Взрыв	331
1969	Мексика	Барратерано	Взрыв	300
1969	США	Консол № 9, Консолидейшн Коул	Взрыв	78
1972	Родезия	Банки	Взрыв	400
1975	Польша	Силезия	Взрыв	34
1975	Индия	Часнала	Взрыв	431
1975	Индия	Дханабад штат Бихар	Взрыв	272
1982	Англия	Кардован	Взрыв	40
1983	ЮАР	Хлобейн	Взрыв	64
1985	Франция	Симон	Взрыв	22
1988	ЮАР	Видпнатерсранд	Взрыв	32
1988	Япония	Минами Юбара	Взрыв	61
1989	Перу	Наска	Взрыв	205
1989	Югославия	Скотка	Взрыв	90
1990	Югославия	Добрня	Взрыв	178
1992	Россия	Им. Шевякова ПО Юкузбассуголь	Взрыв	25
1992	Турция	Казлу	Взрыв	201
1993	Россия	ш.Центральная, Челябинскуголь	Взрыв	26
1995	Россия	ш.Первомайская, Северокузбасуголь	Взрыв	45
1997	Россия	ш.Заряновская ПО Южкузбассуголь	Взрыв	67

Продолжение таблицы 1.1

1	2	3	4	5
1997	Россия	ш.Центральная ПО Воркутауголь	Взрыв	62
1997	Россия	Баренцбург, Шпицберген	Взрыв	23
1997	Турция	Армушкук	Взрыв	217
1998	Китай	Ляонинь	Взрыв	77
1999	Китай	Северо-восточный бассейн	Взрыв	48
1999	Украина	им.А.Ф.Засядько	Взрыв	39
2000	Китай	Мучунгун	Взрыв	118
2000	Украина	им.Н.П.Баракова	Взрыв	80
2007	Украина	им.А.Ф.Засядько	Взрыв	104
2007	Россия	Ульяновская	Взрыв	111
2007	Россия	Юбилейная	Взрыв	39
2008	Казахстан	Абайская	Взрыв	39
2010	Россия	Распадская	Взрыв	91

Примечание: В таблице нет данных по СССР из-за закрытости информации

В мире ежегодно травмируются до 200 тыс. шахтеров в том числе 6-10 тыс. чел. со смертельным исходом. Наибольшее число травм происходит на шахтах Китайской народной республики (КНР), где ежедневно в результате несчастных случаев на угольных шахтах гибнет более 1000 шахтеров, а в 1995 году число погибших в этой стране превысило 10 тыс. 400 горняков. Только в период с 1990 по 2000 г. в КНР произошло 27 мощных взрывов газа и пыли, в результате которых погибло 1908 человек [1].

За последние 30 лет на польских шахтах произошло 15 взрывов метано-воздушной смеси, при этом пострадало 426 человек, в т. ч. 219-смертельно [1]. В этот период имели место 17 катастрофических взрывов газа и пыли на шахтах Российской Федерации, Югославии, Японии [4], а также в ФРГ, Турции, Перу, Тайване, Мозамбике и др. [1].

Вместе с тем, в ведущих угледобывающих странах в послевоенные годы и особенно в последние 10 лет число аварий и катастроф с групповым травматизмом и количество единичных смертельных несчастных случаев значительно снизилось. Об этом свидетельствуют материалы Международной организации труда (МОТ), иностранных литературных источников и отдельных специалистов.

Наибольшее число смертельно пострадавших в целом и на 1 млн. тонн добычи угля среди ведущих угледобывающих стран приходится на Китай и Украину.

В других же странах, кроме КНР, при значительном росте добычи угля число смертельных случаев снизилось в полтора - два и более раз. Особенно характерен низкий уровень травматизма с тяжкими последствиями на угольных предприятиях Австралии, США и Германии. Резко уменьшился такой травматизма на 1 млн. т добычи в ЮАР, где достаточно сложные горно-геологические условия в угольных шахтах.

Небольшая численность персонала на зарубежных шахтах (400-500 чел.), что на порядок ниже российских шахт, способствует потенциально низкому травматизму.

Таблица 1.2 – Изменение значений показателей аварийности и опасности по годам [5].

Показатели аварийности и опасности крупных угольных аварий	Изменение значений показателей аварийности и опасности по годам		
	1980-1990	1991-2000	2001-2010
Среднегодовая аварийность, аварий/год	142±12	86±23*	23±5**
Общее количество официально зарегистрированных аварий	1564	857	233
В том числе крупных (с числом погибших более 10 человек)	5	10	7
Соотношение количества крупных аварий к общему количеству зарегистрированных аварий	1:313	1:86	1:33
Общее число погибших в крупных авариях	115	218	337
Удельная смертность в крупных авариях, чел/млн. т	0,054	0,198	0,333
Среднее число погибших в крупной аварии	23,0	24,2	48,1
Условное количество крупных аварий, приведенное к числу погибших	11,5	21,8	33,7
Удельная частота условных крупных аварий в шахтах на 1 млн. т угля	13,9±0,3	36,6±3,7	32,4±2,2

Примечание:

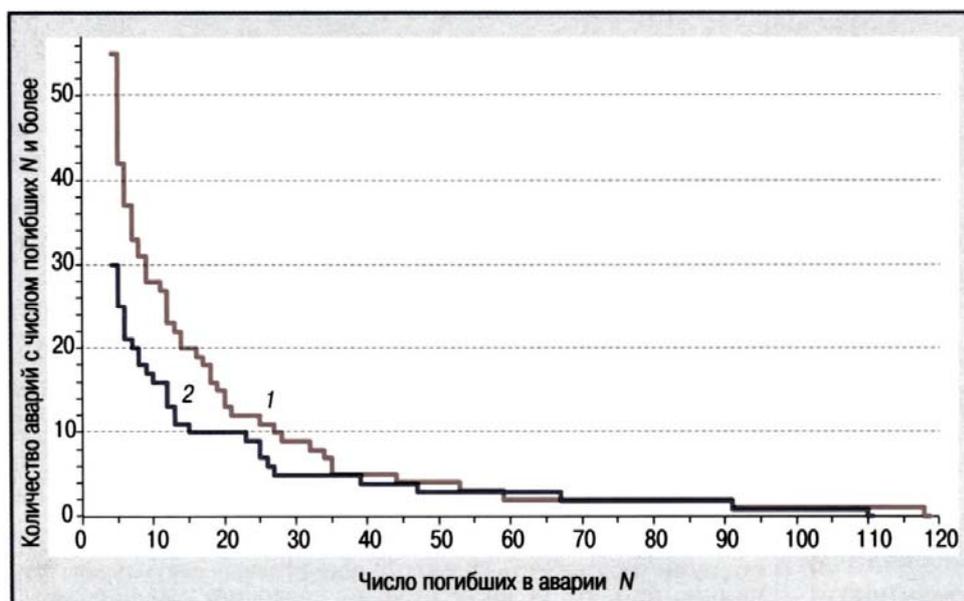
* Наблюдалось резкое снижение аварийности со 150 до 34 аварий/год.

**Отмечалось умеренное снижение аварийности с 34 до 17 аварий/год.

Аварии на шахтах СССР случались достаточно часто, но доля катастроф со смертельным исходом была относительно невелика. Показатели опасности аварий в угольной промышленности за 1980–2010 гг. приведены в таблице 1.2 [5].

В РСФСР в 1980-е годы одна крупная авария (более 10 погибших) приходилась в среднем на 313 регистрировавшихся аварий, в России в 1990-е годы – одна на 86, а в 2000-е годы – одна уже на 33 [5].

После рыночных реформ российской угольной промышленности практически все показатели опасности крупных промышленных аварий существенно ухудшились: почти в 3 раза возросло число погибших в них (со 115 до 337 человек), более чем в 2 раза – среднее число погибших (с 23 до 48 человек) и почти в 7 раз – удельная смертность (с 0,05 до 0,33 чел./млн. т) [5].



1 – РСФСР (1930-1990 гг.); 2 – Российская Федерация (1991-2010 гг.)

Рисунок 1.1 – Распределение тяжести крупных аварий с числом погибших более пяти человек [5].

В 1980-е годы в РСФСР ежегодно фиксировалось в среднем $13,9 \pm 0,3$ условных крупных аварий в шахтах на 1 млн. т добытого угля подземным способом, то в Российской Федерации в 1990-е годы наблюдался резкий, почти трехкратный, рост этого показателя до $36,6 \pm 3,7$, а в 2000-е годы – его незначительное снижение до $32,4 \pm 2,2$. По количеству и распределению тяжести крупных аварий с числом погибших более 35 человек Россия за последние 20

лет уже догнала РСФСР и сопоставима с ней по показателям аварийности за последние 60 лет добычи советского периода (1930-1990 гг.) (рисунок 1.1) [5].

1.2. Условия возникновения и распространения взрывов метана и угольной пыли в шахтах и их прогнозирование

Одним из основных факторов возникновения взрыва метана и угольной пыли является источник воспламенения пылеметановоздушной смеси, который характеризуется следующими параметрами: количеством выделяемой в шахтную атмосферу энергии, ее концентрацией, интенсивностью выделения энергии и длительностью действия [6].

Источники воспламенения могут быть классифицированы по виду рассеиваемой энергии в шахтной атмосфере [6, 7, 8]. Эта классификация (рисунок 1.2) разделяет источники воспламенения на слабые и сильные. Слабые источники не образуют выраженной ударной волны и не способствуют переходу отложений угольной пыли во взвешенное состояние. Сильные же источники, напротив, вызывают образование ударной волны и переводят отложения угольной пыли во взвешенное состояние, вследствие этого при воспламенении от сильных источников во взрыве обязательно участвуют и метан и угольная пыль.

Исследованию условий возникновения и распространения взрывов метана и угольной пыли в шахтах посвящено много научных работ [6-14, 41-50].

Условия возникновения первоначального воспламенения метановоздушной (МВС) и пылевоздушной (ПВС) взрывчатых смесей приведены в таблице 1.3 [6].

В данной таблице выделены нижний и верхний пределы воспламенения метановоздушной и пылевоздушной смесей, а так же их оптимальная взрывчатая концентрация.

НПВ считают ту минимальную концентрацию горючего компонента (например, метана или угольной пыли), при которой еще происходит распространение фронта пламени на весь объем взрывчатой смеси.

ВПВ называют ту максимальную концентрацию горючего компонента, при которой еще происходит распространение фронта пламени на весь объем взрывчатой смеси.

ОВК называют ту концентрацию, при которой воспламенение (взрыв) возбуждается наиболее легко, а при взрыве выделяется наибольшее количество энергии.

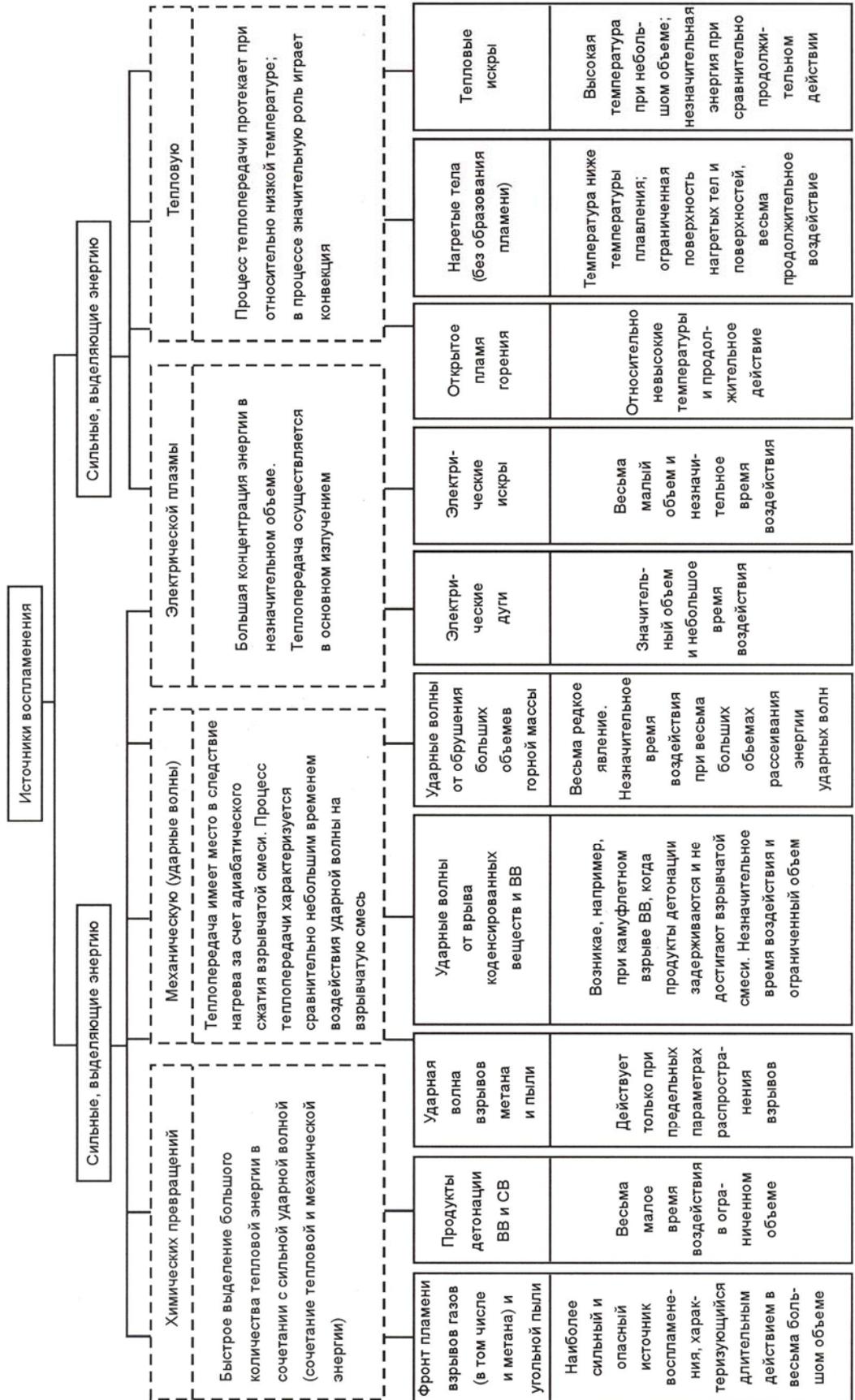


Рисунок 1.2 – Классификация источников воспламенения взрывчатой пылеметановоздушной смеси [6].

Таблица 1.3 – Условия воспламенения МВС и ПВС

Смеси	Концентрации, при которых возможно возникновение первоначального воспламенения (взрыва)		
	Нижний предел взрывчатости (НПВ)	Оптимальная взрывчатая концентрация (ОВК)	Верхний предел взрывчатости (ВПВ)
Метановоздушные	5%	6,5-8,5 % Минимальная энергия воспламенения 0,28 мДж 8,5-10%	15 %
Пылевоздушные (угольная пыль во взвешенном состоянии)	10-50 г/м ³	Минимальная энергия воспламенения 1,5 мДж 450-600 г/м ³	2000 г/м ³

При оценке технологических систем разработки угольных месторождений подземным способом количественные параметры, характеризующие степень надежности таких систем в отношении воспламенения метана определяются на основе ретроспективного анализа статистических данных по возникновению взрывов метана и угольной пыли или факторам их формирования. При таком подходе вероятность возникновения воспламенений устанавливается безотносительно к переменным, определяющим изменяемые технологические параметры. На основе учета таких параметров можно перейти не только к текущему прогнозированию воспламенения в шахтных условиях, но и определять, какие из этих параметров и как должны быть изменены для того чтобы вероятность воспламенения не превышала допустимой величины [6].

Исходными данными для прогнозирования взрывов метана и угольной пыли служат данные о горно-геологических и горнотехнических факторах:

- метанообильность;
- качество проветривания горных выработок в зависимости от схем вентиляции;
- пылевыделение и взрывчатые свойства угольной пыли;
- расположение и мощности потенциальных источников воспламенения.

Важным параметром является динамика изменения организационно-субъективных факторов во времени. Эти исходные данные позволяют определить соответствующие вероятности.

Вероятность появления определенной концентрации метана рассчитывается по параметрам, характеризующим потенциальную опасность метановыделения, и числу остановок ведения горных работ из-за несоблюдения вентиляционного режима.

По параметрам, характеризующим потенциальную опасность пылевыведения и числу остановок ведения горных работ, произведенных вследствие нарушений пылевого режима, определяют вероятность появления определенной концентрации угольной пыли.

Вероятность появления определенного источника воспламенения находится по параметрам, характеризующим потенциальную опасность выделения энергии, и числу остановок электромеханического оборудования.

Возникновение определенных концентраций метана и угольной пыли, а так же источника воспламенения, в свою очередь, являются случайными процессами и, следовательно, характеризуются соответствующими вероятностями. Исходя из этого можно использовать обобщенный на весь объем данной шахтной выработки вероятностный фактор возникновения первоначального воспламенения [6]

$$P_{\sigma} = P_m P_n P_u P(C_m, C_n, E_u) \quad (1.1)$$

где P_{σ} – вероятность возникновения первоначального воспламенения в данной шахтной выработке (или на ее участке);

P_m – вероятность появления концентрации метана, равной C_m ;

P_n – вероятность появления концентрации пыли, равной C_n ;

P_u – вероятность появления источника воспламенения с рассеиваемой энергией, равной E_u ;

$P(C_m, C_n, E_u)$ – вероятность первоначального воспламенения смеси с концентрациями метана C_m и угольной пыли C_n источником, рассеивающим энергию E_u в реальных условиях.

Вероятность возникновения первоначального воспламенения простых смесей (метановоздушной и пылевоздушной), в состав которых входит только один компонент, зависит от его концентрации и энергии, рассеиваемой источником воспламенения.

На рисунке 1.3 приведены зависимости, полученные экспериментально [11] для простых смесей, в том числе метановоздушной:

$$P(C_m, E_u) = f(C_m) \quad (1.2)$$

где $P(C_m, E_u)$ – вероятность первоначального воспламенения простой смеси с концентрацией метана C_m источником, рассеивающим постоянную энергию $E_u = const$ для стандартных условий.

Из рассмотрения кривых вытекает, что при постоянной рассеиваемой энергии одним и тем же источником:

- определенная вероятность первоначального воспламенения, меньшая единицы, может быть даже при ОВК, а не только на пределах воспламенения;
- при достаточно сильном источнике вероятность первоначального воспламенения в определенном диапазоне концентраций может быть равна единице (т.е. составлять 100%);
- минимальная вероятность возникновения первоначального воспламенения отмечается на его пределах (при НПВ и ВПВ).

Исходя из расположения кривых для сильных и слабых источников воспламенения можно заключить, что вероятность первоначального воспламенения должна быть линейно связана с энергией, рассеиваемой источником. Для взрывчатой смеси постоянного состава вероятность первоначального воспламенения связана с рассеиваемой источником энергией соотношением [11].

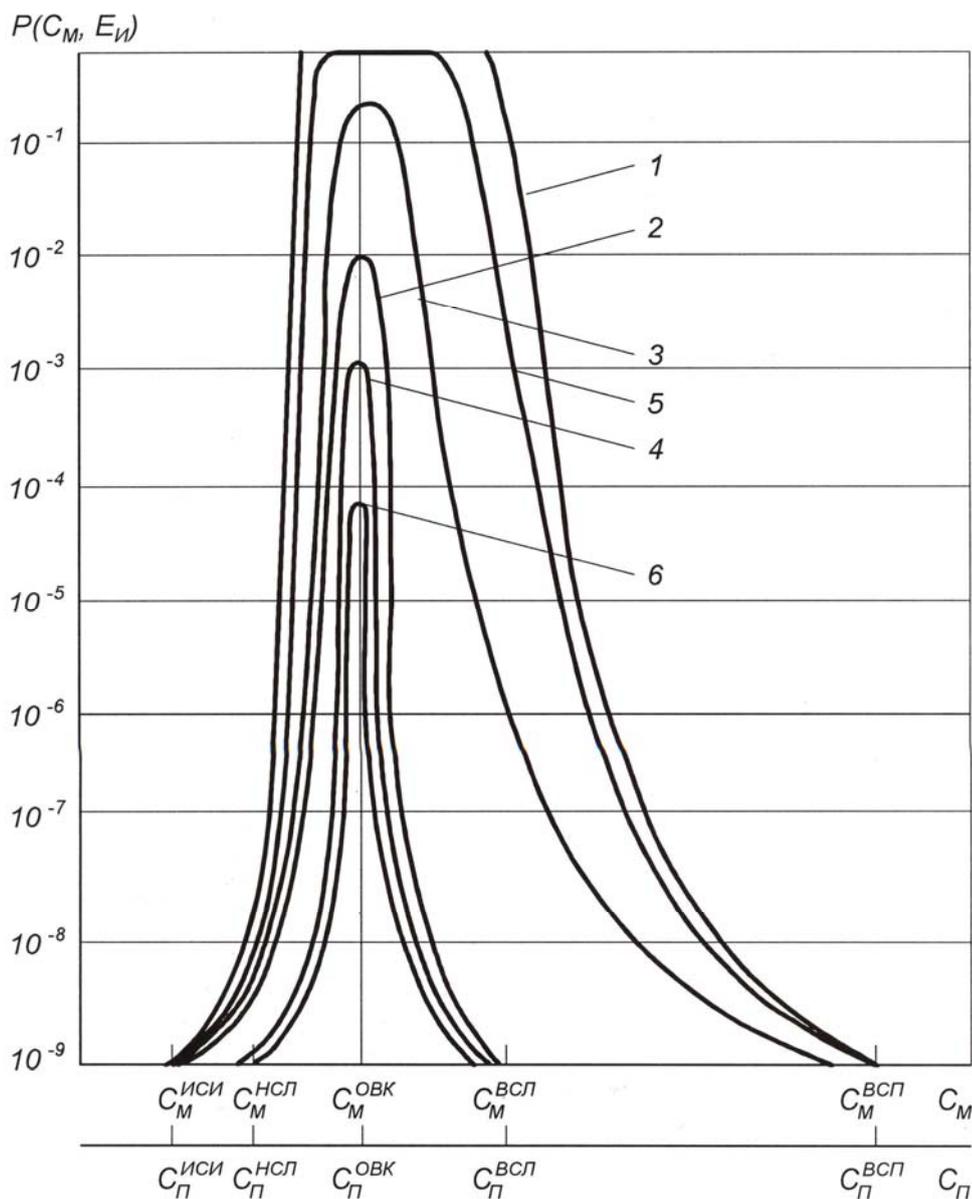
$$P(C_m, E_u) = aE_u^{tg\alpha} \quad (1.3)$$

где $C_m = const$;

a – параметр вероятностной функции, зависящей от концентрации горючего компонента;

α – параметр, зависящий от источника воспламенения.

Для оценки воспламеняемости сложных газоздушных смесей, состоящих из нескольких горючих компонентов и воздуха, применяется правило Ле-Шателье [12], основанное на представлении об аддитивности этих горючих компонентов. Последнее означает, что горючие газовые компоненты в процессе воспламенения окисляются с одинаковой скоростью.



$C_{иси}$ – НПВ при сильных источниках воспламенения; $C_{нсл}$ – то же, при слабых; $C_{овк}$ – ОВК; $C_{всл}$ – ВПВ при слабых источниках воспламенения; $C_{всп}$ – то же при сильных; 1 и 2 – для метановоздушной смеси соответственно при слабых и сильных источниках воспламенения; 3 и 4 – для пылевоздушной смеси соответственно при слабых и сильных источниках воспламенения; 5 и 6 – для смеси углеводорода более взрывчатого, чем метан, с воздухом соответственно при слабых и сильных источниках воспламенения.

Рисунок 1.3 – График зависимости вероятности первоначального воспламенения $P(C_M, E_W)$ смеси одного горючего компонента с воздухом при постоянной энергии, рассеиваемой источником, от концентрации метана C_M или угольной пыли C_P [11].

Для двухкомпонентной горючей смеси, в координатах концентрации метана C_m и угольной пыли C_n , ее концентрации соответствующие НПВ и ВПВ, т.е. равной вероятности взрыва согласно правилу Ле-Шателье, имеют вид прямых (рисунок 1.4) [6].

Экспериментальные изовероятности взрыва, соответствующие НВК, ОВК и ВПВ, при действии как слабых так и сильных источников воспламенения изображаются кривыми, лежащими ниже прямых, соответствующих правилу Ле-Шателье (см. рисунок 1.4). Таким образом, это правило не вполне применимо для определения взрывчатых свойств пылеметановоздушных смесей.

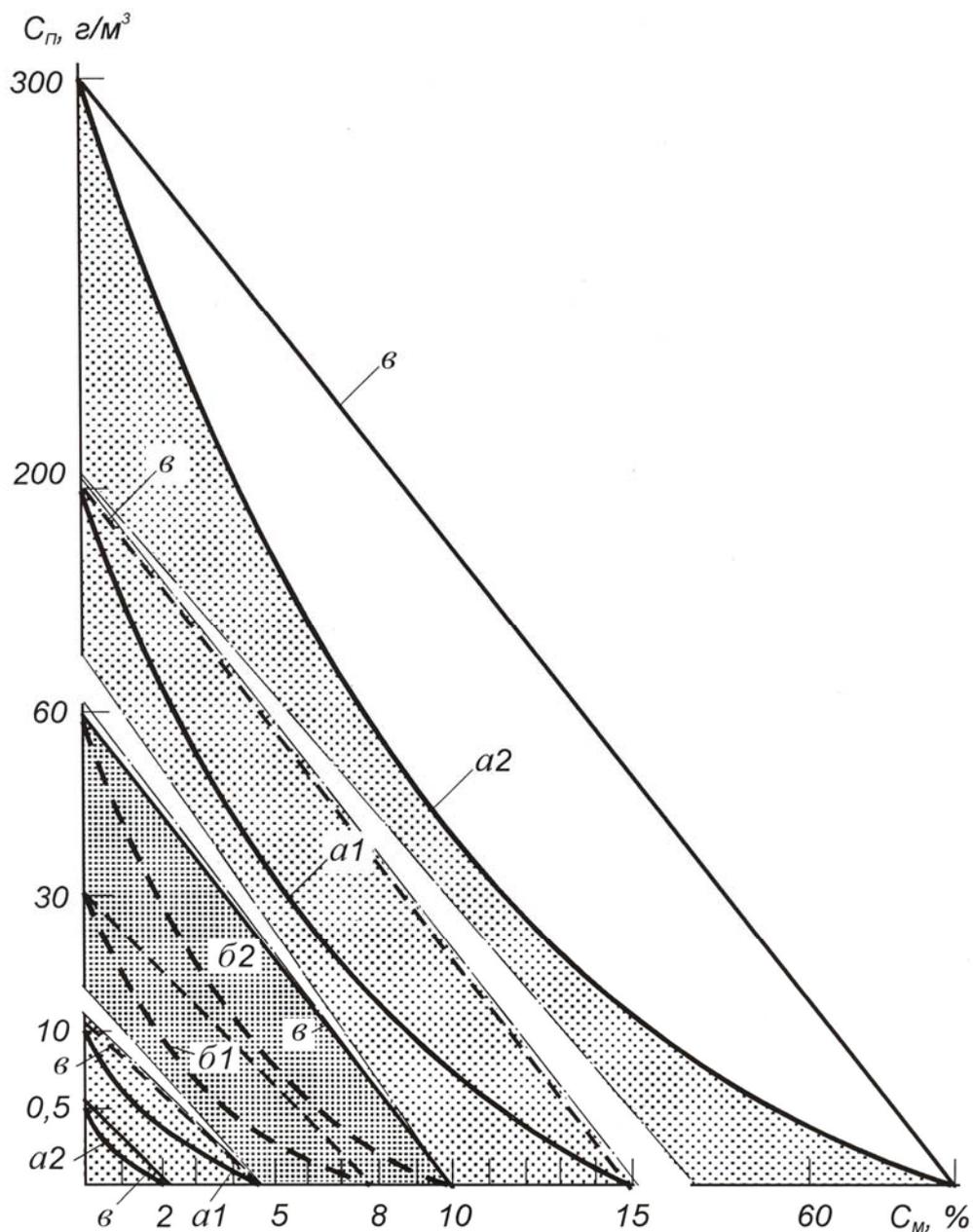
В связи с этим характеризовать взрывчатые свойства пылеметановоздушных смесей возможно только исходя из вероятностной природы возникновения первоначального воспламенения.

На рисунке 1.5 минимальная вероятность воспламенения изображена кривыми, соединяющими точки, соответствующие пределам НПВ и ВПВ метана и угольной пыли, а максимальная – кривыми, соединяющими точки, соответствующими ОВК. Начиная от кривых максимальной вероятности по направлению к кривым минимальной вероятности наблюдается постепенное снижение вероятности возникновения взрыва.

Наибольший практический интерес представляют кривые минимальной вероятности первоначального воспламенения пылеметановоздушных смесей на нижнем пределе взрывчатости. Так как по оси ординат отложены значения нижнего предела в долях, кривые могут быть использованы для характеристики взрываемости смесей с угольными пылями, имеющими любые НПВ т.е. для всех угольных бассейнов.

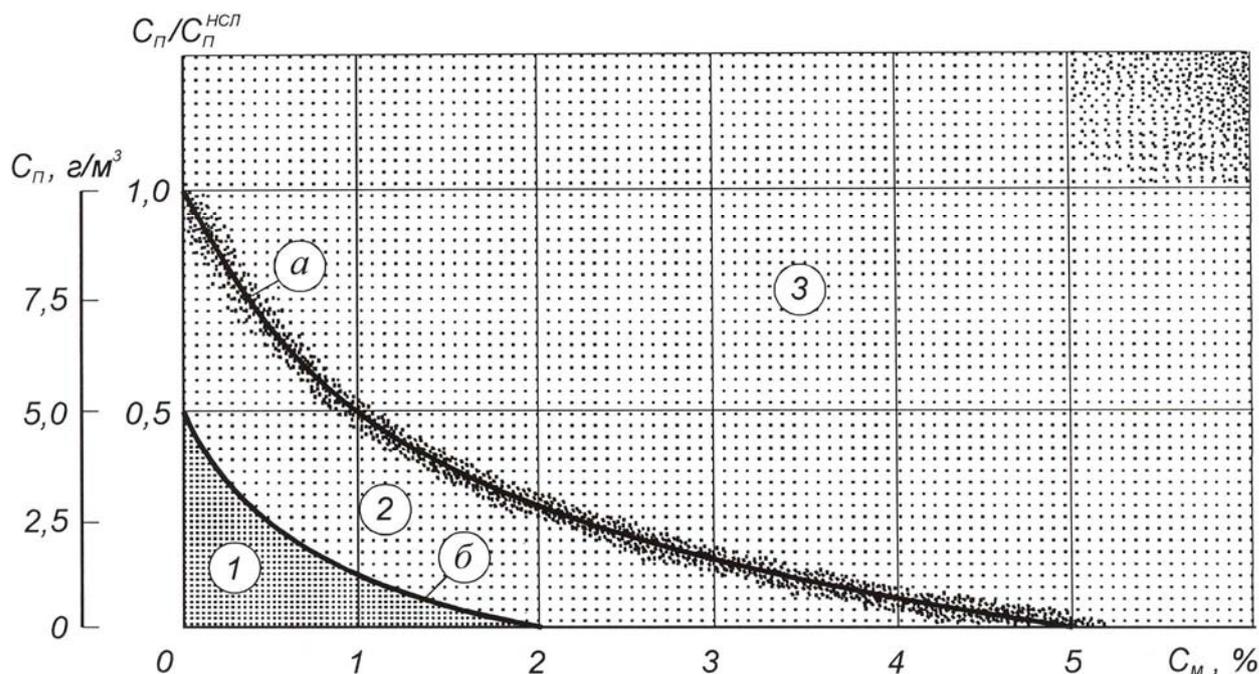
При рассмотрении этих кривых следует заметить, что кривая минимальной вероятности возникновения взрыва пылеметановоздушных смесей на НПВ при действии слабых источников воспламенения выражает кажущееся снижение НПВ угольной пыли за счет присутствия в воздухе определенной концентрации метана.

Анализируя выше изложенное, и ряд работ посвященных определению НПВ пыли в отложенном и во взвешенном состоянии [13, 14], можно сделать вывод, что действующая «Инструкция по предупреждению и ликвидации взрывов угольной пыли» предусматривает учет снижения НПВ угольной пыли при определенной концентрации метана только в случаях действия слабых источников воспламенения.



$a1$ и $a2$ – для верхнего и нижнего пределов воспламенения соответственно при слабых и сильных (с адиабатическим сжатием смеси) источниках воспламенения; $b1$ и $b2$ – для оптимальной взрывчатой концентрации соответственно при слабых и сильных (с адиабатически сжатием смеси) источниках воспламенения; b - прямые, соответствующие правилу Ле-Шателье.

Рисунок 1.4 – Кривые изовероятностей первоначального воспламенения пылеметановоздушной смеси в координатах концентраций метана и угольной пыли C_n [6]



a и *б* – при действии соответственно слабых и сильных источников воспламенения; 1 – зона нулевой вероятности взрыва; 2 – зона условной безопасности (безопасности при отсутствии сильных источников воспламенения); 3 - зона опасности.

Рисунок 1.5 – Кривые минимальной вероятности первоначального воспламенения пылеметановоздушных смесей на нижнем пределе в координатах концентраций метана C_m и угольной пыли – абсолютной C_n и относительной C_n/C_n^{HCL} [6]

Однако при действии сильных источников воспламенения НПВ пыли снижается в гораздо большей степени (см. рисунок 1.5). То, что это обстоятельство не нашло отражения в «Инструкции по предупреждению и локализации взрывов угольной пыли», является примером неполного соответствия содержания правил безопасности современным научным данным и в известной степени объясняет сравнительно большое число воспламенений взрывчатой среды сильным источником в частности при ведении взрывных работ, что приводит к крупным катастрофам с огромными человеческими жертвами и экономическими последствиями.

1.3. Анализ систем взрывозащиты горных выработок

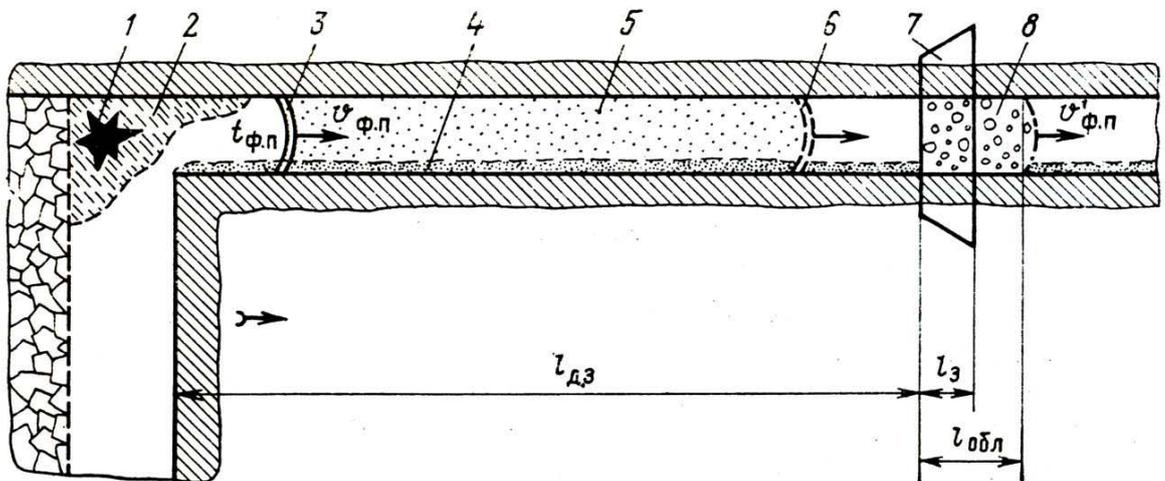
В соответствии с требованиями Правил безопасности на шахтах, разрабатывающих пласты, опасные по взрывам метана, угольной пыли, наряду с мероприятиями по их предупреждению должна применяться вторая линия пылевзрывозащиты, предназначенная для локализации, следовательно, предотвращения распространения по горным выработкам на большее расстояние уже возникших взрывов. Необходимость использования второй линии защиты обусловлена принципиальной невозможностью обеспечить абсолютную надежность всех вместе взятых средств предупреждения взрывов метана и угольной пыли в шахтах.

1.3.1. Пассивные заслоны

До настоящего времени как в России и за рубежом в качестве основного средства второй линии пылевзрывозащиты используются пассивные водяные или сланцевые заслоны [15], с помощью которых изолируются наиболее вероятные очаги взрывов на шахтах. К числу этих наиболее вероятных очагов, взрывов подлежащих изоляции заслонами, относятся в первую очередь очистные и подготовительные забои, на которые, согласно статистического анализа данных о происшедших за 50-летний период на шахтах СССР и России (вспышках) и экзогенных пожарах [8], приходится соответственно 45,5 и 41,2 % случаев взрывов. При этом в 80 % таких аварий источниками воспламенения взрывчатой метановоздушной или пылеметановоздушной смеси служили, неисправное электрооборудование, взрывные работы и фрикционное искрение при работе выемочных и проходческих комбайнов, а также буровых станков.

Взрывогасящее действие пассивного заслона (рисунок 1.6) состоит в создании на пути распространяющегося по выработке фронта пламени взрыва угольной пыли гасящей среды, представляющей собой облако диспергированного пламегасящего вещества (воды или инертной пыли), образованного при воздействии на заслон ударной волны самого взрыва. Эффективное диспергирование воды или инертной пыли в количествах, необходимых для надежного гашения пламени взрыва, возможно лишь при воздействии на заслон достаточно интенсивной ударной волны, формирование которой происходит лишь на определенной стадии развития взрывного процесса. В связи с этим, успешное гашение взрыва угольной пыли пассивными заслонами возможно только при выполнении определенных требований по их размещению в выра-

ботках. Так было экспериментально установлено, что основные (концентрированные) сланцевые и водяные заслоны должны устанавливаться не ближе 60 и 75 м соответственно [16]. В противном случае интенсивность ударной волны взрыва будет недостаточной для диспергирования пламегасящего материала заслона и пламя не будет погашено. Кроме того, была показана нецелесообразность установки основных водяных и сланцевых заслонов на расстояниях, превышающих 250 и 300 м соответственно от очага взрыва, поскольку в этом случае возможны такие условия протекания взрывного процесса, при которых временной промежуток между подходом к заслону фронта ударной волны и фронта пламени не обеспечивает своевременного диспергирования пламегасящего материала [17].



- 1 – источник воспламенения; 2 – взрывчатая смесь; 3 – фронт пламени;
 4 – отложения угольной пыли; 5 – угольная пыль, переведенная ударной волной
 во взвешенное состояние; 6 – ударная волна; 7 – основной водяной заслон;
 8 – облако водяных капель; $v_{ф.п}$ и $v'_{ф.п}$ – скорость фронта пламени, соответ-
 ственно до и после заслона; $t_{ф.п}$ – температура газов на фронте пламени;
 $l_{дз}$ – расстояние от места входа фронта пламени в выработку до заслона;
 $l_з$ – длина заслона; $l_{обл}$ – длина облака водяных капель

Рисунок 1.6 – Схема действия основного водяного заслона со срабатыванием от ударной волны взрыва [6]

Таким образом, сам принцип действия пассивных заслонов обуславливает их основной недостаток, состоящий в том, что в случае возникновения в выработке взрыва угольной пыли до его локализации заслоном допускается существенное развитие взрывного процесса. Последнее сопряжено со значи-

тельным распространением взрыва по выработке до заслона (от 60 до 300 м). Кроме того, ударная волна, хотя и ослабленная, продолжает распространяться по выработке за заслон, поскольку даже при полном и эффективном срабатывании гасится только пламя взрыва. Все это приводит к разрушению выработок и находящихся в них оборудования, образованию больших количеств высокотоксичной окиси углерода, травмированию и гибели горнорабочих.

Кроме того, пассивные заслоны малоэффективны при гашении взрывов метановоздушной смеси (т.е. без участия во взрыве угольной пыли), а также загораний метана в местных и слоевых скоплениях и в куполах из-за отсутствия в этих случаях достаточно интенсивной ударной волны [18].

Отмеченные характерные особенности и недостатки пассивных заслонов обуславливают наличие слабых мест в основанной на их использовании второй линии взрывозащиты шахты, в числе которых и указанные выше незащищенные зоны (очаги) по сети горных выработок. Вместе с тем, дальнейшее развитие угольной промышленности сопряжено с разработкой более глубоких горизонтов, с применением более производительных технологий и механизмов, с увеличивающейся их энерговооруженностью, что приводит к повышению интенсивности газа – и пылевыведения в шахтах, а также к увеличению частоты появления различных источников воспламенения, в частности и в очагах не оснащенных средствами взрывозащиты, т. е. к усилению факторов, способствующих возникновению взрывов в шахта. Это обстоятельство вызывает необходимость совершенствования всего комплекса взрывозащиты угольных шахт, в том числе и средств локализации взрывов (вспышек) метана и угольной пыли.

1.3.2. Автоматические системы взрывозащиты горных выработок

Начиная с конца 60-х годов в большинстве высокоразвитых угледобывающих стран интенсивно ведутся НИР, посвященные созданию ждущих автоматических систем гашения вспышек (взрывов), предназначенных для взрывозащиты различных горных выработок и оборудования. К их числу следует отнести разработанные МакНИИ два варианта автоматических систем гашения взрывов в забоях подготовительных выработок, проводимых буровзрывным способом [19]. Для этих же целей предназначены автоматические заслоны, разработанные во Франции, в Бельгии и в США [20]. В Англии в научно - исследовательском центре по безопасности горных работ (SMRE) разработана авто-

матическая система Maskii, предназначенная для замены пассивных сланцевых заслонов [21]. В ФРГ разработка многоцелевых автоматических заслонов, предназначенных для гашения взрывов газа и пыли в различных выработках, велась параллельно двумя независимыми организациями (опытным штреком Вестфальского горнопромышленного товарищества и экспериментальной шахтой «Тремония»), в результате чего были созданы системы BUS и «Тремония» [22]. Судя по описаниям указанные системы работоспособны лишь на значительных расстояниях от очага взрыва. Аналогичные характеристики имеют и две автоматические системы [23], разработанные горным бюро США параллельно упомянутому выше устройству. Большое число работ в СССР и за рубежом посвящено разработке автоматических систем, предназначенных для гашения вспышек метана и угольной пыли от фрикционного искрения на проходческих и выемочных комбайнах.

Любая автоматическая система гашения (локализации) вспышек (взрывов) газа и пыли состоит из трех основных элементов: пламягасящего вещества, предназначенного для создания в зоне реакции вспышки (взрыва) взрывоподавляющей среды, представляющей горение газа и пыли, исполнительного (взрывоподавляющего) устройства, назначение которого состоит в принудительном диспергировании и подаче пламягасящего вещества в зону реакции вспышки (взрыва), чтобы в ней образовалась пламегасящая среда с равномерным распределением гасящего материала требуемой концентрации, и, наконец, датчика, реагирующего на возникновение вспышки (взрыва) и выдающего управляющий сигнал на срабатывание исполнительного устройства.

В качестве пламягасящего материала в рассмотренных выше автоматических системах гашения вспышек (взрывов) используются самые различные вещества от простых флегматизаторов (инертной пыли или воды), гасящее действие которых состоит в отборе из зоны реакции и снижения в ней за этот счет температуры до уровня, при котором прерывается горение, до высокоэффективных ингибиторов горения на основе легко разлагающихся солей, обработанных специальными гидрофобизирующими и разрыхляющими добавками способных погасить пламя вспышки (взрыва) при сравнительно малых удельных расходах, порядка 0,10-0,20 кг/м³ защищаемого объекта выработки [24].

Анализ принципа действия и конструкции различных исполнительных (взрывоподавляющих устройств, разработанных для рассмотренных выше автоматических систем гашения вспышек (взрывов) показал, что для принуди-

тельного диспергирования и выброса пламягасящего вещества из контейнера в зону реакции вспышки может быть использована потенциальная энергия сжатой пружины, энергия сжатого или сжиженного газа, помещенного в сосуды (баллоны) высокого давления, энергия взрывающего заряда ВВ (в большинстве случаев отрезка детонирующего шнура) и, наконец, энергия сжатых газов, образующихся при сгорании в замкнутом объеме специальных газогенерирующих составов [25, 26].

Важнейшим элементом автоматических систем гашения, определяющим возможность своевременного обнаружения вспышки (взрыва), является чувствительный элемент (датчик), реагирующий на какое-либо физическое явление, сопровождающее вспышку или взрыв, и выдающий сигнал на срабатывание исполнительного устройства. Как известно любая вспышка (взрыв) метановоздушной или пылеметановоздушной среды сопровождается возникновением пламени, которое характеризуется значительным повышением температуры в зоне реакции и в окружающей среде, а также является источником интенсивного электромагнитного, или светового излучения в широком диапазоне частот. Кроме того, на определенной стадии развития взрывного процесса возникает ударная волна – распространяющаяся по выработке зона повышенного давления. В принципе все эти физические процессы, сопровождающие взрыв, могут быть зафиксированы с помощью специальных устройств, что позволяет использовать последнее в качестве датчиков, реагирующих на возникновение взрыва, в автоматических системах гашения.

Как показал анализ результатов ряда исследований по разработке датчиков пламени для автоматических систем гашения взрывов и пожаров в шахтах, так называемые акустические датчики, реагирующие на повышение давления (или на наличие ударной волны) [27], не нашли практического применения. Причиной этому послужили недостаточная помехозащищенность таких датчиков (при малой чувствительности они не реагируют на слабые изменения давления на начальной стадии развития взрыва, а при повышении чувствительности срабатывают от посторонних помех, например, при ведении взрывных работ), относительная сложность устройства и электрических систем, а также недостаточная их надежность.

Значительно большее распределение получили датчики, реагирующие на высокую температуру пламени взрыва или пожара [28]. В качестве чувствительного элемента таких датчиков в основном используется различные термо-

пары. К преимуществам таких датчиков следует отнести их высокую помехозащищенность и сравнительно простое устройство. Однако, несмотря на высокую чувствительность и сравнительно небольшую инерционность термопар, для срабатывания такого датчика необходим непосредственный его контакт с пламенем. В связи с этим, для обеспечения своевременного диспергирования пламегасящего вещества перед подходом фронта пламени взрыва необходимо увеличивать расстояние между датчиком и исполнительным (взрывоподавляющим) устройством до нескольких десятков метров. При этом, естественно, теряется основное преимущество автоматических систем – способность погасить взрыв (вспышку) на начальной стадии развития.

Наиболее перспективным с точки зрения обеспечения быстродействия ждущих автоматических систем гашения взрывов являются оптические датчики, реагирующие на световое излучение пламени, главным образом в инфракрасной и ультрафиолетовой частях спектра. Однако, как показали специальные исследования спектрального состава излучения пламени взрывов метана и угольной пыли, различных источников рудничного освещения, а также поглощение ультрафиолетового и инфракрасного излучения взвешенной в воздухе угольной и породной пылью, выполненные в работе [29], наиболее подходящими для шахтных автоматических систем взрывоподавления являются оптические датчики, чувствительные к инфракрасному излучению пламени, снабженные светофильтрами, пропускающими излучение с длиной волны, меньше $1,1 \cdot 10^{-6}$ м.

В последнее время были предложены комбинированные датчики, реагирующие на различные процессы, сопровождающие возникновение вспышки (взрыва) и выдающие сигнал на срабатывание исполнительного устройства только при одновременном наличии этих явлений в зоне защищаемого объекта. Так, например, в работе [30] предложен датчик, реагирующий на инфракрасное излучение пламени взрыва и на повышение статического давления. В этом устройстве питание двух оптических элементов, чувствительных к инфракрасному излучению, подается только при увеличении статического давления на 4-10 Па, а сигнал на срабатывание взрывоподавляющего устройства выдается лишь при одновременном засвечивании чувствительных элементов, сектора обзора которых не совпадают и не перекрываются. При этом достигается высокая помехозащитность датчика пламени, что существенно снижает вероятность ложных срабатываний системы гашения вспышек (взрывов).

Таким образом, анализ опыта разработки датчиков пламени для автоматических систем гашения взрывов и пожаров в шахтах показывает, что имеется принципиальная возможность усовершенствования уже имеющихся устройств путем подбора оптимальных схемных решений, использования более чувствительных и стабильных элементов и т.д. При этом должны учитываться конкретные условия эксплуатации и назначение разрабатываемой системы, а также требования максимальной помехозащищенности датчика, обеспечивающей исключение нежелательных ложных срабатываний.

подавляющее большинство разработанных до настоящего времени автоматических систем взрывоподавления в шахтах предназначалось для защиты одного конкретного объекта и в соответствии с этим представляет собой полностью автономное устройство, независимое от остального горного оборудования как в отношении их энергоснабжения, так и в отношении контроля их работоспособности. При этом они, как правило, оснащались автономными источниками питания (сменными батареями или аккумуляторами). Однако, если подобная схема питания вполне удовлетворяет систему гашения возможных взрывов метана и угольной пыли при ведении взрывных работ в забоях подготовительных выработок, включаемую на короткое время мастером-взрывником перед взыванием шпуров, то для систем функционирующих в непрерывном ждущем режиме она мало пригодна из-за необходимости частой замены батарей или аккумуляторов. В связи с этим при разработке автоматической системы гашения вспышек от фрикционного искрения на проходческом комбайне предусматривалось ее питание от энергосистемы (бортовой сети) самого комбайна, а для стационарных устройств, размещаемых по сети горных выработок шахт, наиболее целесообразным является комбинированный способ питания: от шахтной сети в обычном режиме и от аварийного источника (от встроенного в датчик и непрерывно подзаряжаемого аккумулятора) при отключении электроэнергии. Однако, при использовании шахтной электросети в качестве источника питания автоматической системы взрывоподавления для исключения ее ложных срабатываний необходимо предусмотреть защиту электронной схемы датчика пламени от воздействия коммутационных и других помех, возникавших при работе горных машин и механизмов.

Из вышеизложенного следует, что к настоящему времени как в России, так и за рубежом накоплен достаточный опыт создания шахтных автоматических систем взрывоподавления, предназначенных для защиты различных кон-

кретных объектов - подготовленных забоев, проходческих и выемочных комбайнов и т.д. В ходе разработок были созданы многочисленные варианты основных элементов и узлов таких систем, а их совершенствование продолжается и по сей день.

Проведенный обзор существующего состояния исследований по созданию шахтных автоматических средств гашения вспышек (взрывов) показал, что несмотря на большое число выполненных работ и разработок, осуществленных до различной стадий (от макетных до используемых на шахтах образцов), до последнего времени не было попыток создания единой автоматической системы, предназначенной для взрывозащиты большого числа объектов, рассредоточенных по сети горных выработок шахты.

1.4. Методология оценки суммарных экономических затрат на снижение уровня риска аварийных ситуаций в шахте

Риск-анализ представляет собой последовательность научно-практических исследований, направленных на определение достоверных и обоснованных характеристик риска с определением эффективных мер по его сокращению. Блок-схема этапов риск-анализа представлены на рисунке 1.7, включает этапы оценки риска (I блок) и этапы управления риском (II блок) [31].

В качестве количественной меры риска используется показатель, одновременно учитывающий две характеристики неблагоприятного события - вероятность его наступления и величину причиняемого им ущерба. Мерой риска является показатель среднего риска определяемого по формуле:

$$R = \sum_{i=1}^n P_i X_i$$

где P_i – вероятность получения ущерба размера X_i в результате наступления какого-либо неблагоприятного события;

X_i – величина ущерба, выраженная в соответствующих показателях (в экономике, как правило, в стоимостном выражении);

R - количественная мера риска, выражаемая в тех же показателях, что и ущерб;

n – число возможных вариантов ущербов, которые могут быть при наступлении неблагоприятного события, включая и нулевой ущерб.

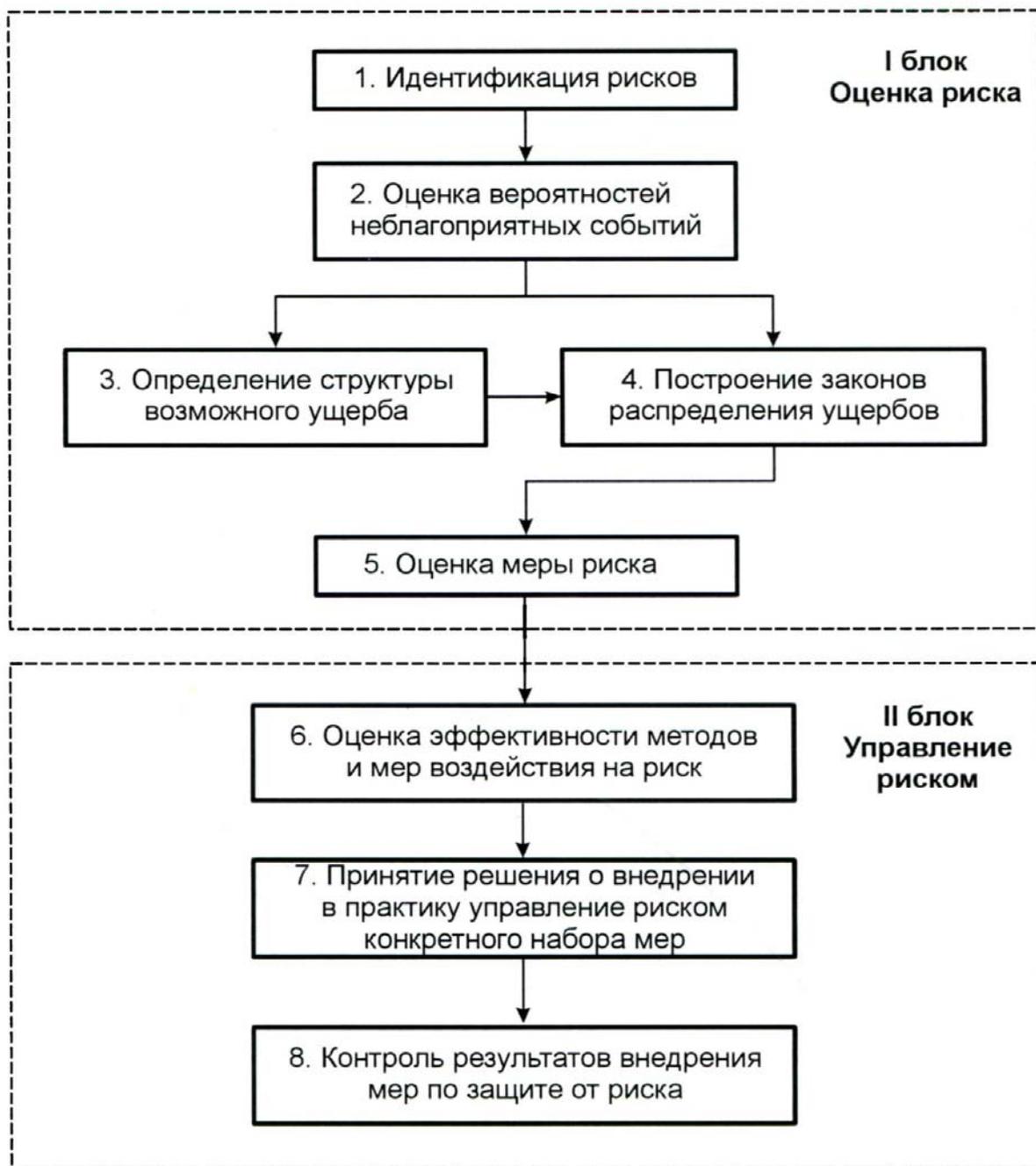


Рисунок 1.7 – Блок-схема этапов риск-анализа [31].

Таким образом, для определения величины риска необходимо иметь информацию, выражающую соответствие значений P_i и X_i ($i = 1, 2, \dots, n$). Такая информация в простейшем случае определяет закон распределения вероятностей в пространстве ущербов.

Учитывая то, что шахта применяет меры с целью уменьшения потерь от неблагоприятного события, в частности взрыва метана и угольной пыли, но не исключается возможность его проявления, риск следует рассчитывать по формуле [31]:

$$R = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n P_i P_j(j, Z_j) X_i$$

где P_j – вероятность наступления неблагоприятного события j -го типа;

$P_i(j, Z_j)$ – условная вероятность возникновения ущерба X_i при наступлении неблагоприятного события j -го типа и осуществления защитных мероприятий от него с затратами Z_j .

На рисунке 1.8 приведены графики подхода в определении параметров риска при осуществлении и неосуществлении защитных мероприятий, где $P(x)$ означает распределение вероятности потерь при отсутствии защитных мероприятий, $P[x(z)]$ – соответствующая вероятность при принятии защитных мер; $\Delta X = X - X(Z)$ – снижение величины ущерба от неблагоприятного состояния в результате принятия защитных мер (Z).

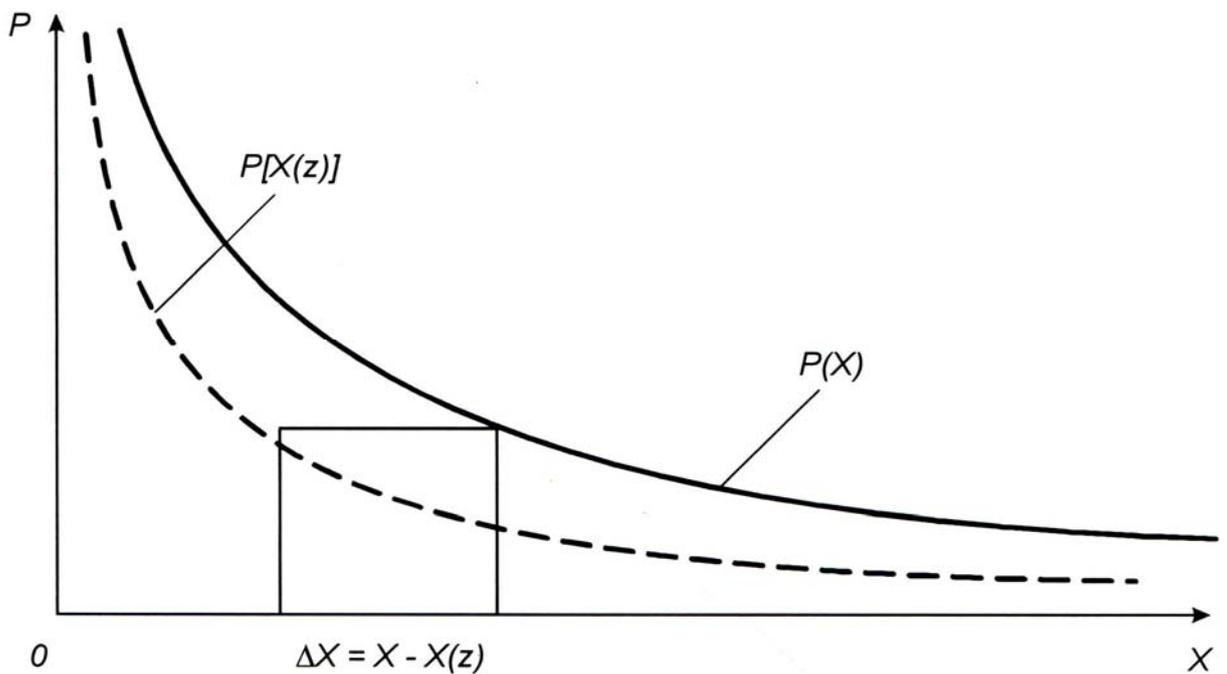


Рисунок 1.8 – Сопоставление подходов в определении параметров риска при осуществлении и неосуществлении защитных мероприятий [31].

В том случае если объект (шахта) может занять активную позицию по отношению к неблагоприятному событию и сознательно выбрать ситуацию, характеризующуюся другой вероятностью его проявления, в частности применение различных способов взрывозащиты горных выработок, т.е. проявля-

ются организационно-субъективные факторы, средний риск можно определить по следующей зависимости [31]:

$$R = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n g_{ij}(V) P_j P_i(j, Z_j) X_i$$

где $g_{ij}(V)$ – вероятность выбора объектом ситуации, характеризующейся вероятностью наступления неблагоприятного события P_j и законом распределения ущерба $P_i(j, Z_j)$, в свою очередь зависящим от принятых мер по защите Z_j .

Это выражение принято рассматривать в качестве общей формулы для оценки величины среднего риска, учитывающей все возможные определяющие его факторы и условия.

В наших исследованиях мы конкретизируем зависимость в приложении неблагоприятного проявления аварийных ситуаций на шахте, связанных со взрывом метана и угольной пыли, на основе разработки методов их количественной оценки.

Суммарные экономические затраты связанные с риском техногенных аварий, складываются из двух составляющих [34]:

- затрат на обеспечение техногенной безопасности, характеризуемой определенным уровнем риска взрыва метана и угольной пыли;
- экономического эквивалента всех видов наносимого при аварии ущерба.

Каждый из указанных выше видов экономических затрат зависит от уровня ожидаемого техногенного воздействия.

Чем больше ущерб, который может возникнуть при аварии, тем больше и экономические затраты на его предотвращение и обеспечение необходимого уровня риска.

Чем больше фактическое техногенное воздействие, оказанное на горнорабочих и конструкции шахты, тем выше экономические затраты на компенсацию нанесенного ущерба.

При решении экономических задач, связанных с выбором оптимального варианта расходов, важная роль отводится выявлению функциональных зависимостей рассматриваемых видов затрат от уровня техногенного воздействия. Однако эта задача является достаточно сложной.

Насколько проще определяется зависимость экономических затрат от достигаемого при этих затратах уровня техногенной безопасности и риска. При этом ценность этих зависимостей для проведения экономического анализа по риску ничуть не меньше [33].

В связи с этим обратимся к рассмотрению функций, выражающих зависимость затрат на обеспечение техногенной безопасности и экономического эквивалента риска от достигаемого при этих затратах уровня безопасности.

Общий вид функций и кривой суммарных расходов приведен на рисунке 1.9.

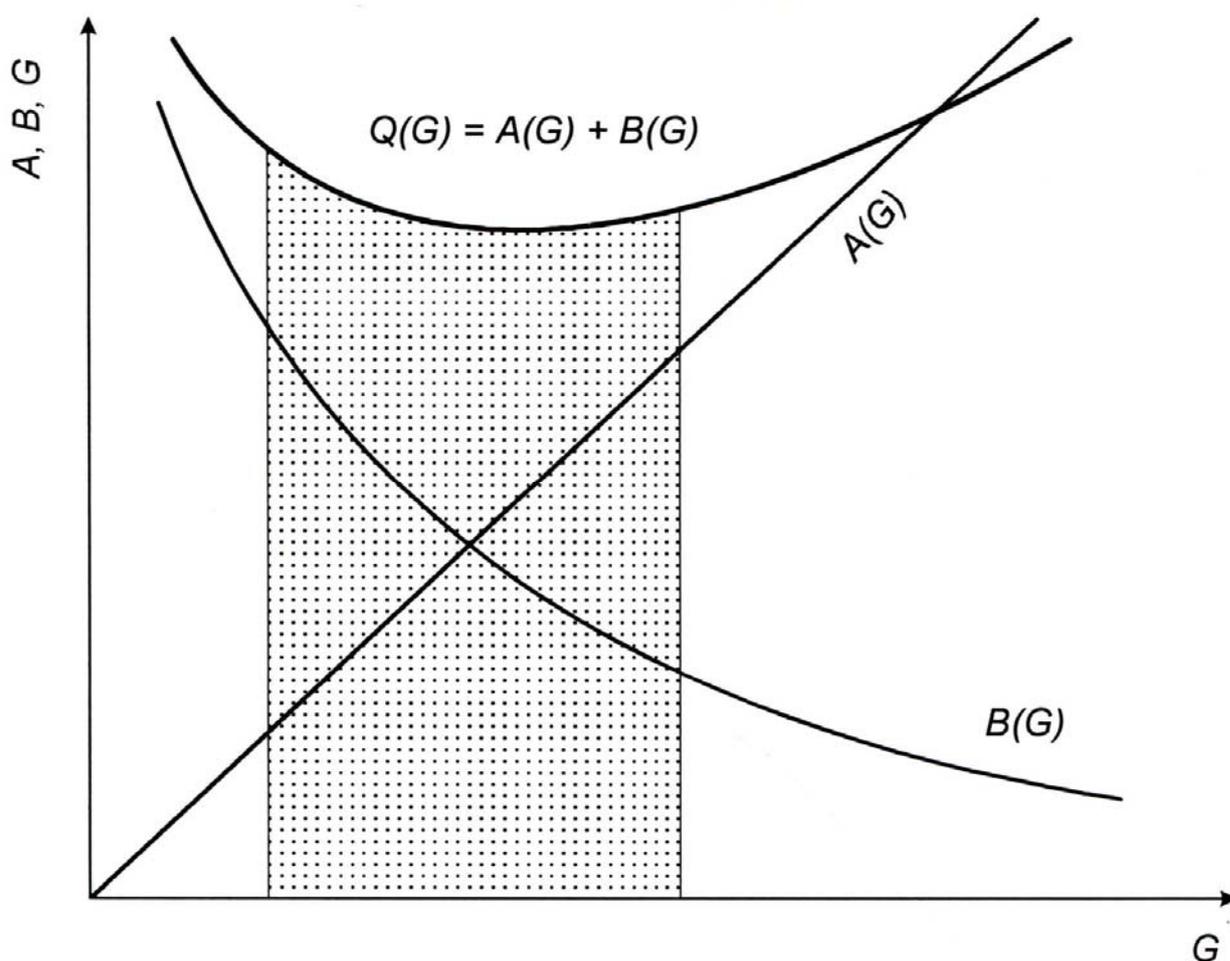


Рисунок 1.9 – Вид графических зависимостей расходов на обеспечение техногенной безопасности [31].

Анализ характера графических зависимостей, приведенных на рисунке 1.9, показывает, что оптимальный вариант расходов может быть найден путем исследования кривой $Q(G)$ на экстремум, если не требуется принимать во внимание какие-либо обстоятельства.

Точка минимума на кривой $Q(G)$ соответствует равенству

$$A(G) = B(G)$$

где G – уровень безопасности (риска);

$A(G)$ – функция, отражающая изменение экономических расходов на обеспечение уровня безопасности в зависимости от G ;

$B(G)$ – функция отражающая закономерность снижения экономического эквивалента ущерба по мере снижения уровня риска, которое свидетельствует, что в этой точке экономические расходы на обеспечение безопасности равны экономическому эквиваленту ущерба, который следует ожидать при данном уровне безопасности (риска).

Следует заметить, что снижение экономического эквивалента ущерба, от взрыва метана и угольной пыли на шахте, может быть достигнуто различными путями повышения уровня безопасности. В частности можно идти по пути совершенствования технологических процессов подземной добычи угля, можно совершенствовать средства и способы взрывозащиты горных выработок или совершенствовать организацию управления безопасностью и риском и т.п. Однако такому варианту, при котором достигается минимальное значение функции $Q(G)$, выражающей суммарные экономические затраты.

При управлении риском, в работе [33], рекомендуется делать анализ изменения суммарных затрат, то есть $Q(G)$, в зависимости от экономического эквивалента ущерба $B(G)$, который можно было бы назвать экономическим эквивалентом риска. На рисунке 1.10, показан характер графиков для простейшего случая, когда рассматриваемые зависимости выражаются линейными функциями [31, 32].

Суммарные затраты на обеспечение безопасности и значения экономического эквивалента риска даются в относительных единицах. Графики построены для четырех вариантов затрат:

Вариант 1 – затрат на снижение риска не делается, т.е. $A(G)=0$;

Вариант 2 – затраты на риск составляют 0,25 от общих затрат по 1 варианту, принятых за 1;

Вариант 3 – затраты на риск составляют 0,5 от общих затрат;

Вариант 4 – затраты на риск составляют 0,95 от общих затрат.

На графике вертикальными линиями выделены три области. Как видно, для первой области этой области суммарные затраты минимальны, для второй области – вариант 3, для третьей – вариант 4.

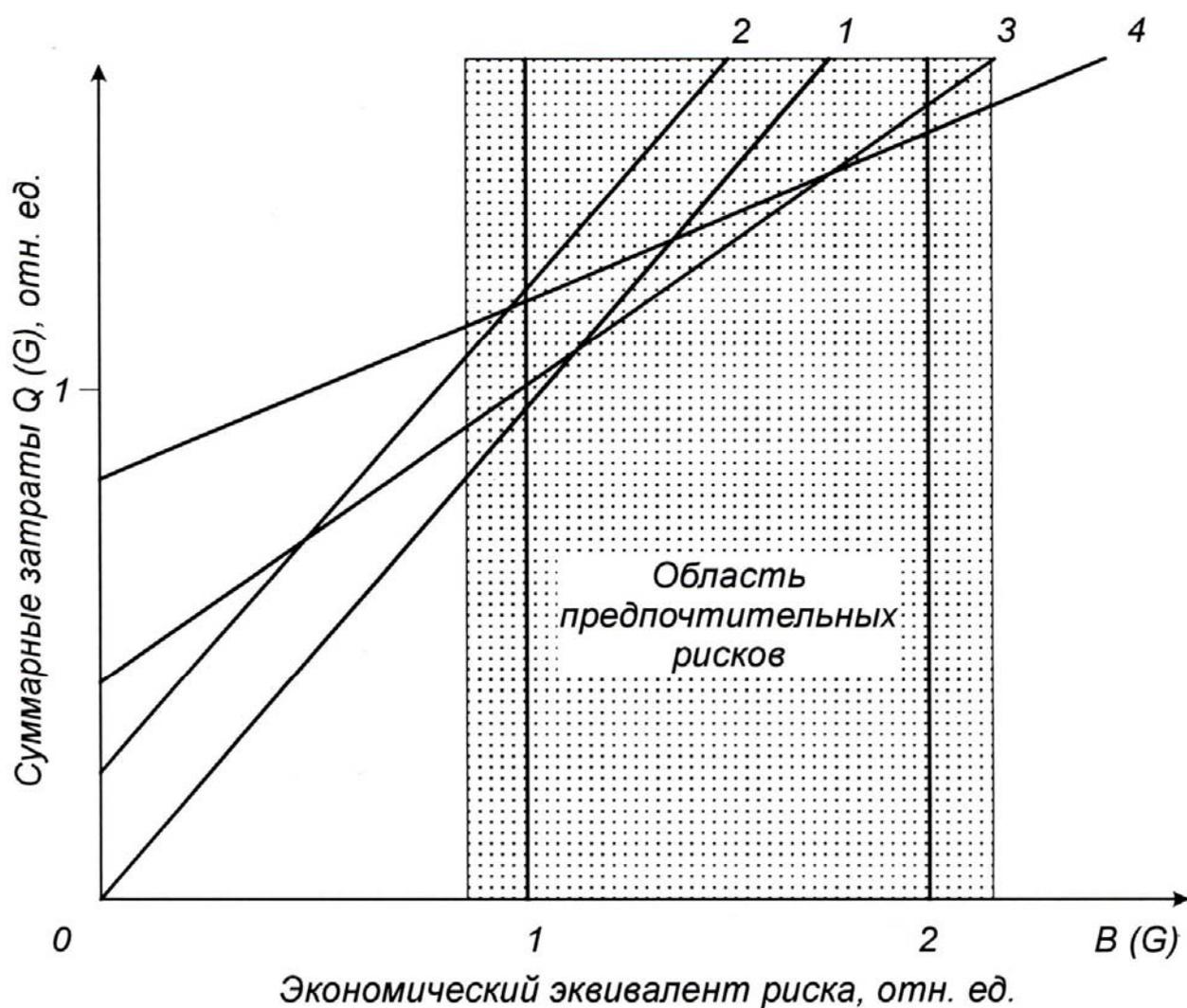


Рисунок 1.10 – Графики суммарных затрат на обеспечение техногенной безопасности [31].

Что очень важно для практики, основываясь на рассмотренном подходе, применительно к конкретным условиям, на шкале экономического эквивалента риска представляется возможным выделить ряд областей, для каждой из которых будет применена наиболее выгодная в экономическом отношении стратегия безопасности.

При проведении экономических расчетов по риску необходимо также исходить из того, что при определенном объеме затрат риск является величиной случайной и характеризуется, как всякая случайная величина, функцией распределения. Эта функция $P(G)$ распределения величины риска относительно $B(G)$ может быть наложена на график суммарных затрат и служить убедитель-

ным основанием для выбора приоритетной стратегии обеспечения безопасности (см. рисунок 1.11).

Мы в своей работе, на базе проведенного анализа и выбранной методологии в разделе 3, проведем оценку суммарных экономических затрат обеспечивающих снижение уровня риска взрыва метана и угольной пыли в шахтах.

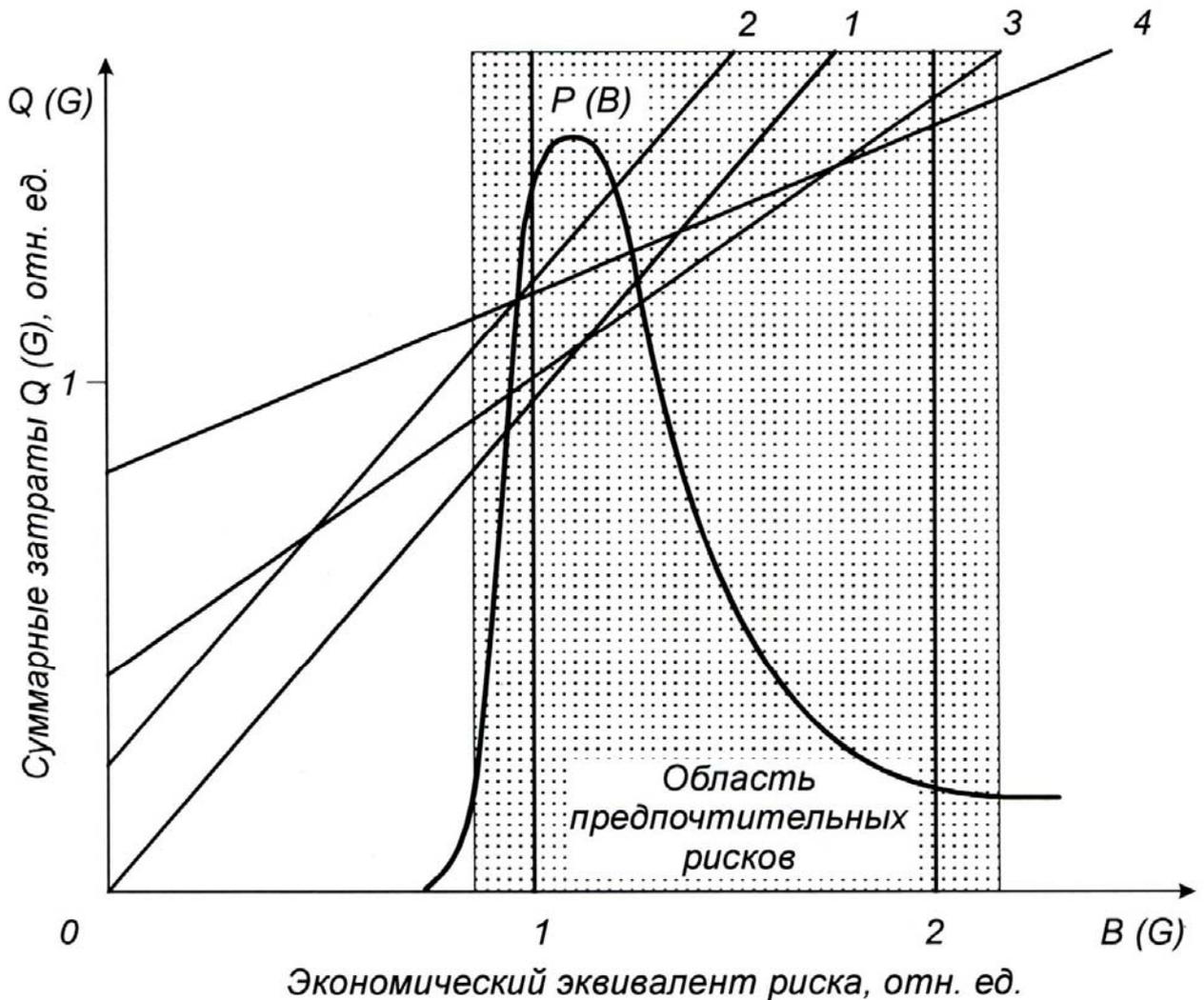


Рисунок 1.11 – Графики суммарных затрат для выбора стратегии безопасности [31].

Выводы по главе 1

1. В условиях современного производства, несмотря на коренное изменение технологии угледобычи и технического перевооружения шахт в основных угледобывающих странах мира, в том числе и России, проблема предупреждения взрывов метана и угольной пыли сохраняет свою остроту.

2. При оценке метанопылевзрывоопасности технологических систем разработки угольных месторождений подземным способом количественные параметры, характеризующие степень надежности таких систем в отношении воспламенения метана определяются на основе ретроспективного анализа статистических данных по возникновению взрывов или факторам их формирования. При этом вероятность возникновения воспламенений устанавливается безотносительно к переменным, определяющим изменяемые технологические параметры. На основе учета таких управляемых параметров можно перейти не только к текущему прогнозированию взрывов, но и определять, какие из этих параметров и как должны быть изменены для того чтобы вероятность воспламенения не превышала допустимой величины.

3. Интенсификация угледобычи, постоянное усложнение горногеологических условий с увеличением глубины горных работ в угольных шахтах предъявляют более жесткие требования к технике безопасности и в первую очередь к способам и средствам борьбы с пылегазовыми взрывами. Многие из используемых в настоящее время в угольной отрасли технических средств предупреждения и локализации взрывов горючих смесей морально устарели и перестали удовлетворять возросшим требованиям и условиям работы в шахтах.

В последние годы в России и за рубежом ведутся поиски новых более эффективных средств и способов обеспечения взрывозащиты горных выработок, отвечающих современным требованиям и техническим возможностям. К наиболее перспективным и надежным системам следует отнести автоматические системы локализации взрывов метана и угольной пыли.

4. Проведенный анализ существующей методологии оценки суммарных экономических затрат на снижение уровня риска аварийных ситуаций в шахте, позволил отметить, что снижение экономического эквивалента ущерба, от взрыва метана и угольной пыли в шахте, может быть достигнуто различными путями повышения уровня безопасности. В частности идти по пути совершенствования технологических процессов подземной добычи угля, можно совершенствовать средства и способы взрывозащиты горных выработок или совершенствовать организацию управления безопасностью и риском.

Цель и задачи исследований

На основании проведенного анализа состояния вопроса предупреждения и локализации взрывов пылеметановоздушных смесей мы поставили следующую цель и задачи исследований.

Цель и задачи исследования. Цель диссертационной работы состоит в обосновании рациональных параметров средств локализации взрывов метана и пыли, обеспечивающих повышение безопасности ведения горных работ в угольных шахтах.

Основные задачи исследований:

1. Анализ аварийных ситуаций, связанных со взрывом метана и угольной пыли, с определением вероятностей их возникновения в различных горных выработках шахт;
2. Разработка критерия, позволяющего классифицировать аварии по тяжести их социально-экономических последствий, а также оптимизировать показатели ущерба от аварии;
3. Проведение экспериментальных исследований по определению технических параметров автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов (АСВП-ЛВ).
4. Обосновать рациональные параметры пассивных и автоматических средств локализации взрывов метана и угольной пыли и технологические схемы их расстановки по сети горных выработок, обеспечивающих эффективную локализацию взрывов в угольных шахтах.

2. АНАЛИЗ АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ, СВЯЗАННЫХ СО ВЗРЫВОМ МЕТАНА И УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ В ШАХТАХ

Оценка потенциальной опасности взрывов метана и угольной пыли позволит правильно решать задачи по оснащению шахт средствами пылевзрывозащиты, контроля пыле-газового режима, средствами локализации взрывов и т.п., а также предъявлять и строго контролировать определенные требования правил безопасности при организации технологического процесса добычи угля. Прогнозирование взрывов метана и угольной пыли, т.е. определение величины потенциальной опасности этих взрывов, позволит проводить при минимальных затратах профилактику их на основе современных научных представлений о процессах возникновения и распространения взрывов метана и угольной пыли, и как следствие избежать или резко снизить экономические и социальные последствия аварийных ситуаций.

2.1. Анализ очагов взрывов (вспышек) метана и пыли на угольных шахтах

На основе анализа различных подходов к оценке потенциальной опасности взрывов метана и угольной пыли в шахтах, выполненных в частности ВостНИИ, была разработана модель формирования этих взрывов (рисунок 2.1) [6].

Опасность взрыва возникает при сочетании определенных горно-геологических и горнотехнических факторов с организационно-субъективными, которые являются основной причиной большинства аварий на шахтах [35, 38-52].

Сочетание этих двух групп факторов приводит к возникновению угрожающих состояний, которые еще могут быть своевременно распознаны и ликвидированы. Если этого не происходит, они переходят в аварийные ситуации.

Модель формирования взрыва разбита на два блока – блок формирования взрывчатой среды в шахтной атмосфере и блок формирования источника воспламенения МВС или ПВС.

Формированию взрывчатой среды способствуют метаноносность угольных пластов и вмещающих пород, а также образование, в процессе добычи угля и его транспортирования, угольной пыли имеющей взрывчатые свойства.

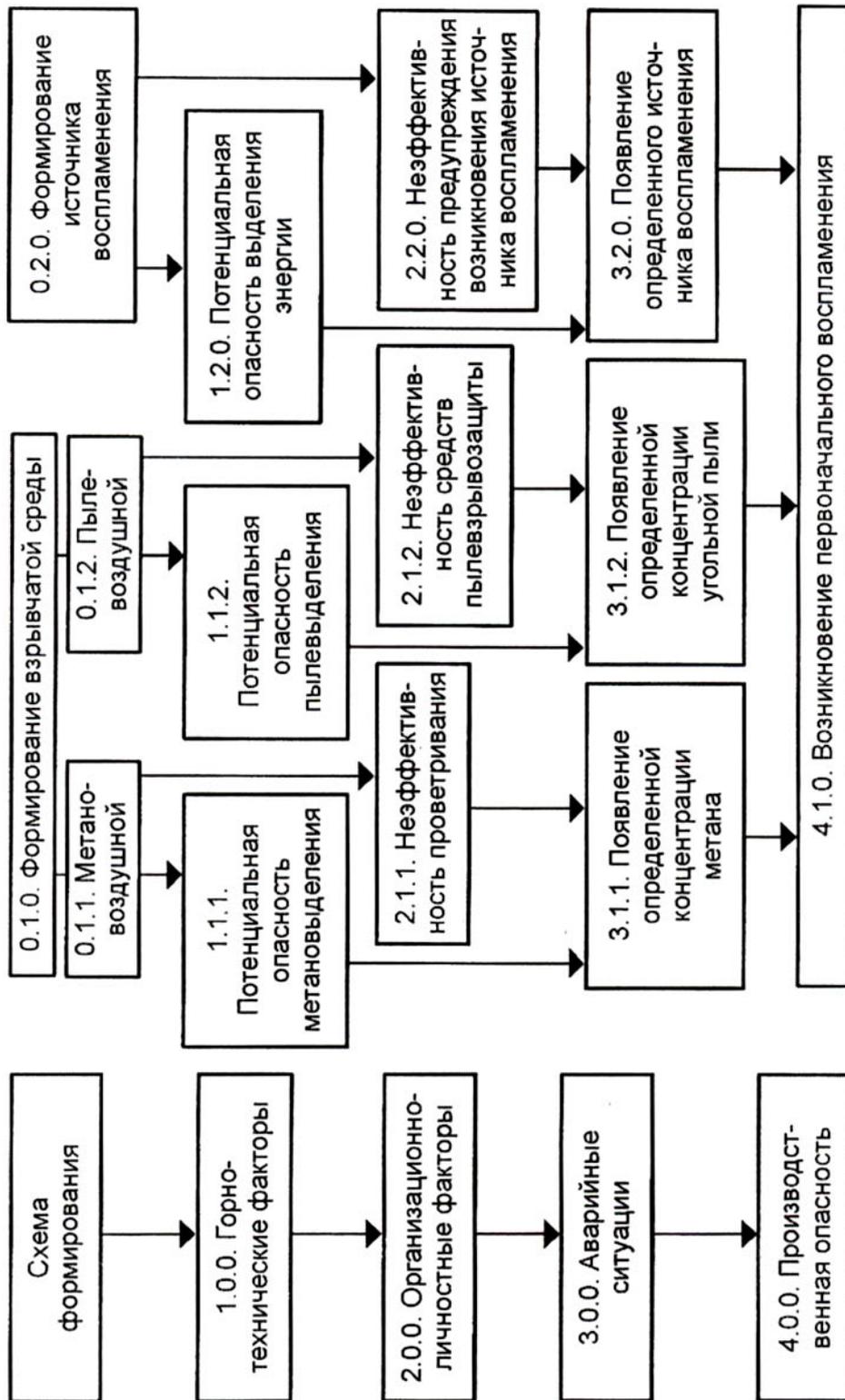


Рисунок 2.1 – Графическая модель формирования первоначального воспламенения метана и угольной пыли в шахтах [6].

К блоку формирования источника воспламенения необходимо отнести все виды энергии, применяемые в технологическом процессе добычи угля, которые являются потенциально опасными с точки зрения воспламенения взрывчатой среды при достаточно мощном и длительно существующем источнике взрыва.

Горно-геологические и горнотехнические факторы трудноуправляемы, в отличие от организационно-субъективных факторов. Действие рабочего персонала и их технических руководителей часто не только не способствует снижению опасности проявления горнотехнических факторов, но, напротив, благоприятствуют их проявлению. Учитывая то, что организационно-субъективные факторы полностью зависят от действий исполнителей и, следовательно, представляют собой полностью управляемое звено формирования опасности. При отсутствии должного управления и при наличии соответствующих опасных горногеологических и горно-технических факторов, организационно-личностные факторы следует рассматривать как непосредственную причину образования угрожающих состояний.

Взрывозащитная эффективность систем локализации взрывов метана и угольной пыли в значительной степени определяется рациональной расстановкой взрывоподавляющих устройств по сети горных выработок защищаемого участка или шахты в целом, при которой будет обеспечено гашение подавляющего большинства вспышек в начальной стадии развития непосредственно в очаге возникновения, т.е. у источника воспламенения. Отсюда следует, что задача рационального размещения средств взрывозащиты сводится к прогнозированию наиболее опасных потенциальных очагов вспышек (взрывов) и мест их расположения в горных выработках шахты. Это прогнозирование осуществлялось путем анализа фактических данных о взрывах (вспышках) газа и пыли, а также экзогенных пожарах, происшедших на шахтах страны за 50-летний период по методике, разработанной в работе [15]. При этом анализу были подвергнуты данные, собранные по шахтам при выполнении работы 170010600 «Выполнить анализ взрывов газа и угольной пыли на шахтах Минуглепрома СССР и разработать мероприятия по их предупреждению», проведенной МакНИИ и ВостНИИ и регулярно собираемые и систематизируемые ВНИ ИГД данные об авариях, на ликвидацию которых вызывались подразделения ВГСЧ.

Предварительное рассмотрение распределения очагов вспышек (взрывов) газа и пыли по основным типам горных выработок и по основным источникам воспламенения, приведенных в таблицах 2.1 и 2.2, подтвердило ранее установленные тенденции [15]:

- большинство вспышек (взрывов) произошло в очистных (45,59%) и в тупиковых забоях подготовительных выработок (36,50%);

- наиболее опасным источником воспламенения являются взрывные работы, на долю которых приходится 34,21% всех вспышек (взрывов) в очистных забоях, 74,12% - в забоях подготовительных выработок и 46,23% - по шахтам в целом;

- следующим по опасности источником воспламенения вспышек (взрывов) является фрикционное искрение при работе выемочных, проходческих и буровых машин (45,30% - в очистных забоях, 10,12% - в подготовительных забоях, 26,07% - по шахтам в целом).

Таблица 2.1 – Распределение вспышек (взрывов) метана и угольной пыли по основным типам горных выработок [15]

Месторасположение очага вспышки (взрыва)	Всего вспышек (взрывов), %	В их числе, %			Взрывы угольной пыли без участия метана, %
		Вспышки (взрывы) метана			
		Вспышки метана	вспышки, перешедшие во взрыв:		
метана	метана с участием угольной пыли				
Очистные забои	45,6	38,0	5,7	1,7	0,3
Тупиковые забои подготовительных выработок	36,5	27,4	7,0	2,0	0,1
Прочие действующие выработки	17,9	9,6	7,1	0,9	0,3
ВСЕГО	100,0	75,0	19,8	4,5	0,78

Таблица 2.2 – Распределение вспышек (взрывов) метана и угольной пыли по основным источникам воспламенения [15]

Месторасположение очага вспышки (взрыва)	Всего вспышек (взрывов), %	В их числе, %						
		При взрывных работах	От фрикционного искрения	При авариях электрооборудования	При эндогенных пожарах	От курения	При сварочных работах	От прочих источников
Очистные забои	100,0	34,2	45,3	14,9	3,2	0,9	-	1,5
Тупиковые забои подготовительных выработок	100,0	74,1	10,1	11,8	1,2	1,4	-	1,4
Прочие действующие выработки	100,0	20,1	9,6	37,3	6,2	7,7	13,40	5,7
ВСЕГО	100,0	46,2	26,1	17,8	3,0	2,3	2,40	2,2

Вместе с тем, наметились новые тенденции в распределении этих очагов по основным типам горных выработок: доля вспышек (взрывов), очаги которых располагались в участковых и общешахтных выработках, возросла с 13% на начало 70-х годов, до 18% на конец 90-х годов. Кроме того, если в очистных и подготовительных забоях локальные вспышки переросли в развитые взрывы соответственно в 16,3% и в 24,7% случаев, то в прочих участковых и общешахтных выработках во взрывы метана и угольной пыли развилось 45,4% вспышек метана. Указанные тенденции свидетельствуют о возрастающей опасности очагов вспышек (взрывов), распределенных по сети горных выработок шахты, и подтверждают актуальность выполняемой работы.

2.2. Определение вероятности взрыва метана и угольной пыли

Для прогнозирования и выявления потенциальных очагов вспышек (взрывов) по сети горных выработок необходим критерий, с помощью которого можно было бы оценить степень опасности той или иной горной выработки или ее участка, а затем сравнить их между собой. В качестве такого критерия может быть использована вероятность возникновения в выработке (или на ее участке)

аварийной ситуации, состоящей в совмещении во времени и в пространстве действия источника воспламенения и взрывоопасной среды (т.е. наличия в ее атмосфере взрывоопасной концентрации метана, а на ее поверхности взрывоопасных отложений угольной пыли).

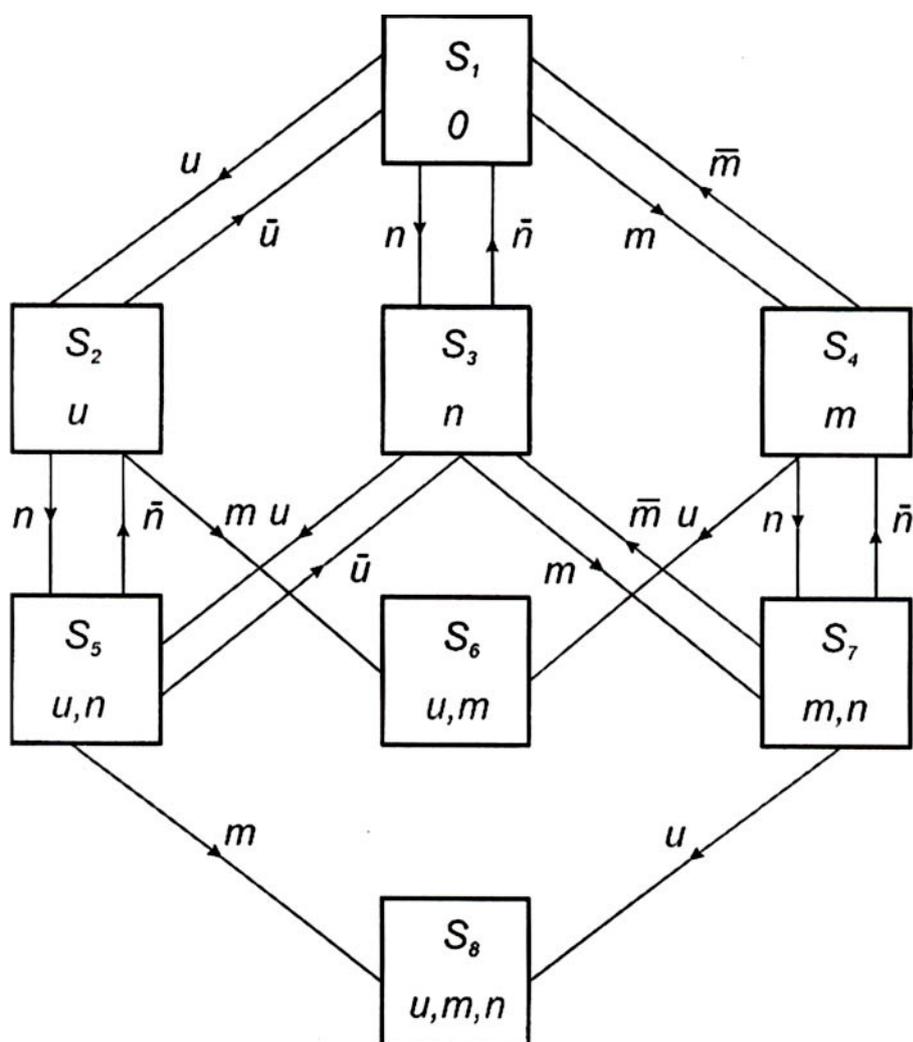
Изменение состояния системы – горной выработки – происходит под действием потоков событий, состоящих в случайных процессах возникновения в выработке и устранения указанных опасных явлений, совмещение которых приводит к возникновению аварийной ситуации.

Таким образом, так как состояние нашей системы определяется тремя независимыми друг от друга факторами, то число таких состояний, равно $2^3 = 8$. При этом одно состояние системы является полностью безопасным, три состояния характеризуются наличием одного из трех опасных явлений в выработке, два состояния характеризуются наличием двух из трех опасных явлений в выработке, еще не приводящих к возникновению взрыва, и, наконец, два состояния – аварийные ситуации, для которых характерны:

- сочетание источника воспламенения и опасной концентрации метана в атмосфере выработки при отсутствии опасного количества угольной пыли;
- сочетание источника воспламенения с опасной концентрацией метана и опасным количеством угольной пыли в выработке.

В случае, когда источником воспламенения является детонация открытого заряда ВВ, способная инициировать взрыв угольной пыли в отсутствие метана, имеется три аварийных состояния системы. Все возможные состояния такой системы и допустимые переходы ее из одного состояния в другое изображаются наглядно так называемыми графами состояний (рисунках 2.2. и 2.3) [15].

При принятии ряда упрощающих допущений процесс изменения состояний подобной системы описывается Марковским случайным процессом с дискретными состояниями и непрерывным временем [35, 36]. Согласно теории случайных процессов вероятности нахождения исследуемой системы во всех возможных ее состояниях в данный момент времени удовлетворяют системе линейных дифференциальных уравнений Колмогорова

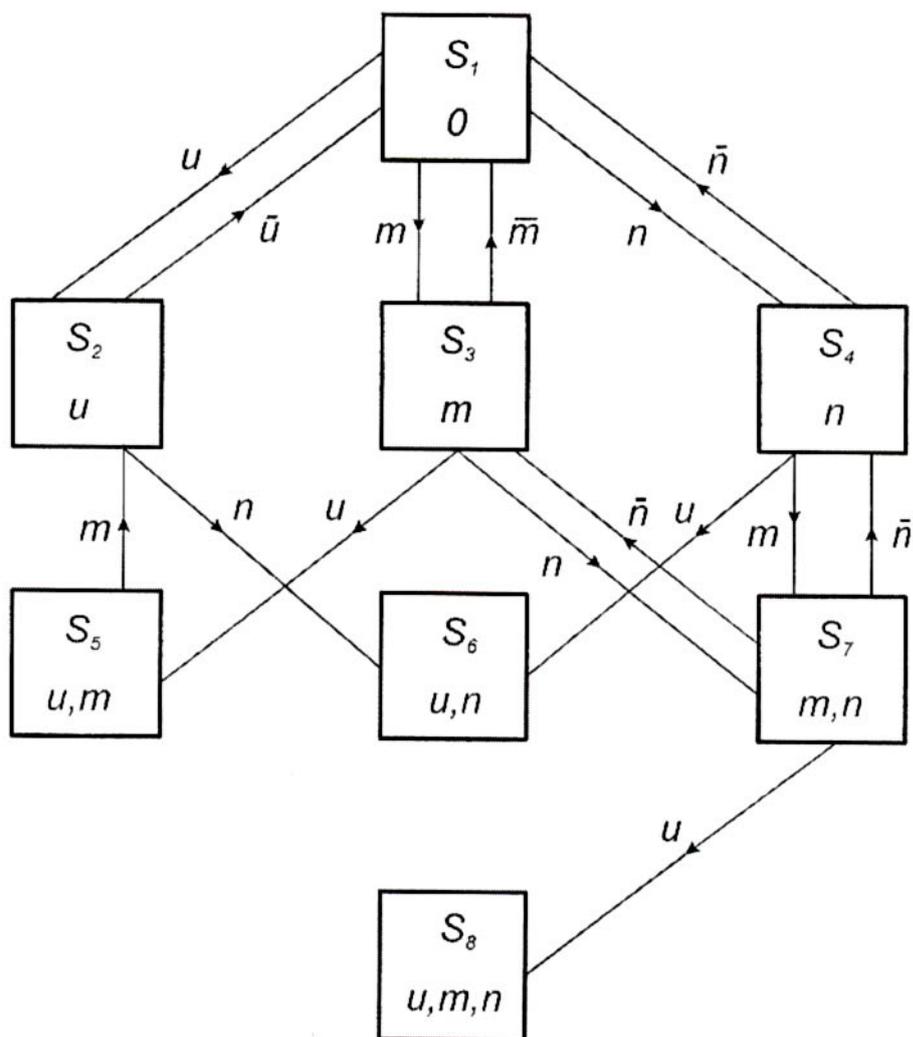


S_i – состояние горной выработки ($i = 1, 2, \dots, 8$);

1 – полностью безопасное; 2 – с действующим источником воспламенения;
 3 – с взрывоопасным отложением пыли; 4 – с взрывоопасной концентрацией метана в атмосфере; 5 – с действующим источником воспламенения и с взрывоопасным отложением пыли; 6 – с действующим источником воспламенения и с взрывоопасной концентрацией метана – аварийная ситуация;
 7 – с взрывоопасными концентрацией метана в атмосфере и отложением пыли; 8 – с действующим источником воспламенения и с взрывоопасными концентрацией метана и отложением пыли – аварийная ситуация.

$u, \bar{u}, m, \bar{m}, n, \bar{n}$ – потоки событий, под действием которых меняются состояния горной выработки.

Рисунок 2.2 – Граф состояния горной выработки при учете одного источника воспламенения (кроме взрывных работ) [15].



S_i – состояние горной выработки ($i = 1, 2 \dots 8$);

1 – полностью безопасное; 2 – с действующим источником воспламенения; 3 – с взрывоопасной концентрацией метана в атмосфере; 4 – с взрывоопасным отложением пыли; 5 – с действующим источником воспламенения и с взрывоопасной концентрацией метана – аварийная ситуация; 6 – с действующим источником воспламенения и с взрывоопасным отложением пыли – аварийная ситуация; 7 – с взрывоопасными концентрацией метана и отложением пыли; 8 – с действующим источником воспламенения и с взрывоопасными концентрацией метана и отложением пыли – аварийная ситуация. $u, \bar{u}, m, \bar{m}, n, \bar{n}$ – потоки событий, под действием которых меняются состояния горной выработки.

Рисунок 2.3 – Граф состояния горной выработки при учете одного источника воспламенения – взрывных работ [15].

$$\frac{dP_i(\tau)}{d\tau} = \sum_{k=1}^n \alpha_{ik} P_k(t); i, k=1, 2, 3, \dots, n, \quad (2.1)$$

где $P_i(t)$ – вероятность i -го состояния системы;

α_{ik} – коэффициенты, определяемые как линейные комбинации интенсивностей потоков событий, под действием которых система меняет свои состояния;

n – число возможных состояний системы.

При этом вероятности $P_i(t)$ должны удовлетворять условиям:

$$P_1(0)=1; P_2(0)=P_3(0)=\dots\dots\dots=P_n(0)=0$$

$$\sum_{i=1}^n P_i(t)=1. \quad (2.2)$$

Интенсивности потоков событий, состоящих в возникновении в различных горных выработках или на отдельных их участках источников воспламенения и взрывоопасных концентраций метана, определялись в ходе статистического анализа всей совокупности данных о действительно происшедших на шахтах за 50-летний период вспышках (взрывах) метана и угольной пыли и экзогенных пожарах. С этой целью все данные классифицировались по типам горных выработок и по источникам воспламенения. Каждая из групп аварий, расположенная в хронологическом порядке, исследовалась по методу статистического анализа временных промежутков между последовательными событиями. При этом интенсивности интересующих нас потоков событий определялись как параметры экспоненциального закона распределения временных промежутков с плотностью равной [37]

$$f(t)=se^{-st}, \quad (2.3)$$

где $s = \frac{1}{\bar{T}}$ - интенсивность потока событий - величина, обратная среднему значению временного промежутка между двумя событиями в потоке.

Проверка соответствия эмпирического закона распределения этих временных промежутков экспоненциальному закону осуществлялась с помощью критерия согласия Пирсона χ^2 .

Интенсивности потоков событий, состоящих в устранении из выработки или ее участка упомянутых выше опасных явлений (загазирования атмосферы, накопления взрывоопасных отложений угольной пыли и действия источника воспламенения) определялись как величины, обратные среднему времени действия (или существования) этих явлений в случаях, когда это время известно, или среднему времени между моментом возникновения в выработке опасного явления и моментом его обнаружения, которое принималось равным периодичности контроля за состоянием выработки.

Полученные таким образом численные значения всех потоков событий были использованы для подсчета вероятностей возникновения аварийных ситуаций в различных типах горных выработок или на различных их участках.

Вычисленные в ходе статистического анализа случаев взрывов (вспышек) и экзогенных пожаров интенсивности потоков событий, состоящих в возникновении в основных типах горных выработок различных источников воспламенения, а также в возникновении в их атмосфере взрывоопасных концентраций метана позволили для каждого конкретного случая определить численные значения коэффициентов системы линейных дифференциальных уравнений Колмогорова и решить ее с помощью приближенных численных методов вычислительной математики, изложенных в работе [36]. В результате были определены вероятности возникновения аварийных ситуаций в основных типах горных выработках шахты при учете действия одного источника воспламенения. Результаты этих определений приведены в таблице 2.3.

Зная вычисленные значения вероятностей возникновения аварийных ситуаций в различных типах горных выработок шахты при учете действия одного источника воспламенения можно оценить вероятности возникновения аварийных ситуаций при учете возможности возникновения в рассматриваемой выработке двух, трех и вообще любого числа потенциальных источников воспламенения взрывоопасной среды. Эта возможность была установлена при выполнении работы [40], где было показано, что полная вероятность возникновения аварийных ситуаций для системы с двумя источниками воспламенения приблизительно равна сумме этих вероятностей, подсчитанных для двух систем с такими же параметрами, но в которых допускалась возможность возникно-

вения только одного из двух рассматриваемых источников воспламенения. При этом было показано, что разность между двумя указанными величинами определяется вероятностью возникновения аварийной ситуации в системе при одновременном действии обоих источников воспламенения, которая в среднем на два порядка меньше, чем вероятность аварийной ситуации этой же системы при действии только одного из двух возможных источников и, следовательно, этой разностью можно пренебречь. Аналогично можно доказать справедливость такого подхода при вычислении вероятностей возникновения аварийных ситуаций для систем с тремя, четырьмя и т.д. потенциальными источниками воспламенения. Таким образом, предлагаемый подход позволяет численно оценить опасность любого очага вспышки (взрыва) при учете произвольного (неограниченного) числа возможных источников воспламенения взрывчатой и пылеметановоздушной среды без необходимости производить вычисления, практически невыполнимые даже при использовании современных ЭВМ.

Таблица 2.3. – Вероятность возникновения аварийных ситуаций в различных типах горных выработок при учете одного возможного источника воспламенения

Тип выработки	Источник воспламенения	Вероятность возникновения аварийной ситуации $P \cdot 10^{-4}$
1	2	3
1. Призабойный участок подготовительной выработки	Взрывные работы	312,44
2. Призабойный участок подготовительной выработки	Фрикционное искрение при работе проходческого комбайна или буровой установки	14,28
3. Призабойный участок подготовительной выработки	Загорание привода конвейера	5,33

Продолжение таблицы 2.3.

1	2	3
4.Призобойный участок подготовительной выработки	Загорание турбомуфты конвейера	5,81
5.Призобойный участок подготовительной выработки	Загорание конвейерной ленты	5,48
6.Призобойный участок подготовительной выработки	Загорание электродвигателя	5,82
7.Призобойный участок подготовительной выработки	Загорание пускорегулирующей аппаратуры и трансформаторов	6,65
8.Призобойный участок подготовительной выработки	Загорание бронированного кабеля	5,88
9.Призобойный участок подготовительной выработки	Загорание гибкого кабеля	11,67
10.Призобойный участок подготовительной выработки	Загорание ввода в электрооборудование	2,88
11.Призобойный участок подготовительной выработки	Загорание кабельной соединительной муфты	2,49
12.Призобойный участок подготовительной выработки	Электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	3,09
13.Призобойный участок подготовительной выработки	Загорание электроосветительной арматуры и светильников	2,28
14.Призобойный участок подготовительной выработки	Пожар на шахтной насосной установке	3,52

Продолжение таблицы 2.3.

1	2	3
15.Призабойный участок подготовительной выработки	Пожар на шахтной лебедке	1,00
16.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание электродвигателя	4,32
17.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание пускорегулирующей аппаратуры и трансформаторов	4,91
18.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание бронированного кабеля	4,36
19.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание гибкого кабеля	8,64
20.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание кабельного ввода в электрооборудование	2,14
21.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание кабельной соединительной муфты	1,84
22.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	1,78
23.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание электроосветительной арматуры и светильников	1,69
24.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание привода конвейера	3,95
25.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Загорание турбомуфты конвейера	4,31

Продолжение таблицы 2.3.

1	2	3
26.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Пожар на шахтной насосной установке	2,61
27.Примыкающий к лаве участок вентиляционного штрека	Пожар на шахтной лебедке	0,74
28.Конвейерная выработка	Загорание привода конвейера	3,95
29.Конвейерная выработка	Загорание турбомуфты конвейера	4,31
30.Конвейерная выработка	Загорание конвейерной ленты	4,06
31.Конвейерная выработка	Загорание электродвигателя	4,32
32.Конвейерная выработка	Загорание пускорегулирующей аппаратуры и трансформаторов	4,93
33.Конвейерная выработка	Загорание бронированного кабеля	4,36
34.Конвейерная выработка	Загорание гибкого кабеля	8,64
35.Конвейерная выработка	Загорание кабельного ввода в электрооборудование	2,14
36.Конвейерная выработка	Загорание кабельной соединительной муфты	1,84
37.Конвейерная выработка	Электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	1,78
38.Конвейерная выработка	Загорание электроосветительной арматуры и светильников	1,69
39.Конвейерная выработка	Пожар на шахтной насосной установке	2,61
40.Конвейерная выработка	Пожар на шахтной лебедке	0,74

Продолжение таблицы 2.3.

1	2	3
41.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Загорание электродвигателя	2,17
42.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Загорание пускорегулирующей аппаратуры и трансформаторов	2,47
43.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Загорание бронированного кабеля	2,19
44.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Загорание гибкого кабеля	4,34
45.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Загорание кабельного ввода в электрооборудование	1,07
46.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Загорание кабельной соединительной муфты	0,92
47.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	0,45
48.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Загорание электроосветительной арматуры и светильников	0,85
49.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Загорание привода конвейера	1,98
50.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Загорание турбомуфты конвейера	2,16
51.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Пожар на шахтной насосной установке	1,31
52.Откаточный штрек с рельсовым транспортом	Пожар на шахтной лебедке	0,37

С помощью указанного приема были подсчитаны вероятности возникновения аварийных ситуаций для различных потенциальных очагов вспышек (взрывов), распределенных по сети горных выработок шахты, представляющих собой совокупности механизмов и оборудования, сосредоточенные на относительно небольших по протяженности (10-20 м) и ограниченных участках горных выработок. При этом были рассмотрены две широко используемые на

шахтах Донбасса системы разработки угольного пласта: длинными столбами по простиранию и сплошная. Расположение, характер и количество механизмов и оборудования в таких потенциальных очагах вспышек (взрывов) принимались в соответствии с «Технологическими схемами очистных и подготовительных работ на угольных шахтах».

Полученные в работе [15] в результате вычислений вероятности аварийных ситуаций, приведенные в таблице 2.6, совместно с данными о наиболее вероятных местных скоплениях метана по сети горных выработок (вне очистных и подготовительных забоев), позволили оценить опасность наиболее вероятных потенциальных очагов вспышек (взрывов) газа и пыли в шахтах, а также классифицировать их по степени такой опасности.

Наиболее опасным в отношении возникновения вспышек (взрывов) представляется призабойный участок подготовительной выработки, проводимой с помощью буровзрывных работ (вероятность возникновения аварийных ситуаций P равна $523,9 \cdot 10^{-4}$). Несколько меньшую опасность представляет этот же участок подготовительной выработки, проводимой проходческими комбайнами ($P = 239,0 \cdot 10^{-4}$). Такая же по порядку вероятность возникновения аварийных ситуаций соответствует распределенным на откаточных штреках ($P = 248,0 \cdot 10^{-4}$ при использовании конвейерного и $P = 213,9 \cdot 10^{-4}$ рельсового транспорта), распределенным подготовительных забоев ($P = 265,0 \cdot 10^{-4}$ и $171,6 \cdot 10^{-4}$ соответственно), оборудованные механизмами сопряжения откаточных штреков с уклонами или бремсбергами ($P = 193,9 \cdot 10^{-4}$). К следующим по опасности вспышек и взрывов относятся распределенные на вентиляционных штреках, совокупности механизмов и оборудования на сопряжениях лав с вентиляционными и откаточными штреками ($P = 105,0 \cdot 10^{-4}$, $97,5 \cdot 10^{-4}$ и $89,9 \cdot 10^{-4}$ соответственно) при отработке пласта обратным ходом (система разработки длинными столбами), сопряжения лав с вентиляционными и откаточными штреками при сплошной системе разработки ($P = 46,2 \cdot 10^{-4}$ и $55,0 \cdot 10^{-4}$), приводы ленточных конвейеров и перегружателей, маневровых лебедок на призабойных участках подготовительных выработок ($P = 53,7 \cdot 10^{-4}$ и $56,7 \cdot 10^{-4}$). При этом вне перечисленных участков, т.е. на остальной протяженности рассмотренных типов горных выработок, вероятности возникновения аварийных ситуаций не превышают величины, равной $29 \cdot 10^{-4}$.

Таблица 2.4 – Вероятности возникновения аварийных ситуаций в потенциальных очагах вспышек (взрывов) газа и пыли по сети горных выработок шахты

№ п/п	Тип горной выработки	Потенциальный очаг вспышки (взрыва)	Возможные источники воспламенения взрывной среды в очаге вспышки (взрыва)	Вероятность возникновения аварийной ситуации $P \cdot 10^{-4}$
1	2	3	4	5
а. Система разработки длинными столбами по простиранию				
1.	Вентиляционный штрек	Распредпункт	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, кабелей, кабельных вводов, осветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	105,0
2.	Сопряжение вентиляционного штрека с лавой	Совокупность механизмов и оборудования верхней части лавы	Загорание электродвигателей, кабелей, кабельных вводов, приводы и турбомуфты скребкового конвейера, электроосветительной арматуры, пожар на насосах и лебедке, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	97,5
3.	Сопряжение конвейерного откаточного штрека с лавой	Совокупность механизмов и оборудования нижней части лавы	Загорание электродвигателей, кабелей, кабельных вводов, приводы и турбомуфты скребкового конвейера, электроосветительной арматуры, пожар на насосах, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	89,9

Продолжение таблицы 2.4

1	2	3	4	5
4.	Конвейерный откаточный штрек	Распредпункт лавы	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, кабелей, кабельных вводов, осветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением, загорание конвейерной ленты	248,0
5.	Конвейерный откаточный штрек	Привод перегружателя или ленточного конвейера	Загорание электродвигателей, кабелей, кабельных вводов, привода, турбомуфты и ленты конвейера, электроосветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	53,7
6.	Конвейерная выработка	Распредпункт привода конвейера	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, кабелей, кабельных вводов, электроосветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	97,8
7.	Конвейерная выработка	Обычный участок выработки	Загорание кабельной соединительной муфты, кабелей, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	29,3
8.	Призабойный участок подготовительной выработки	Распредпункт подготовительного забоя	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, кабелей, кабельных вводов, электроосветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	265,0

Продолжение таблицы 2.4

1	2	3	4	5
9.	Призобойный участок подготовительной выработки	Маневровая лебедка	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, электродвигателя, кабелей, кабельных вводов, электроосветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением, пожар на шахтной лебедке	56,7
10.	Призобойный участок подготовительной выработки	Вентилятор местного проветривания	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, электродвигателя, кабелей, кабельных вводов, электроосветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	55,7
11.	Призобойный участок подготовительной выработки	Забой, проводимый проходческим комбайном	Загорание электрооборудования и механизмов проходческого комбайна, гибких кабелей, насосной установки, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением, фрикционное искрение при работе проходческого комбайна	239,0
б. Сплошная система разработки				
12.	Сопряжение вентиляционного штрека с лавой	Привод скребкового конвейера	Загорание привода и турбомуфты конвейера, электродвигателей, кабелей, кабельных вводов, электроосветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	46,2

Продолжение таблицы 2.4

1	2	3	4	5
13.	Сопряжение откаточного штрека (с рельсовым транспортом) с лавой	Совокупность механизмов и оборудования нижней части лавы	Загорание привода и турбомуфт скребкового конвейера, пускорегулирующей аппаратуры, электродвигателей, кабелей, кабельных вводов, электроосветительной аппаратуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением, пожар на насосной установке	55,0
14.	Откаточный штрек (с рельсовым транспортом)	Распредпункт лавы	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, кабелей, кабельных вводов, электроосветительной аппаратуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	213,9
15.	Призобойный участок откаточного штрека	Распредпункт подготовительного забоя	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, кабелей, кабельных вводов, электроосветительной аппаратуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	171,6
16.	Призобойный участок откаточного штрека	Забой откаточного штрека, проводимого буровым способом	1. Без учёта вспышек (взрывов), инициированных взрывными работами. Загорание пускорегулирующей аппаратуры, электродвигателей, кабелей, кабельных вводов и соединительных муфт, электроосветительной аппаратуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением, фрикционные искры при работе бурового оборудования.	211,5

Продолжение таблицы 2.4

1	2	3	4	5
			<p>2. С учётом вспышек (взрывов), инициированных взрывными работами.</p> <p>Взрывные работы, загорание пускорегулирующей аппаратуры, электродвигателей, кабелей, кабельных вводов и соединительных муфт, электроосветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением, фрикционные искры при работе бурового оборудования.</p>	523,9
17.	Откаточный штрек (с рельсовым транспортом)	Вентилятор местного проветривания подготовительного забоя	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, электродвигателей, кабелей, кабельных вводов и соединительных муфт, электроосветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	18,8
18.	Сопряжение откаточного штрэка с конвейерным бремсбергом (уклоном)	Перегрузочный пункт	Загорание пускорегулирующей аппаратуры, электродвигателей, кабельных вводов, турбомуфты и ленты конвейера, электроосветительной арматуры, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	193,9
19.	Откаточный штрек (с рельсовым транспортом)	Обычный участок выработки	Загорание, кабельной соединительной муфты, кабелей, электрическая искра (дуга) при вскрытии электрооборудования под напряжением	11,2

Проведенное сравнение относительной опасности различных потенциальных очагов позволяет обосновать рациональный порядок расстановки по сети горных выработок шахты датчиков пламени и взрывоподавляющих устройств автоматической системы локализации вспышек (взрывов), при котором будет обеспечено их гашение в начальной стадии развития в подавляющем большинстве случаев.

Таким образом средствами автоматической взрывозащиты в первую очередь должны быть оснащены:

1. Подготовительные забои, проводимые по углю или по углю и породе, вне зависимости от используемого способа проходки.

2. Распредпункты очистных и подготовительных забоев, расположенные на откаточных или вентиляционных штреках, а также на призабойных участках подготовительных выработок.

3. Совокупности механизмов и оборудования на сопряжениях лав с откаточными и вентиляционными штреками.

4. Оборудованные механизмами сопряжения откаточных штреков с уклонами или бремсбергами.

5. Приводы конвейеров и перегружателей.

При этом необходимо отметить, что взрывоопасность такого потенциального очага, как забой подготовительной выработки, проводимой с помощью БВР, определяется не только «основным» источником воспламенения взрывчатой пылеметановоздушной смеси – взрывными работами, время действия которого хорошо определено и относительно невелико. Анализ показывает, что в промежутках времени между очередным взрыванием шпуров взрывоопасность этого очага определяется «вспомогательными» источниками воспламенения – фрикционным искрением при работе бурового инструмента и в результате неисправности различных элементов электрооборудования, на долю которых приходится более 40% вычисленной вероятности возникновения аварийной ситуации (таблица 2.4).

Аналогичные соображения относятся и к подготовительным забоям, проводимым проходческими комбайнами, в которых взрывоопасность определяется не только фрикционным искрением при разрушении горного массива его исполнительным органом, но и возможностью воспламенения метана и угольной пыли в результате неисправности различных узлов его электрооборудования.

Эти обстоятельства обуславливают необходимость обеспечить взрывозащиту подготовительных забоев автоматическими системами гашения вспышек (взрывов), работающими в ждущем непрерывном режиме.

Выводы по главе 2

1. Вероятность возникновения взрыва метана и угольной пыли устанавливается безотносительно к переменным, определяющим изменяемые технические и технологические параметры различных систем разработки угольных месторождений подземным способом.

Наметились новые тенденции в распределении очагов взрывов (вспышек) метана и угольной пыли по основным типам горных выработок: доля взрывов (вспышек), очаги которых располагались в участковых и общешахтных выработках, возросла с 13% на начало 70-х годов XX столетия, до 18% на начало XXI века. Кроме того, если в очистных и подготовительных забоях локальные вспышки переросли в развитые взрывы соответственно в 16,3% и в 24,7% случаев, то в прочих участковых и общешахтных выработках во взрывы метана и угольной пыли развилось 45,4% вспышек метана. Указанные тенденции свидетельствуют о возрастающей опасности очагов вспышек (взрывов), распределенных по сети горных выработок шахты, и подтверждают необходимость совершенствования систем взрывозащиты и, прежде всего, средств локализации взрывов метана и угольной пыли.

2. На основе статистического анализа данных о взрывах (вспышках) метана и угольной пыли определена опасность наиболее вероятных потенциальных очагов взрыва по сети горных выработок.

3. Проведенное сравнение относительной опасности различных потенциальных очагов позволяет обосновать рациональный порядок расстановки по сети горных выработок взрывоподавляющих устройств автоматической системы локализации взрывов (вспышек), при которых будет обеспечено их гашение в начальной стадии развития в подавляющем большинстве случаев.

Средствами автоматической взрывозащиты в первую очередь должны быть оснащены:

- подготовительные забои, проводимые по углю или по углю и породе, вне зависимости от используемого способа проходки;

- распредпункты очистных и подготовительных забоев, расположенные на откаточных или вентиляционных штреках, а также на призабойных участках подготовительных выработок;

- совокупности механизмов и оборудования на сопряжениях лав с откаточными и вентиляционными штреками;

- оборудованные механизмами сопряжения откаточных штреков с уклонами или бремсбергами;

- приводы конвейеров и перегружателей.

3. СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПОСЛЕДСТВИЙ ВЗРЫВОВ МЕТАНА И УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ НА ШАХТАХ

3.1. Оптимизация показателей ущерба от аварии

Многие технологические и эксплуатационные процессы можно считать опасными, в ходе которых возможно наступление серьезных последствий (аварий, катастроф), заключающихся в нанесении серьезного ущерба инженерным сооружениям, технике, здоровью людей, их гибели и т.п.

Степень опасности различных процессов в угольной шахте неодинакова, она зависит от характера и числа опасных операций, профессионального уровня персонала, уровня организации работ, качества эксплуатационной документации и других факторов. Проявление потенциальной опасности процесса или операции в виде аварий носит случайный характер, поэтому может определяться вероятностными показателями, отражающими степень возможности опасных последствий, а также экономическими показателями, оценивающими ущерб от аварий [52].

Случайное событие возникновения аварий при выполнении определенного процесса определяется вероятностью для соответствующего этапа эксплуатации угольной шахты. Будем полагать, что каждому опасному процессу соответствует свой тип аварии (взрыв или вспышка метана, взрыв метана и угольной пыли, взрыв угольной пыли), что влияет на параметры распространения и воздействия в зависимости от применяемых средств взрывозащиты. Это упрощает дальнейшие выкладки, но не накладывает ограничений на выводы.

Для оптимизации показателей ущерба от аварии на угольной шахте воспользуемся методом, предложенным в работе [52]. Наша задача сводится к определению различных типов аварий, происходящих в шахте с соответствующими социальными и экономическими последствиями, на основе анализа аварий за последние 20 лет.

Ущерб C_j возникший в результате аварии j -го типа, является случайной величиной. Для каждого типа аварии можно найти закон распределения $f(C_j)$ случайной величины ущерба C_j (будем полагать эту величину непрерывной). Как всякая случайная величина C_j имеет математическое ожидание $M[C_j]$, дисперсию $D[C_j]$ и другие моменты распределения [52].

Случайная величина ущерба C_j условна, т.к. предполагается, что авария произошла. Обозначим событие «авария j -го типа при выполнении r_j -й раз j -го процесса» через $A_j(r_j)$. Тогда случайная величина ущерба условна, т.е. $C_j / A_j(r_j)$. Вероятность безусловного ущерба $\overline{C_j}(r_j)$ в соответствии с теоремой умножения [53, 54] – можно представить в виде:

$$\text{вер}[\overline{C_j}(r_j)] = \text{вер}[A_j(r_j)] \text{вер}[C_j / A_j(r_j)] \quad (3.1)$$

Таким образом, безусловный случайный ущерб от аварии j -го типа при выполнении процесса в r_j -й раз определяется произведением дискретной случайной величины $A_j(r_j)$, принимающей два значения (0;1), и непрерывной – $C_j / A_j(r_j)$. На первый взгляд величины A_j и C_j зависимы и коррелированы, однако это не так. Величина ущерба от аварии j -го типа случайна, но ее значение не зависит от факта аварии. На рисунке 3.1. показано, что плотность вероятности $f(C_j)$ сосредоточена в плоскости, проходящей через прямую $A_j = 1$. В этом случае математическое ожидание случайной величины $C_j / A_j(r_j)$ совпадает с математическим ожиданием случайной величины C_j , т.е.:

$$M [C_j / A_j(r_j)] = M [C_j] \quad (3.2)$$

Соответственно, плотность распределения $f[C_j / A_j(r_j)]$ совпадает с $f(C_j)$. Математическое ожидание безусловного ущерба $M [C_j]$ от аварии j -го типа как математическое ожидание произведения двух величин (даже зависимых) определяется известным выражением, которое часто называют условным математическим ожиданием [54]:

$$M[\overline{C_j}(r_j)] = M[A_j(r_j)]M[C_j / A_j(r_j)] = P_j M[C_j] \quad (3.3)$$

т.к. для дискретной случайной величины, принимающей значения 0 и 1, имеем

$$M[A_j(r_j)] = 1 \cdot P_j + 0 \cdot (1-P_j) = P_j \quad (3.4)$$

где P_j – вероятность аварии j -го типа.

Следовательно мы можем предположить, что для системы можно выделить типовые аварии, для каждого j -го типа найти условные математические

ожидания ущерба $M [C_j / A_j] = M [R_j]$ при условии, что авария j -го типа произошла (событие A_j). При этом математическое ожидание ущерба от аварий j -го типа

$$M [C_j] = M [C_j / A_j] P(A_j) = M[R_j] P_j \quad (3.5)$$

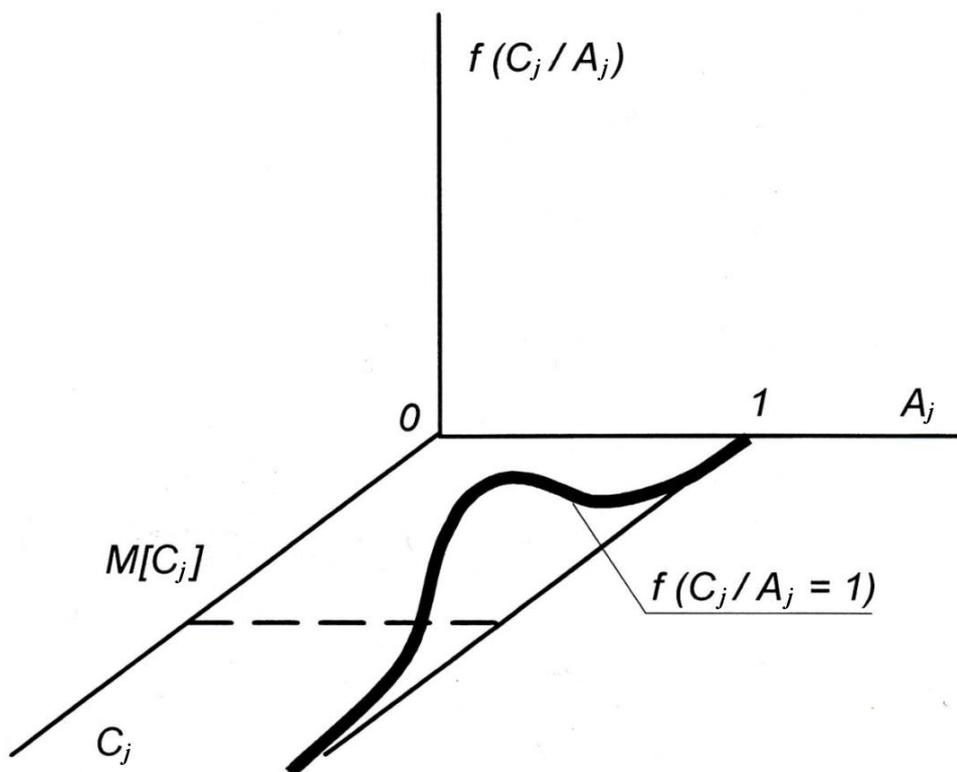


Рисунок 3.1 – Плотность вероятности $f(C_j / A_j)$.

На стадии разработки и проектирования можно уменьшить вероятность P_j аварии, если, с одной стороны, затратить на это дополнительные ресурсы, например, ввести дополнительные системы локализации взрыва к основным системам взрывоподавления или применить комплекс пылевзрывозащитных мероприятий. С другой стороны, можно увеличить вероятность аварий P_j , сэкономив на стоимости производства и эксплуатации совокупности систем пылевзрывозащиты. Безусловно, что существует какое-то оптимальное значение для каждой вероятности P_j .

Аналогично, с одной стороны, затратив дополнительно средства, можно в состав системы включить взрывоподавляющие устройства, уменьшающие в среднем ущерб. С другой стороны, можно уменьшить затраты на эксплуатацию системы, но увеличить средний ущерб от возможных аварий. Следовательно,

могут существовать оптимальные значения математических ожиданий ущерба от аварий $M[R_j]$.

Построим математическую модель для решения задачи оптимизации.

Будем считать, что известны зависимости L_m и L_p , определяющие затраты на изменение значений $M[R_j]$ и P_j . Тогда суммарные затраты, включающие непосредственно ущерб от аварий j -го типа, а также дополнительные расходы на увеличение или уменьшение параметров $M[R_j]$ и P_j определяются зависимостью:

$$L = M[R_j]P_j + L_m + L_p$$

Обычно набор решений, изменяющих параметры $M[R_j]$ и P_j не очень велик, т.е. искомые величины могут лежать на сравнительно малых интервалах:

$$\left. \begin{array}{l} M_1[R_j] \leq M[R_j] \leq M_2[R_j] \\ P_{1j} \leq P_j \leq P_{2j} \end{array} \right\} \quad (3.6)$$

где $M_1[R_j]$ и P_{1j} – нижние пределы изменения, а

$M_2[R_j]$ и P_{2j} – верхние пределы изменения математического ожидания ущерба от аварий и вероятности аварии j -го типа.

На заданных интервалах (3.6) затраты на изменение $M[R_j]$ и P_j можно представить линейными функциями. Такой прием в инженерных задачах допустим, правомерность его была подтверждена в работе [52].

Пусть в результате расчетов при проектировании угольных шахт в соответствии с действующими нормативными документами, регламентирующими безопасность технологических процессов добычи угля, определяются базовые значения $M_{\sigma_j}[R_j]$ и P_{σ_j} лежащие на интервалах (3.6), а также получены зависимости

$$\begin{aligned} L_m &= -a(M[R_j] - M_{\sigma_j}[R_j])P_{\sigma_j} \\ L_p &= -e(P_j - P_{\sigma_j})M_{\sigma_j}[R_j] \end{aligned} \quad (3.7)$$

которые характеризуют дополнительные затраты (экономия) от изменения величины $M[R_j]$ и P_j . Поскольку увеличение $M[R_j]$ и P_j приводит к экономии средств на их изменение, то в (3.7) появляется знак минус.

С учетом сделанных замечаний и допущений можно сформулировать постановку задачи оптимизации.

Найти такие отклонения

$$\begin{aligned}\Delta M[R_j] &= M_{0l}[R_j] - M_{\sigma}[R_j] \\ \Delta P_j &= P_{0j} - P_{\sigma j}\end{aligned}$$

параметров $M[R_j]$ и P_j от базовых значения, при которых суммарные затраты L на получение оптимальных параметров $M_{0l}[R_j]$ и P_{0j} , а также будущий ущерб от аварии j -го типа были бы минимальны и параметры $M_{0l}[R_j]$ и P_{0j} находились в заданных пределах (3.6).

Математическая запись задачи принимает вид:

$$\left. \begin{aligned}L(\Delta M[R_j], \Delta_j) &= (M_{\sigma}[R_j] + \Delta M_{0l}[R_j]) (P_{\sigma j} + \Delta P_{0j}) - a \Delta M_{0l}[R_j] - \epsilon \Delta P_{0j} = \min \\ M_{1l}[R_j] - M_{\sigma}[R_j] &\leq \Delta M[R_j] \leq M_{2l}[R_j] - M_{\sigma}[R_j] \\ P_{1j} - P_{\sigma j} &\leq \Delta P_j \leq P_{2j} - P_{\sigma j}\end{aligned} \right\} \quad (3.8)$$

Преобразуем целевую функцию $L(\Delta M[R_j], \Delta P_j)$:

$$\begin{aligned}L(\Delta M[R_j], \Delta_j) &= M_{\sigma}[R_j]P_{\sigma j} + P_{\sigma j}\Delta M[R_j] + M_{\sigma}[R_j]\Delta\Delta_j + \\ &+ \Delta M[R_j]\Delta\Delta_j - aP_{\sigma j}\Delta M[R_j] - \epsilon M_{\sigma}[R_j]\Delta\Delta_j\end{aligned} \quad (3.9)$$

Величиной $\Delta M[R_j]\Delta P_j$ можно пренебречь, т.к. она на порядок меньше остальных членов.

Введем новые переменные:

$$\begin{aligned}\bar{M}[R_j] &= \frac{M_{0l}[R_j] - M_{\sigma}[R_j]}{M_{\sigma}[R_j]} = \frac{\Delta M[R_j]}{M_{\sigma}[R_j]} \\ \bar{P}_j &= \frac{P_{0j} - P_{\sigma j}}{P_{\sigma j}} = \frac{\Delta P_j}{P_{\sigma j}}\end{aligned}$$

Тогда выражение (3.9) принимает вид

$$\begin{aligned}L(\bar{M}[R_j], \bar{P}_j) &= M_{\sigma}[R_j]P_{\sigma j} + M_{\sigma}[R_j]P_{\sigma j}\bar{M}[R_j] + M_{\sigma}[R_j]P_{\sigma j}\bar{P}_j - \\ &- aM_{\sigma}[R_j]P_{\sigma j}\bar{M}[R_j] - \epsilon M_{\sigma}[R_j]P_{\sigma j}\bar{P}_j\end{aligned}$$

Введем новую целевую функцию \bar{L} , экстремумы которой совпадают с экстремумами L в зависимости (3.9).

$$\bar{L} = \frac{L - M_{\sigma}[R_j] P_{\sigma j}}{M_{\sigma}[R_j] P_{\sigma j}} = (1 - a)\bar{M}[R_j] + (1 - \epsilon)\bar{P}_j$$

После этих упрощений постановка задачи может быть записана следующим образом:

$$\left. \begin{aligned} \bar{L}(\bar{M}[R_j], \bar{P}_j) &= (1 - a)\bar{M}_0[R_j] + (1 - \epsilon)\bar{P}_{0j} = \min \\ \bar{M}_1[R_j] &\leq \bar{M}[R_j] \leq \bar{M}_2[R_j] \\ \bar{P}_{1j} &\leq \bar{P}_j \leq \bar{P}_{2j} \end{aligned} \right\} \quad (3.10)$$

где
$$\bar{M}_1[R_j] = \frac{M_1[R_j] - M_{\sigma}[R_j]}{M_{\sigma}[R_j]}$$

$$\bar{M}_2[R_j] = \frac{M_2[R_j] - M_{\sigma}[R_j]}{M_{\sigma}[R_j]}$$

$$\bar{P}_{1j} = \frac{P_{1j} - P_{\sigma j}}{P_{\sigma j}}$$

$$\bar{P}_{2j} = \frac{P_{2j} - P_{\sigma j}}{P_{\sigma j}}$$

Задача (3.10) – типичная задача линейного программирования с линейной целевой функцией и линейными ограничениями. Так как в ней всего два искомого параметра, то она может быть решена перебором или даже графически. Минимум функции $\bar{L}(\bar{M}[R_j], \bar{P}_j)$, как известно, лежит в угловых точках области допустимых значений: $A(\bar{M}_2[R_j], \bar{P}_{2j})$; $B(\bar{M}_2[R_j], \bar{P}_{1j})$; $C(\bar{M}_1[R_j], \bar{P}_{1j})$; $D(\bar{M}_1[R_j], \bar{P}_{2j})$ (рисунок 3.2). Через эти точки проходят прямые 1 и 2 отвечающие условию $\bar{L}(\bar{M}[R_j], \bar{P}_j) = \min$.

Анализ целевой функции показывает, что при $a = \epsilon = 1$ вся область задания состоит из оптимальных точек. Действительно если $a = \epsilon = 1$, то средства вкладываемые в изменение параметров $M[R_j]$ и P_j на заданных интервалах дают одинаковый суммарный эффект.

Если:

$$\left. \begin{array}{l} a > 1; \epsilon > 1, \quad \text{то } M_0[R_j] = M_2[R_j] \quad P_{0j} = P_{2j} \\ a < 1; \epsilon < 1, \quad \text{то } M_0[R_j] = M_1[R_j] \quad P_{0j} = P_{1j} \\ a > 1; \epsilon < 1, \quad \text{то } M_0[R_j] = M_2[R_j] \quad P_{0j} = P_{1j} \\ a < 1; \epsilon > 1, \quad \text{то } M_0[R_j] = M_1[R_j] \quad P_{0j} = P_{2j} \end{array} \right\} \quad (3.11)$$

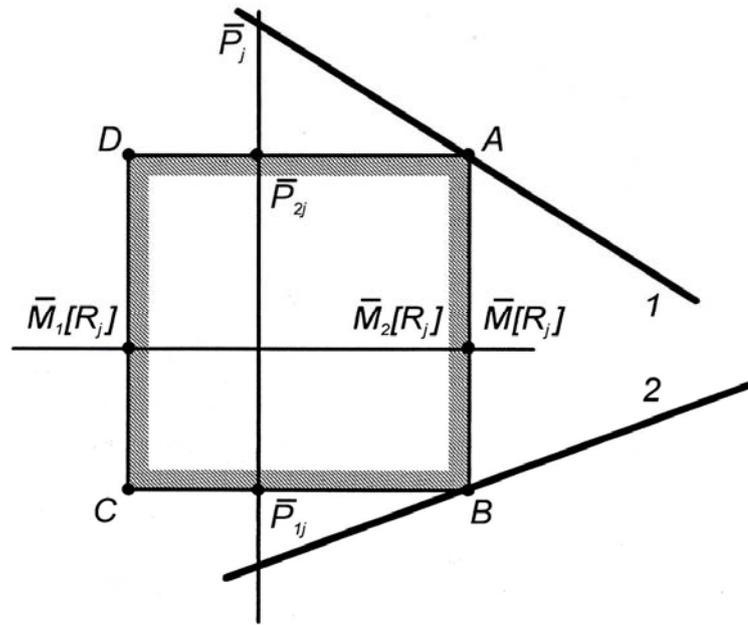


Рисунок 3.2 – Оптимизация ущерба от аварий связанных со взрывом метана и угольной пыли

Суть решения (3.11) можно пояснить так: если уменьшение условного математического ожидания ущерба $M[R_j]$ и вероятности аварии P_j обходится дешево ($a < 1; \epsilon < 1$), нужно максимально уменьшить эти параметры, т.е. оптимальные значения садятся на нижние пределы. И наоборот, если уменьшение ущерба и вероятности аварии стоят дорого ($a > 1; \epsilon > 1$), то оптимум уходит на верхние пределы.

Решена задача оптимизации величин $M[R_j]$, P_j для аварии j -го типа. Если найдены оптимальные значения $(M[R_j])_0$ и P_{j0} , то оптимальный безусловный ущерб от аварии j -го типа $(M[C_j])_0 = (M[R_j])_0 P_{j0}$.

Обобщая вышеизложенное, можно отметить, что оценивая затраты на комплекс пылевзрывозащитных мероприятий и оценив возможный потенциальный ущерб от аварии, эксплуатирующая организация может более эффективно выбирать тот или иной способ пылевзрывозащиты.

Кроме этого, предложенная методика определения и оптимизации показателей ущерба от аварии может быть использована для оценки условий страхования техногенных рисков.

В соответствии с современными взглядами, для каждого из страховых случаев представляется целесообразным проводить [55]:

- анализ и оценку риска реализации страхового случая, т.е. вероятность наступления вредного события (взрыва);
- анализ и оценку риска возникновения ущерба, т.е. определение математического ожидания ущерба и его экономического эквивалента при условии реализации страхового случая.

Возможные типы аварий, связанных со взрывами метана и угольной пыли нами определены в следующем подразделе диссертационной работы при определении показателя тяжести последствий аварий на угольных шахтах.

3.2. Определение показателя тяжести последствий аварий на угольной шахте

Взрывы метана и угольной пыли тормозят развитие горных работ на угольных шахтах, нарушают нормальный режим их работы, наносят значительный ущерб, снижают производительность труда, уничтожают или деформируют выработки, оборудование, нарушают проветривание и другие производственные процессы в очистных, подготовительных выработках. При этом уменьшаются объемы добычи угля, нередко травмируются или гибнут рабочие.

В местах взрыва метана и угольной пыли приостанавливаются работы, а при необходимости – и на соседних участках. На ликвидацию последствий аварии привлекаются квалифицированные рабочие, службы военизированных горно-спасательных частей, расходуются материалы и электроэнергия, ремонтируются или проводятся заново горные выработки, демонтируется непригодное оборудование и устанавливается новое.

При прекращении горных работ, из-за крупных аварий, возникает ущерб от потерь угля в недрах, при этом взрывы метана и угольной пыли, сопровождаемые травматизмом, приводят к соответствующим социально-экономическим последствиям.

Для учета последствий аварий необходимо использовать коэффициент тяжести последствий аварий, учитывающий как экономические потери, так и травматизм персонала в шахтах.

На предприятиях тяжелой промышленности (особенно угольной) в качестве критерия сравнительной оценки предприятий по уровню травматизма применяют так называемый показатель травматизма на 1 млн. единиц объема производства (в угольной промышленности 1 млн. т добычи угля). В этом показателе механически объединены в один критерий различные показатели, характеризующие производство с разных сторон.

Схоластическое использование показателей, сконструированных в виде частного двух величин, одну из которых желательно максимизировать, а другую – минимизировать (или наоборот), т.е. применение их без тщательного, скрупулезного анализа существа проблемы, тенденций изменения входящих в числитель и знаменатель параметров часто приводит к неправильным выводам. Ошибочного вывода при оценке предприятий по травматизму при использовании таких показателей можно избежать только в случаях, когда существует равенство объема производства и численности работающих, а числитель изменяется пропорционально знаменателю (при изменении обоих показателей в небольших пределах).

В практике анализа и сравнительной оценки травматизма на предприятии широкое распространение получил коэффициент тяжести травматизма: отношение числа дней нетрудоспособности к численности работающих. Этому показателю присущи те же недостатки, о которых уже шла речь при анализе показателя травматизма, отнесенного к объему производства.

Широкое использование относительных величин для оценки травматизма можно объяснить слабым знанием их недостатков либо забвением общеметодического принципа, состоящего в том, что сравнению подлежат лишь сопоставимые явления.

Учитывая, что травматизм при крупных авариях, связанных со взрывом метана и угольной пыли, как бы «поглощается» общим травматизмом по шахте, мы рекомендуем использовать коэффициент тяжести последствий этих аварий, который в общем случае может быть представлен в следующем виде [56]:

$$K_{Т.П.} = K_{Э} + K_{Т} + K_{Д} \quad (3.12)$$

где $K_{Э}$ – коэффициент, учитывающий объем распространения взрыва и экономический ущерб, нанесенный вследствие его происхождения,

$$K_{\text{э}} = \frac{C_{\text{о.п.ф.}}}{C_{\text{у.о.п.ф.}}}, \quad (3.13)$$

где $C_{\text{о.п.ф.}}$, $C_{\text{у.о.п.ф.}}$ – стоимость соответственно основных и уничтоженных основных производственных фондов, руб.; максимальное значение коэффициента $K_{\text{э}} = 1$ в том случае, когда вследствие аварии уничтожены все основные производственные фонды;
 $K_{\text{т}}$ – коэффициент, учитывающий тяжесть последствия аварии, связанный с травматизмом персонала,

$$K_{\text{т}} = \lg \left(1 + \frac{n_{\text{с}} + k_{\text{э.с}} n_{\text{т}}}{N_{\text{с}}} \right), \quad (3.14)$$

где $n_{\text{с}}$ – число смертельно травмированных людей в результате взрыва;
 $k_{\text{э.с}}$ – коэффициент эквивалентности числа тяжело травмированных числу смертельно травмированных;
 $n_{\text{т}}$ – число тяжело травмированных;
 $N_{\text{с}}$ – число работающих в шахте на момент аварии; максимальное значение коэффициента $K_{\text{т}} = 1$ в том случае, когда вследствие аварии погибает весь персонал, находящийся в шахте;
 $K_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий потерю добычи за определенный промежуток времени (период восстановления объема добычи до аварии),

$$K_{\text{д}} = \frac{П_{\text{д}}}{Д}, \quad (3.15)$$

где $П_{\text{д}}$ – потеря добычи за определенный промежуток времени, т;
 $Д$ – плановая добыча за этот промежуток времени, т; максимальное значение коэффициента $K_{\text{д}} = 1$ в том случае, когда вследствие аварии подготовленные запасы не отрабатываются.

Следовательно, максимальное значение коэффициента тяжести последствий аварий, связанных со взрывами метана и угольной пыли, $K_{\text{ТП}} = 3$.

Анализ тяжести последствий аварий по введенному коэффициенту $K_{\text{ТП}}$ позволил выявить четыре типа аварий (см. рисунок 3.3).

I тип включает до 70 % общего их числа. Они имеют, как правило, локальный характер и связаны в основном со вспышкой метана. Число пострадавших при аварии – до 10 чел., редко со смертельным исходом. Экономический ущерб, как правило, незначителен и не превышает 5 млн.руб. (в ценах 2000 года). II тип – до 15 % всех случившихся аварий. Они также имеют локальный характер распространения, но отличаются от I типа более значительным числом пострадавших со смертельным исходом (около 2-3 человек). Экономический ущерб от аварии незначителен и составляет порядка 5-30 млн.руб. На III тип аварий приходится до 10 % общего их числа. Связаны они с детонационным (взрывным) распространением по сети горных выработок. Как правило, число погибших составляет 5-15 человек. Экономический ущерб от аварии значителен и составляет порядка 30-90 млн.руб. IV тип аварий (катастрофический) включает до 5 % общего их числа. На эти аварии приходится порядка 70 % всех смертельных случаев (более 20 на одну аварию) и до 50 % убытков, причиненных угольным компаниям. Экономический ущерб от аварии превышает 90 млн.руб.

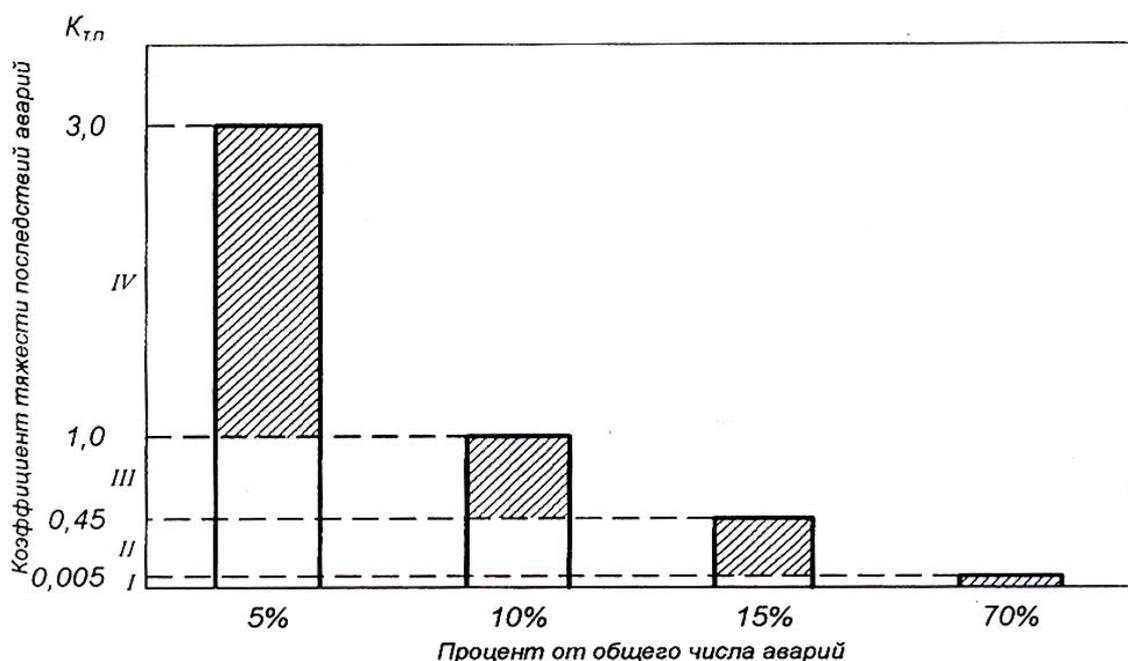


Рисунок 3.3 – Анализ тяжести последствий 116 аварий по K_{TII} за 1991-2010 гг.

Из вышеизложенного можно сделать вывод, что при высокопроизводительных технологиях и механизмах со значительной энерговооруженностью опасность взрыва метана и угольной пыли остается достаточно высокой. Поэтому необходимо разработать классификацию шахт по потенциальной опас-

ности взрывов метана и угольной пыли, что позволит правильно решать задачи по оснащению шахт средствами взрывозащиты, контролю пылегазового режима и т.п., а также предъявлять и строго контролировать определенные требования правил безопасности при организации технологического процесса добычи угля.

Выводы по главе 3

1. Разработана методика оценки экономических последствий взрывов метана и угольной пыли на шахтах.

При экономической оценке последствий взрывов метана и угольной пыли и мероприятий по их предупреждению целесообразно исходить из сравнения технико-экономических показателей работы шахт с их показателями при отсутствии аварийных ситуаций. В связи с этим расчет экономических последствий взрывов метана и угольной пыли можно свести к определению дополнительных эксплуатационных и капитальных затрат и других убытков от аварии и составления соответствующих критериев сравнительной оценки альтернативных решений, позволяющих повысить безопасность работ, уменьшить частоту и интенсивность или полностью избежать взрывов метана и угольной пыли и соответствующих им потерь.

2. Установлено, что эффективность применения средств взрывозащиты целесообразно определять посредством оптимизации показателей ущерба от аварий варьированием параметра вероятности взрыва метана и угольной пыли между ее уменьшением за счет дополнительных ресурсов, или ее увеличением при экономии средств на производство и эксплуатацию совокупности систем взрывозащиты.

3. Разработаны методические рекомендации по оценке последствий взрывов метана и угольной пыли. Предложенный критерий (коэффициент) тяжести последствий аварии, учитывающий объем распространения взрыва и экономический ущерб, нанесенный вследствие его происхождения, травматизм людей и потерю добычи угля, позволил выделить четыре типа аварий, связанных со взрывом метана и угольной пыли.

4. Предложенная методика определения и оптимизации показателей ущерба от аварии может быть использована для оценки условий страхования техногенных рисков.

4. ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СРЕДСТВ ЛОКАЛИЗАЦИИ ВЗРЫВОВ МЕТАНА И УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ

4.1. Виды заслонов

Для локализации возможных взрывов угольной пыли применяются различные типы заслонов. Все заслоны в работе [15] разделены на четыре группы, в основу деления положены характеристика пламегасящего вещества, назначение, принцип действия и характер распределения инертного вещества.

1. По роду пламегасящего вещества заслоны делятся на водяные и сланцевые.

2. По назначению заслоны делятся на:

- основные, служащие для изоляции крыльев шахтного поля, конвейерных выработок, участков или отдельных забоев, устанавливаемые как на входящей, так и исходящей струях;

- вспомогательные, служащие для изоляции очагов возможного возникновения взрыва вблизи отдельных забоев подготовительных выработок.

3. По принципу действия заслоны делятся на:

- пассивные, срабатывающие от действия ударной волны взрыва;

- автоматические – срабатывающие от специальных датчиков или устройств.

4. По распределению взрывогасящего вещества в заслоне их можно разделить на:

- концентрированные, в которых инертная пыль или вода размещены на отдельных полках или в сосудах, компактно расположенных в сечении выработки, на небольшом ее участке (20-30 м);

- рассредоточенные, в которых полки, сосуды или их группы, заполненные взрывогасящим веществом, размещаются по всей длине выработки на значительном (до 5-40 м) удалении друг от друга.

Концентрированные заслоны нашли повсеместное применение в шахтах для локализации возможных взрывов угольной пыли в подготовительных забоях и по сети горных выработок. Рассредоточенные водяные заслоны на угольных шахтах применялись в тупиковых подготовительных выработках.

4.2. Пассивные заслоны

4.2.1. Определение параметров пассивных заслонов

Учитывая, что гашение пламени водяным заслоном происходит в зоне взаимодействия диспергированной воды с распространяющимся пламенем за счет испарения, необходимый ее расход в расчете на 1 м² поверхности фронта пламени может быть определен из выражения [15]:

$$g = 0,16 k_3 u Q_{\Pi} t \rho_B / Z, \quad (4.1)$$

где g – удельный расход воды на гашение пламени, л/м²;

k_3 – коэффициент непроизводительных потерь воды (k_3 может быть принят 1,5);

t – время от начала выброса воды до опрокидывания сосудов;

u – скорость распространения пламени, м/с;

Q_{Π} – теплота сгорания пыли, Дж/кг;

ρ_B – плотность воды, кг/м³;

Z – скрытая теплота испарения, Дж/кг.

Расход воды для гашения пламени, распространяющегося со скоростью 300 м/с, в соответствии с формулой (4.1) равен 250 л/м². Экспериментально в опытной шахте МакНИИ установлено, что для гашения пламени взрыва, распространяющегося со скоростью 180-285 м/с, удельный расход воды составил 200 л/м² площади поперечного сечения выработки.

Другой параметр водяного заслона – это длина зоны гашения, т.е. участок выработки, на котором гаснет пламя взрыва при взаимодействии с водой. Длина зоны гашения определяет максимальную длину водяного заслона. Как правило, длина заслона должна быть равна или больше длины зоны гашения. Путь, пройденный пламенем за время, необходимое для испарения капель, будет зоной гашения взрыва, протяженность которой может быть определена по выражению [15]:

$$l_3 = u Z r^2 \rho_B / (2 \lambda T_{\Phi}) \quad (4.2)$$

где r – радиус капли, м;

λ – коэффициент теплопроводности, Вт/(м·К);

T_{Φ} – температура пламени, К.

Для определения длины сланцевого заслона в работе [15] предложена формула

$$l_3 = q_{II} C_{II} (T_B - T_0) / [(C_Y (T - T_B))] \quad (4.3)$$

где C_{II}, C_Y – теплоемкость инертной и угольной пыли, Дж/(кг·К);
 q_{II} – плотность облака инертной пыли, кг/м³;
 T_B – минимальная температура воспламенения угольной пыли, К;
 T_0 – температура инертной пыли, К;
 T – температура газов после взрыва, К.

Уравнение (4.3) не учитывает степень взвешиваемости инертной пыли, не рассматривает условий теплообмена в дисперсном потоке, ввиду чего получить достоверные результаты не представляется возможным.

В связи с отмеченным, параметры сланцевых, а также водяных заслонов во всех угледобывающих странах приняты по результатам экспериментальных исследований по различным методикам (таблица 4.1).

Таблица 4.1 – Параметры заслонов в различных угледобывающих странах [15]

Тип заслона	Удельный расход		Расстояние между рядами полок (сосудов), м	Расстояние заслона от очага взрыва, м
	воды, л/м ²	инертной пыли, кг/м ²		
1	2	3	4	5
СНГ				
Основной сланцевый		400	Не менее ширины полки	60-300
Основной водяной в зависимости от выхода летучих веществ в угле (V_c^{daf}), % ≤ 15	150	–	Не менее ширины сосуда	75-250
15-20	200	–	То же	75-250
20-25	300	–	“	75-250
25 и более	400*	–	“	75-250

Продолжение таблицы 4.1

1	2	3	4	5
Рассредоточенный водяной для изоляции тупиковых подготовительных выработок	2,5**	–	5	25-40
Рассредоточенный водяной для изоляции конвейерных выработок в зависимости от выхода летучих веществ в угле (V_c^{daf}), %:			Согласно выражению $5 \leq l \leq Q/S$	
≤ 15	0,2**	–	То же	25-40
15-20	0,35**	–	“	25-40
20-25	0,55**	–	“	25-40
25 и более	0,75**	–	“	25-40
Польша				
Основной сланцевый для негазовых шахт	–	200	2-3	50-300
Вспомогательный сланцевый для негазовых шахт	–	200	2-5	50-100
Основной сланцевый для газовых шахт	–	400	2-3	50-300
Вспомогательный сланцевый для газовых шахт	–	400	2-3	50-100
Чехословакия				
Основной сланцевый	–	400	1-1,5	50-300
Вспомогательный сланцевый	–	200	1-1,5	50-300
Основной водяной	200	–	1-1,5	60-300
Вспомогательный водяной	100	–	1-1,5	60-300
Великобритания				
Основной сланцевый	–	450	–	50-300
Вспомогательный сланцевый	–	80	–	50-300
ФРГ				
Основной сланцевый	–	400	2	65-300
Вспомогательный сланцевый	–	100	2	65-300
Основной водяной	200	–	2	50-70-300
Рассредоточенный водяной	1**	–	≤ 3	–
Франция				
Основной сланцевый	–	400	0,6	60-300

Продолжение таблицы 4.1

1	2	3	4	5
Вспомогательный сланцевый для тупиковых подготовительных выработок протяженностью более 30 м	–	100	0,6	30-150
Япония				
Сланцевый для вспомогательных выработок	100	100	1-30	–
Сланцевый для главных выработок	300	300	1-30	
Сланцевый для наиболее опасных по газу и пыли выработок	400	400	1-30	–
Водяной для вспомогательных выработок	100	100	1-30	–
Водяной для главных выработок	300	300	1-30	–
Водяной для наиболее опасных по газу и пыли выработок	400	400	1-30	–

Примечание:

* Для всех шахт, разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли.

** Удельный расход воды выражен в л/м³.

4.2.2. Оценка эффективности пассивных заслонов

Внимание исследователей к вопросу локализации взрывов угольной пыли водяными заслонами было обращено в 60-70-х годах XX столетия, так как ранее шахты не были оснащены водопроводами и их устройство являлось более сложным и трудоемким по сравнению с заслонами из инертной пыли.

В Польше проведены испытания водяных и сланцевых заслонов в штреке длиной 400 м и площадью сечения 7,5 м² шахты «Барбара» [59]. Установлено, что водяные и сланцевые заслоны имеют примерно одинаковую эффективность. Сланцевые заслоны эффективно локализируют взрыв, фронт пламени которого распространяется со скоростью 80-235 м/с, а водяные – 100-285 м/с. На этой же шахте были проведены исследования эффективности водяных заслонов при различном расположении сосудов в выработке. В результате установлено, что эффективность водяных заслонов существенно не снижается, если сосудами перекрыто более 50 % сечения выработки по ширине. При этом расстояние между сосудами, а также между сосудами и стенками выработки в одном ряду не

должно превышать 1,5 м. Эффективность также не снижается при увеличении расстояния между кровлей выработки и верхней кромкой сосуда до 1 м.

Определению параметров и исследованию эффективности пассивных заслонов посвящено значительное количество исследований [57, 58, 60-63], интерес представляют исследования, посвященные локализации взрывов угольной пыли в очень широких и низких выработках. Они проводились на шахте «Тремония» (Германия) в выработке высотой 1,5 и шириной 4,5 м. На основании полученных результатов сделан вывод о том, что в низких и широких выработках гашение взрывов заслонами эффективно, если около 50 % выработки по ширине перекрыто сосудами, а также при расстоянии между сосудами порядка 1,9 м, оставляемом для прохода людей. Это расстояние может быть увеличено до 2,6 м, если угольная пыль на почве находится в связанном состоянии.

МакНИИ были проведены исследования [64] по определению взрывогасящей эффективности водяных заслонов и установлению оптимальных параметров их эксплуатации.

Экспериментальные взрывы в опытной шахте позволили определить взрывогасящие параметры водяных заслонов для натуральных условий, а именно: длину заслона, необходимое количество воды в нем, минимальное и максимальное удаление места его установки от вероятного очага взрыва. Заслон из сосудов устанавливался в выработке опытной шахты, сосуды заполнялись водой, а выработка по всему периметру от взрывной камеры до заслона, в зоне заслона и на протяжении 20 м за заслоном запылялась сильно взрывчатой пылью, приготовленной из угля пласта m_3 шахты «Чайкино». В ряде опытов для создания наиболее благоприятных условий перехода во взвешенное состояние пыль помещалась на легкоопрокидывающихся полках.

Источником воспламенения отложившейся угольной пыли служит взрыв 40 м^3 метановоздушной смеси, усиленный 9 кг угольной пыли, предварительно распыленной взрывом заряда аммонита ПЖВ-20.

Результаты опытов по локализации взрывов угольной пыли водяными заслонами в опытной шахте МакНИИ представлены в таблице 4.2 [15].

Таблица 4.2 – Результаты опытов по локализации взрывов угольной пыли водяными заслонами в опытной шахте МакНИИ [15]

Удаление заслона от тупика выработки, м	Длина заслона, м	Удельный расход воды, л/м ²	Средняя скорость распространения пламени перед заслоном, м/с	Давление на фронте ударной волны в зоне заслона, кПа	Длина распространения пламени, м	Результаты опыта
60	20	180	100	95	175	Н
60	20	270	120	–	120	Н
60	33	230	200	–	230	Н
60	33	270	160	70	70	Л
60	33	270	200	100	210	Н
60	35	310	180	75	75	Л
60	35	310	210	110	220	Н
60	35	400	220	130	265	Н
75	35	400	240	95	90	Л
75	35	300	215	90	90	Л
75	35	250	215	90	90	Л
75	35	200	190	85	100	Л
75	35	200	220	140	300	Н
110	30	180	230	200	300	Н
110	35	350	165	120	125	Л
110	35	270	200	140	125	Л
230	35	300	290	-	260	Л

Примечание. Н – взрыв не локализован, Л - взрыв локализован.

Из данных таблицы 4.2 видно, что при длине заслонов 20 м и расположении их в 60 м от очага взрыва пламя экспериментальных взрывов угольной пыли, распространяющееся со скоростью 100-120 м/с, при удельном расходе воды 180-270 кг/м² не было локализовано. Установленные на том же месте заслоны длиной 30- 35 м также не гасили взрывов, распространяющихся со скоростью около 220 м/с даже при удельном расходе воды 400 л/м². При скорости распространения пламени меньшей 200 м/с заслоны с удельным расходом воды, равным 270 л/м², были эффективны. Последнее обстоятельство указывает на

зависимость необходимого для гашения взрыва удельного расхода воды от скорости распространения пламени, а также свидетельствует о том, что при удалении заслонов на 60 м от тупика выработки (очага взрыва) надежная защита обеспечивается не всегда. Это можно объяснить тем, что при скорости распространения пламени 200 м/с и более времени (t_p) с момента срабатывания заслона до подхода пламени к месту его установки недостаточно для подготовки взрывогасящей среды. Это время зависит от скорости распространения пламени и ударной волны, удаления заслона от очага взрыва и описывается уравнением [15]:

$$t_p = l (v - u) / (vu), \quad (4.4)$$

где l – удаление заслона от очага взрыва, м;

v, u – скорость распространения ударной волны и фронта пламени, м/с.

Расчеты, выполненные по формуле (4.2), показали, что при прочих равных условиях, в проведенных экспериментах эффективное гашение пламени взрыва наблюдалось при $t_p = 0,2$ с и более, тогда как при $t_p = 0,15 \div 0,16$ с пламя взрывов погашено не было.

Один из доступных способов повышения t_p , а следовательно, и эффективности гашения пламени взрыва – увеличение значения l . Поэтому последующие опыты были проведены при удалении водяных заслонов на 75, 110 и 230 м от тупика выработки. Водяные заслоны, удаленные от очага на указанное расстояние, эффективно гасили пламя взрыва, распространяющегося со скоростью 165-290 м/с, при удельном расходе воды в заслонах 200-400 л/м² площади поперечного сечения выработки. Распространение взрывов по всему запыленному участку при проведении двух опытов объясняется недостаточным количеством воды в заслонах при скоростях распространения пламени 220-230 м/с [15].

Локализирующая эффективность водяных заслонов с сосудами из пластических масс проверялась в опытной шахте МакНИИ (таблица 4.3), при этом заслоны удалялись на 75 м от тупика, а сосуды устанавливались как на продольные, так и на поперечные рейки. Сосуды из полиэтилена и полипропилена, кроме того, жестко подвешивались к кровле и крепи выработки при помощи специальных крючьев [15]. Было установлено, что водяные заслоны с сосудами из различных пластмасс эффективно гасят пламя взрывов угольной пыли, распространяющееся со скоростью 85-285 м/с. Заслоны, в которых сосуды

подвешивались к крепи при помощи крючьев, эффективно гасили только сравнительно сильные взрывы. При малых скоростях распространения пламени (менее 100 м/с) такие заслоны неэффективны.

Установлено, что водяные заслоны эффективно гасят взрывы угольной пыли, если сосудами из пластических масс перекрыто не менее 50 % ширины выработки. При этом расстояние между кровлей и верхней кромкой сосуда должно быть не менее 100 и не более 600 мм.

Таблица 4.3 – Результаты экспериментов по гашению взрывов угольной пыли водяными заслонами с сосудами из пластмасс в опытной шахте МакНИИ [15]

Материал сосуда	Характеристика заслона		Средняя скорость пламени перед заслоном, м/с	Давление на фронте ударной волны в зоне заслона, кПа	Длина распространения пламени, м	Результат опыта
	длина, м	удельный расход воды, л/м ²				
Пенополистирол	30	150	85	55	95	Взрыв локализован
То же	30	100	107	75	100	
“	30	270	200	120	90	
Полипропилен	30	100	100	–	95	
То же	30	50	130	80	105	
“	15	50	105	60	97	
“	30	250	285	170	102	
“	30	200	220	90	93	
Полистирол	30	200	220	120	95	
Эбонит	30	200	285	180	95	
Пенополистирол	30*	200	265	170	230	
Полиэтилен	35*	350	265	–	235	

Примечание: * Заслон удален на 220 м от тупика выработки.

Анализ результатов проведенных исследований МакНИИ показал, что наиболее эффективное гашение взрывов заслонами имело место при заполнении их водой из расчета 300-350 л/м² площади поперечного сечения выработки и расположении их от очага взрыва в пределах 75- 250 м при их длине 30 м и

более. Учитывая, что при экспериментах не представляется возможным воспроизвести все разнообразие шахтных условий, целесообразно (приняв некоторый запас) удельный расход воды при длине заслона не менее 30 м установить 400 л/м^2 , который вошел во все нормативные документы.

Взрывоподавляющее действие пассивного заслона состоит в создании на пути распространяющегося по выработке фронта пламени взрыва угольной пыли среды, представляющей собой облако диспергированного пламегасящего вещества (воды или инертной пыли), образующееся при воздействии на заслон ударной волны самого взрыва. Эффективное диспергирование воды или инертной пыли в количествах, способных надежно погасить пламя взрыва, возможно при воздействии на заслон достаточно интенсивной ударной волны, формирование которой происходит лишь на определенной стадии развития взрывного процесса. В связи с этим успешное гашение взрыва угольной пыли пассивным заслоном возможно только при выполнении определенных требований по его размещению в выработке. Экспериментально было установлено, что основные (концентрированные) сланцевые и водяные заслоны должны устанавливаться не ближе 60 и 75 м соответственно, а первый ряд сосудов рассредоточенного водяного заслона – не ближе 25 м от потенциального очага взрыва. В противном случае интенсивность ударной волны будет недостаточной для диспергирования инертного материала заслона и пламя не будет погашено. Кроме того, была показана нецелесообразность установки основных водяных и сланцевых заслонов на расстояниях, превышающих 250 и 300 м соответственно от очага взрыва поскольку в этом случае возможны такие условия протекания взрывного процесса, при которых временной промежуток между подходом к заслону ударной волны и фронта пламени не обеспечивает своевременное диспергирование пламегасящего материала. Такие заслоны не обеспечивают эффективное гашение взрывов метано-воздушной смеси.

Таким образом, сам принцип действия пассивных заслонов обуславливает основной недостаток, состоящий в том, что в случае возникновения в выработке взрыва угольной пыли до его локализации заслоном допускается существенное развитие взрывного процесса. Последнее сопряжено со значительным распространением взрыва по выработке до заслона (60-300 м). Кроме того, ударная волна, хотя и ослабленная, продолжает распространяться по выработке за заслон, поскольку даже при его полном и эффективном срабатывании гасится только пламя взрыва. Все это приводит к разрушению крепи вы-

работок и находящегося в них оборудования, образованию больших количеств оксида углерода, травмированию горнорабочих.

Из-за характерной особенности пассивного заслона, представляющего собой достаточно громоздкое стационарное сооружение, занимающее 20-30 м выработки, а также неопределенности месторасположения, многочисленности, рассредоточенности и относительной подвижности некоторых источников воспламенения (распределители, электроприводы конвейеров и перегружателей, совокупности машин и электрооборудования на сопряжениях горных выработок и т.д.) далеко не все взрывы представляется возможным локализовать в местах их возникновения. Это существенно снижает надежность взрывозащиты шахты.

4.2.3. Порядок размещения пассивных заслонов по сети горных выработок

Места установки заслонов должны выбираться исходя из основного принципа гашения взрыва: где бы взрыв ни возник, на пути его распространения должен находиться заслон. С этой целью основными заслонами в соответствии с Правилами безопасности должны быть изолированы очистные выработки, забои подготовительных выработок, проводимых по углю или по углю и породе, крылья шахтного поля в каждом пласте, конвейерные выработки и пожарные участки [65, 66].

Заслоны размещаются на входящей и исходящей струях изолируемых выработок. Для изоляции крыльев заслоны устанавливаются в откаточных и вентиляционных штреках, у бремсбергов, уклонов, квершлаггов и у других примыкающих к ним выработок.

Для защиты конвейерных выработок протяженностью свыше 200м, по которым транспортируется уголь, должны устанавливаться водяные или сланцевые заслоны на всем их протяжении.

Для изоляции пожарных участков заслоны помещаются во всех примыкающих к ним выработках.

Сланцевые заслоны должны устанавливаться на расстоянии не менее 60 и не более 300 м, водяные – не менее 75 и не более 250 м от забоев очистных и подготовительных выработок, сопряжений откаточных и вентиляционных штреков с бремсбергами, уклонами, квершлагами, а также от изолирующих пожар перемычек.

В конвейерных выработках сланцевые заслоны должны устанавливаться на расстоянии не более 300 м, а водяные - не более 250 м друг от друга.

Подготовительные выработки протяженностью менее 40 м должны изолироваться основными заслонами, устанавливаемыми в смежных выработках на минимально допустимом расстоянии.

Заслоны устанавливаются на прямолинейных участках выработки с выдержанным поперечным сечением.

4.3. Автоматические средства локализации взрывов метана и угольной пыли

4.3.1. Общие принципы автоматической взрывозащиты

Дальнейшее развитие угольной промышленности сопряжено с разработкой более глубоких горизонтов, применением более производительных технологий и механизмов с увеличивающейся их энерговооруженностью, что приводит к повышению интенсивности газо- и пылевыведения в шахтах, а также к росту вероятности появления различных источников воспламенения, т.е. к усилению факторов, способствующих возникновению взрывов. Это обстоятельство вызывает необходимость совершенствования всего комплекса взрывозащиты угольных шахт, в том числе и средств локализации взрывов (вспышек) метана и угольной пыли, что позволило бы обеспечить резкое снижение количества развитых взрывов газа и угольной пыли в выработках и исключить сопряженные с ними травматизм горнорабочих и материальный ущерб.

В мировой практике такое усовершенствование второй линии взрывозащиты ведется путем создания принципиально новых средств, так называемых автоматических устройств (заслонов), способных локализовать вспышку (взрыв) метана и пыли непосредственно в очаге на начальной стадии развития. Автоматические устройства, в отличие от пассивных заслонов, снабжаются независимым от внешних условий источником энергии, служащим для принудительного диспергирования и подачи в зону воспламенения взрывоподавляющего вещества по сигналу датчика, реагирующего на какое-либо физическое явление, сопровождающее вспышку (взрыв). Такие устройства, как правило, представляют собой постоянно функционирующие системы, срабатываю-

щие при возникновении вспышки (взрыва) у потенциального источника воспламенения. Гашение пламени взрыва осуществляется значительно меньшим (по сравнению с пассивными заслонами) количеством гасящего материала. Они имеют относительно небольшие габариты и массу, что делает их сравнительно легко перемещаемыми по выработке по мере развития горных работ. При этом непереносимое условие для надежного гашения взрыва автоматическим заслоном - размещение датчика и взрывоподавляющего устройства относительно друг друга на некотором расстоянии, определяемом инерционностью датчика, а также временем формирования и существования взрывоподавляющей среды.

Относительно небольшие габариты и масса автоматических устройств позволяют осуществить взрывозащиту практически у всех имеющихся в шахте потенциальных источников. Подавление взрыва на ранней стадии его развития позволяет избежать негативных последствий, имеющих место при локализации взрыва основным пассивным заслоном.

По выполняемым функциям как основные водяные (сланцевые) заслоны, так и первичные сланцевые заслоны ПЗМ-2 являются автоматическими системами. Однако они обладают переменной инерционностью, не способны флегматизировать метано-воздушную смесь и поэтому обладают низкой надежностью подавления взрыва в загазированной выработке.

Наиболее перспективными являются автоматические системы с принудительным распылением гасящих составов. В настоящее время такие системы разработаны и применяются в химической, нефтехимической и нефтеперерабатывающей промышленности.

Автоматическое подавление очага воспламенения в общем виде включает в себя обнаружение (регистрацию) очага воспламенения и создание вокруг него или на пути его распространения пламегасящей среды. Поэтому в упрощенном виде функциональная схема системы автоматической взрывозащиты состоит из объекта защиты (горной выработки), датчика опасной (критической) ситуации (датчик воспламенения) и исполнительного органа (взрывоподавляющего устройства). Возмущающим воздействием для системы взрывозащиты, как правило, служит один из контрольных параметров объекта защиты, например нарастающий размер пламени очага воспламенения. При критической величине пламени приводится в действие исполнительный орган, создающий пламегасящую зону, которая локализует очаг воспламенения.

После обнаружения очага воспламенения МВС или ПВС необходимо время для создания пламегасящей среды, достаточной для локализации возникшего очага. Поэтому после обнаружения этого очага, размер последнего продолжает расти и взрывоподавление происходит при его размере, превышающем тот, при котором произошла регистрация очага воспламенения.

Обозначим размер очага воспламенения МВС или ПВС, при котором он обнаруживается, через l_0 , а при котором он локализуется – через l_L . Очевидно, что l_L зависит не только от l_0 , но и от скорости развития очага воспламенения, а также от времени его обнаружения и создания пламегасящей среды.

Для локализации очага воспламенения МВС или ПВС необходимым условием является создание пламегасящей зоны с концентрацией C_ϕ , при которой взрывоопасная смесь, к которой добавлен пламегаситель, становится невзрывчатой. В этом случае зона, в которой создана пламегасящая среда, является своего рода преградой для распространения пламени от очага воспламенения.

Как указывалось выше, локализация очага воспламенения заканчивается, когда очаг имеет определенный размер, т. е. часть взрывоопасной среды уже воспламенилась. В этом случае пламегасящая зона не только должна играть роль преграды для распространения пламени, но также должна быть «гасителем» энергии, запасенной в локализуемом очаге с тем, чтобы исключить ее передачу к взрывоопасной среде за пламегасящей зоной.

Для того, чтобы выполнить указанную функцию, пламегасящая зона должна иметь определенную протяженность. Очевидно, что чем больше протяженность пламегасящей зоны с концентрацией C_ϕ , тем больше энергии она может «погасить». С другой стороны, если пламегасящая зона имеет фиксированную протяженность l_3 , то для того, чтобы она выполнила функцию «гашения» пламени, в ней необходимо создать такую концентрацию пламегасителя, чтобы ее оказалось достаточно для выполнения данной функции [30, 67]. Обозначим указанную концентрацию через C_L . Рассмотрим, от чего зависят C_L и C_ϕ .

Как указывалось выше, концентрация пламегасителя C_ϕ делает смесь невзрывчатой. Она является константой для данной смеси и данного гасящего вещества. Величина C_ϕ зависит от теплопоглощающих свойств пламегасящего вещества и от его химической природы, поскольку вводимый во взрывчатую газовую или пылегазовую смесь порошок может оказывать сильное ингиби-

рующее действие. Для ряда порошков эффект ингибирования является основным при флегматизации метана или пылевоздушных смесей, а теплопоглощающие свойства порошка играют вспомогательную роль.

При выполнении задачи пламегашения на заданной протяженности зоны должна быть создана такая концентрация, чтобы обеспечить «гашение» энергии очага воспламенения. Основную роль в этом процессе играют теплопоглощающие свойства порошка. Концентрация C_{II} определяется именно этими свойствами. В то же время C_{II} не может быть меньше C_{ϕ} , иначе смесь останется взрывчатой. Таким образом, всегда $C_{II} \geq C_{\phi}$.

Величина C_{II} не является константой для данной взрывчатой смеси. Она зависит от протяженности пламегасящей зоны и от размера очага воспламенения к моменту создания этой зоны. Если пламегасящая зона с концентрацией C_{ϕ} создается на большой протяженности, то этой протяженности может оказаться достаточно для «гашения» энергии очага воспламенения и $C_{II} \rightarrow C_{\phi}$. Однако в практических условиях при известных в настоящее время средствах распыления гасящих порошков это условие никогда не может быть полностью реализовано, так как гашение взрыва не протекает мгновенно, а может длиться до 2 с. Поэтому, чтобы в конце гашения концентрация была не ниже C_{ϕ} , вначале она должна быть в K_3 раз выше. Эту исходную концентрацию называют взрывопредотвращающей C_B и тогда $C_{II} \rightarrow C_B \rightarrow C_{\phi}$.

При уменьшении протяженности пламегасящей зоны разница между C_{II} и C_{ϕ} тем больше, чем меньше протяженность, на которой создается пламегасящая зона, и чем больше размер очага воспламенения к моменту создания указанной зоны. Если последний велик, а протяженность пламегасящей зоны невелика и ограничена (например, при автоматическом подавлении воспламенений в замкнутых емкостях), то C_{II} может превышать C_{ϕ} в десятки или даже сотни раз. В некоторых случаях при развитии очага воспламенения до определенных размеров, при ограниченной протяженности пламегасящей зоны и низкой теплофизической эффективности гасящего вещества подавить очаг воспламенения оказывается невозможным.

Таким образом, необходимым условием автоматической взрывозащиты является создание на пути распространения воспламенения пламегасящей зоны определенной протяженности. При этом важную роль играет, на какой стадии будет обнаружен очаг воспламенения.

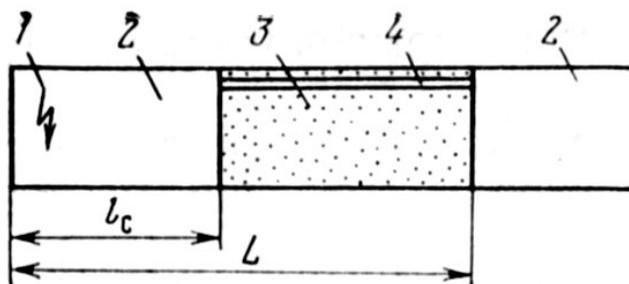
4.3.2. Оптимизация параметров взрывоподавления автоматическими системами

Одной из основных задач, решаемых при проведении исследований по созданию автоматических систем взрывозащиты, является обеспечение необходимого уровня их взрывоподавляющей эффективности.

До настоящего времени эта задача решалась путем проведения прямых экспериментов по подавлению «сильных» и «слабых» взрывов метано- и пылевоздушных смесей в подземной штольне МакНИИ или опытном штреке с помощью натурального образца системы. Однако параметры надежного функционирования автоматической системы в горных выработках невозможно установить только путем прямого эксперимента. Это обусловлено не только тем, что в процессе разработки системы от модельного до опытного образца конструкция претерпевает сильные изменения, но и тем, что условия подавления взрыва в шахте характеризуются рядом особенностей, в том числе невозможностью прогнозирования объема воспламенившейся смеси и скоростей развития взрыва. Эти параметры могут отличаться более чем на два порядка.

Необходимо оптимизировать определяющие параметры взрывоподавления с тем, чтобы на их основе дать практические рекомендации, обеспечивающие надежную работу взрывоподавляющего устройства.

Для построения математической модели необходимо установить определяющий критерий взрывоподавления. В качестве этого параметра в работе [30] была принята так называемая пламегасящая концентрация порошка C_L , т. е. удельное количество порошка, которое необходимо распылить в выработке, чтобы охладить пламя на определенном участке $L - l_C$ (рисунок 4.1) до безопасных в отношении воспламенения взрывоопасной смеси пределов (для метано-воздушной смеси ниже температур 923 К).



1 – источник воспламенения; 2 взрывчатая смесь; 3 – пламегасящая среда;
4 – взрывоподавляющее устройство

Рисунок 4.1 – Схема подавления взрыва в выработке

Задача по определению пламегасящей концентрации была решена в работе [30] в общем виде. Установлено, что определяющим критерием степени опасности подавляемого очага воспламенения является количество теплоты, выделяющейся в единицу времени. Эффективность пламегасящей среды определяется ее плотностью и удельной теплотой нагрева. Аналитическая связь между этими параметрами была найдена методом размерностей и экспериментально подтверждена при различных условиях взрывоподавления. Полученное уравнение имеет следующий вид

$$C_{II} = \frac{5,4 \cdot 10^5 v_{max} \sqrt[3]{S_B}}{(\sqrt[3]{L} - \sqrt[3]{l_C})^2 \sqrt[3]{\lambda_{II}^4}} \quad (4.5)$$

где v_{max} – средняя скорость развития «сильного» взрыва на призабойном участке выработки длиной L (см. рисунок 4.1), м/с;

λ_{II} – удельное теплопоглощение взрывоподавляющего состава, Дж/кг;

S_B – площадь сечения выработки в месте создания пламегасящей среды, м²;

L – допустимая дальность прохождения пламени в выработке, м;

l_C – протяженность участка выработки с воспламенившейся взрывоопасной смесью (до встречи с пламегасящей средой), м.

Исходя из этого, целевая функция будет иметь следующий вид

$$M_{ВП} = C_{II} S_B (L - l_C) \rightarrow \min \quad (4.6)$$

при ограничении: распыление пламегасящей среды осуществляется на участке $L - l_C$.

Характер этого ограничения зависит от вида горючего компонента в тупиковых выработках, которые в аварийной ситуации могут быть загазированными на протяженность, большую l_C (см. рисунок 4.1),

$$C_{II} \geq C_B, \quad (4.7)$$

в выработках, в которых протяженность загазированной зоны не превышает величины l_C , но находящихся в пылевзрывоопасном состоянии

$$C_{\Pi} \geq C_{y}, \quad (4.8)$$

где C_y – концентрация гасящего вещества на участке $L - l_c$, при которой взвешенная в рудничной атмосфере угольная пыль становится невзрывчатой;

в выработках с пыле-метано-воздушной смесью

$$C_y \leq C_{\Pi} \leq C_B. \quad (4.9)$$

Ограничительные концентрации определяются следующим образом.

При взрывном распылении гасящих веществ их концентрация в выработке уменьшается по закону расширения защитного облака на открытой площадке. Тогда взрывозащищающую концентрацию гасящего вещества можно определить по зависимости

$$C_B = C_{\phi} \frac{F_0}{S_B} \quad (4.10)$$

где F_0 – площадь поперечного сечения пламегасящей среды, создаваемой взрывоподавляющим устройством при распылении на открытой площадке за время, численно равное максимально возможному (при «слабом» взрыве) времени прохождения пламенем призабойного участка выработки длиной L , м².

C_{ϕ} – флегматизирующая концентрация гасящего вещества, г/м³;

S_B – площадь сечения выработки, м².

Очевидно, что параметр F_0 характеризует взрывоподавляющее устройство. Он устанавливается скоростной киносъемкой процесса распыления.

Эффективность веществ, предупреждающих взрывы угольной пыли, оценивают по так называемой «норме осланцевания» (N , %), т. е. по минимальному содержанию гасящего порошка в смеси его с угольной пылью, при котором данная смесь становится невзрывчатой. В настоящее время при разработке средств пылевзрывозащиты горных выработок и их испытании в под-

земной штольне пылевоздушная смесь создается из расчета получения концентрации угольной пыли в атмосфере, равной $0,3 \text{ кг/м}^3$. Следовательно,

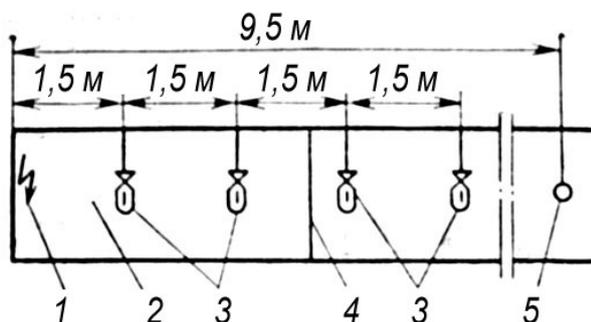
$$C_{\text{п}} = 0,3 N / (100 - N) \quad (4.11)$$

Таким образом, в результате оптимизации параметров взрывоподаления процесс обеспечения необходимого уровня эффективности (качества) систем взрывозащиты сводится к установлению динамики формирования пламегасящей среды с помощью вполне конкретного взрывоподавляющего устройства, а также к определению взрывозащитных характеристик гасящих веществ, основной из которых являются их теплопоглощающие свойства.

Теплопоглощающие свойства порошка определяются его теплоемкостью, а для разлагающихся порошков – эндотермичностью реакций разложения и теплоемкостью образующихся продуктов.

В МакНИИ разработан экспериментальный метод [30] определения удельного теплопоглощения применительно к стандартному опытному штреку, диаметр которого равен 1,8 м, общая длина 15 м.

Принципиальное отличие этой методики от методики определения флегматизирующей концентрации состоит в том, что в качестве источника воспламенения стехиометрической метано-воздушной смеси используется взрыв патрона аммонита Т-19 (ПЖВ-20) массой 0,3 кг. Кроме того, испытываемое гасящее вещество размещается в четырех полиэтиленовых ампулах, которые рассредотачиваются вдоль штрека (рисунок 4.2).



1 – источник воспламенения; 2 – взрывная камера; 3 – полиэтиленовые ампулы с гасящим веществом и распыляющим зарядом, 4 – диафрагма; 5 – фотодиод

Рисунок 4.2 – Схема к определению удельного теплопоглощения в опытном штреке

После создания во взрывной камере стехиометрической метано-воздушной смеси производится одновременное взрывание (разброс $\pm 6,2$ мс) распыляющих и воспламеняющего зарядов ВВ. В штреке начинают протекать два процесса: развитие воспламенения смеси и формирование пламегасящей среды.

Изучение динамики взрывного распыления жидких и порошковых составов, динамики развития взрыва в штреке, а также прямые измерения дальности прохождения пламени при подавлении взрыва показывают, что при принятых параметрах и схеме взрывания к моменту встречи пламени взрыва с облаком распыленного огнетушащего вещества (через 4 мс от момента подачи электрического импульса во взрывную цепь) успевает воспламениться примерно $2,5 \text{ м}^3$ метано-воздушной смеси [30].

Теплофизическая эффективность испытуемого вещества оценивается по массе пламегасящего порошка $m_{\text{П}}$ при распылении которого обеспечивалось охлаждение продуктов взрыва до температуры 923 К в процессе прохождения их через пламегасящую среду. Этот процесс длится, как показали эксперименты, 70-100 мс [30].

Результаты опытов регистрировались с помощью фотодиода ФД-2, закрепленного в стенке штрека перпендикулярно к его оси на расстоянии 9,5 м от днища таким образом, чтобы обеспечивался малый телесный угол обзора пространства.

По величине $m_{\text{П}}$ рассчитывается удельное теплопоглощение по формуле, полученной в работе [24] и уточненной последующими исследованиями [30]:

$$\lambda_{\text{П}} = \frac{10455}{m_{\text{П}}^{0,75}} \quad (4.12)$$

Результаты проведенных МакНИИ [30] испытаний простых веществ, серийно выпускаемых огнетушащих порошков и опытных составов, приведены в таблицах 4.4 и 4.5.

В отличие от флегматизирующей эффективности (см. таблицу 4.4) на первом месте по теплофизической эффективности, проявляющейся при подавлении взрыва в выработке, стоят водные растворы ПАВ, на втором – составы на основе мочевины и квасцов, затем идут составы на основе бикарбоната натрия и фосфатов аммония.

Таблица 4.4 – Наиболее характерные результаты экспериментов и расчетов [30]

Характеристика веществ			Результаты испытаний		
Наименование (шифр)	Основной компонент	Размер частиц, мкм	m_0 , г	R , м	C_ϕ , г/м ³
1	2	3	4	5	6
ПХ-2В	Хлорид натрия	<50	100	3,75	1,9
М-98	Мочевина	<50	350	2,85	10,3
Хлорид калия удобрительный	Хлорид калия	<100	350	2,85	10,3
ПХ-3а	Хлорид натрия	<50	250	2	19,6
Флюорит		<50	1180	3	26,9
Хлорид калия удобрительный	Хлорид калия	>50	520	2	36,2
Хлорид натрия 25%-ный водный раствор хлорида калия	–	1	520	2	36,3
	–	–	2360	2,8	61
Хлорид калия 7%-ный водный раствор смачивателя ДБ	–	1	1080	2	68
	–	–	2000	2	125
Огнетушащий порошок П-1А	Фосфаты аммония	<200	5400	2,8	125
Огнетушащий порошок ПСБ-2	Бикарбонат натрия	<100	4100	2,5	144
Гидрофосфат аммония	–	2500- 700	3000-8000	2-3,5	150
Бикарбонат натрия	–	700-80	1300-10000	2-3,5	150
Огнетушащий порошок П-3АТ	Фосфаты аммония	<50	6080	2,8	158
Огнетушащий порошок ПСБ-3	Бикарбонат натрия	<50	2550	2	159
Алюмоаммонийные квасцы	–	1	3560	2	222
Огнетушащий порошок ПФ	Фосфаты аммония	<100	3750	2	234
Хлорид натрия («экстра»)	–	700-200	4000	2	250

Продолжение таблицы 4.4.

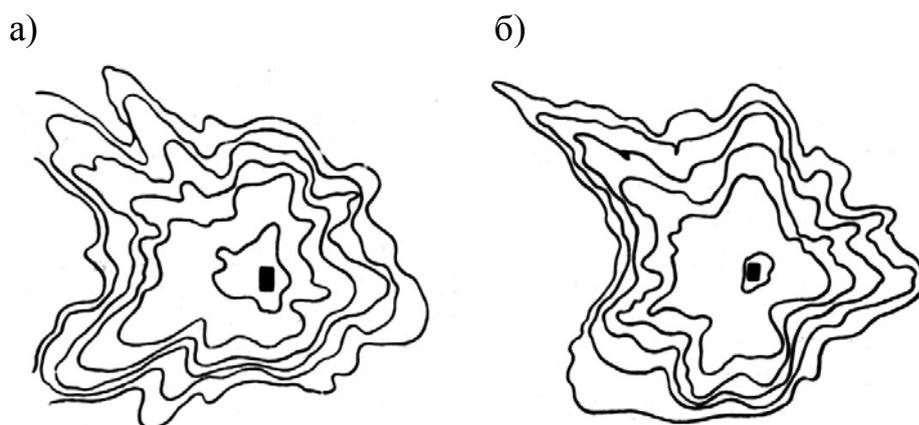
1	2	3	4	5	6
Сульфат натрия безводный	–	1	4640	2	290
Мочевина гранулированная	–	2000- 1000	5040	2	319
Вода	–	–	3000- 25000	1,50- 3,50	250- 360
Фреон 114В2	–	–	3200	2	>200
Хлорид натрия (помол № 1)	–	2500- 200	8800	2	550
Инертная пыль	Горная порода	<75	12600	2	788

Таблица 4.5. – Результаты испытаний простых веществ, серийно выпускаемых огнетушащих порошков [30]

Горящее вещество	m_{II} , кг	λ_{II} , кДж/кг
Водный раствор смачивателя ДБ	6	2730
Гранулированная мочевина	6,7	2510
Алюмоаммонийные квасцы	7,1	2480
М-98	7,7	2270
Водный раствор ПАВ «Прогресс»	8,5	2100
ПВМ-2А	9	2012
ПВХ-5А	11	1731
ПВМ-2	12	1622
Бикарбонат натрия	12,4	1580
Огнетушащий порошок ПСБ-2	12,6	1560
Огнетушащий порошок ПСБ-3	14,3	1420
Гидрофосфат аммония	22,3	1020
Огнетушащий порошок П-1А	25,2	930
Хлорид натрия	31	800
Сульфат натрия безводный	35,8	730
Флюорит	40,5	651
Хлорид калия	43,2	620
Инертная пыль	56,7	506

На основании изучения характера и режимов движения переднего фронта пламегасящего облака при взрывном распылении различных взрывоподавляющих порошков установлено, что радиус пламегасящего облака (рисунок 4.3), создаваемого экспериментальным образцом взрывоподавляющего устройства, изменяется во времени t по экспоненциальному закону следующего вида [67, 30]:

$$R_0 = 7,8 \exp\left(-\frac{0,353}{\sqrt[3]{t}}\right) \quad (4.13)$$



а – без крышки; б – с крышкой

Рисунок 4.3 – Общий вид изохронных эпюр распыления гасящего порошка взрывоподавляющим устройством АВП-1 (интервал между изолиниями равен 10 мс; линейный масштаб: 1 см соответствует 1 м)

Расчеты по формуле (4.13) показывают, что через 25 мс после начала распыления гасящего порошка радиус облака будет равен 2,3 м, а через 30 мс – 2,5 м.

4.3.3. Определение рациональных параметров автоматических средств локализации взрывов метана и угольной пыли

В СССР в 80-х годах XX столетия испытания экспериментальных образцов [68-70] основных функциональных узлов опытных образцов автоматических систем в металлической штольне МакНИИ и опытной штольне «Гранит» ВНПО «Респиратор» (Украина) показали, что они позволяют устойчиво гасить взрывы пылеметановоздушных смесей при наиболее взрывоопасных концентрациях, инициированных любыми возможными в шахтах источниками

воспламенения, в том числе и детонацией свободно подвешенного (открытого) заряда ВВ. При этом источники воспламенения могут находиться как в тупике выработки, так и посреди загазованного участка. Надежное гашение взрывов, инициированных детонацией заряда ВВ в тупике выработки, обеспечивается автоматическим взрывоподавляющим устройством, содержащим не менее 30 кг ингибитора при длине облака не менее 15 м и удельном расходе ингибитора 0,10-0,15 кг на 1 м³ объема защищаемой выработки. В настоящее время в России применяются более эффективные огнетушащие порошки П-АГС и ИСТО-1. По данным ВостНИИ, при содержании таких порошков не менее 0,01 кг на 1 м³ объема защищаемой выработки исключается возможность воспламенения метановоздушной смеси.

К настоящему времени, как в России, так и за рубежом, накоплен достаточный опыт создания шахтных автоматических систем взрывоподавления, предназначенных для защиты различных конкретных объектов – подготовленных забоев, проходческих и выемочных комбайнов и т.д. В ходе разработок были созданы многочисленные варианты основных элементов и узлов таких систем, а их совершенствование продолжается и по сей день.

Обобщая вышеизложенное и анализ работы [69], можно отметить, что автоматические системы локализации взрывов метана и угольной пыли должны:

- обеспечивать выброс в зону реакции и на пути распространяющегося по выработке фронта пламени гасящего облака за время около порядка 30 мс при достаточной чувствительности к взрыву метана и угольной пыли;
- обеспечивать прекращение процесса взрыва при удельных концентрациях этих порошков 0,01 - 0,10 кг/м³;
- обладать высокой надежностью срабатывания, а также иметь систему контроля ее работоспособности;
- иметь защиту от самопроизвольного ложного срабатывания;
- не содержать элементы, которые могут быть источником выделения ядовитых или токсичных химических соединений;
- быть простыми в технологическом обслуживании, иметь большой срок эксплуатации (не менее 5-10 лет).

В настоящее время в России сертифицированы и допущены к применению две автоматические системы взрывоподавления: СЛВА (разработчик – МакНИИ, производитель – ОАО Конотопский завод «Красный металлист»,

Украина) и АСВП-ЛВ (разработчик и производитель – ЗАО «Межведомственная комиссия по взрывному делу при Академии горных наук», Россия).

СЛВА позволяет:

- автоматически обнаруживать пламя в начальной стадии возникновения пожара оптическим ИК-датчиком;
- подавать огнегасящее вещество в защищаемую зону сжатым воздухом, генерируемым при сгорании газогенерирующего заряда, воспламеняемого пиротехническим электровоспламенителем;
- контролировать исправность функциональных узлов;
- резервировать питание устройств подавления взрыва.

Техническая характеристика СЛВА:

Исполнение составных частей.....	РО, РВ, Ia
Время создания взрывогасящей среды.....	100 мс
Длина зоны взрывогасящей среды:	
при площади сечения выработки 10 м^2 ,	15 м
Минимальный диаметр регистрируемого очага воспламенения с расстояния 5 м.	0,7 м
Минимальный угол обзора датчика.....	70 градус
Напряжение питания	36 В
Потребляемая мощность.....	5 Вт
Размеры, мм:	
датчика пламени.....	160x65x60
устройства подавления взрыва.....	1000*490x440
блока сопряжения с пускателем.....	225x70x120
Масса:	
датчика пламени.....	0,5 кг
устройства подавления взрыва.....	65 кг

Система СЛВА устанавливается у потенциальных очагов возникновения взрывов метана или угольной пыли (распределительные пункты подготовительных и очистных забоев, совокупность машин и электрооборудования на сопряжениях очистных забоев со штреками, пусковая аппаратура и электроприводы ленточных конвейеров и перегружателей, совокупность электрооборудования на исходящей струе воздуха).

АСВП-ЛВ обеспечивает [71, 72]:

- автономное функционирование без необходимости подвода электроэнергии и любых шахтных коммуникаций;
- автоматическое срабатывание при воздействии УВВ на приемный щит системы;
- подачу огнегасящего вещества, гарантируя перекрытие всего сечения горной выработки до прихода фронта пламени;
- контроль герметичности рабочей полости и давления сжатого воздуха.

Техническая характеристика АСВП-ЛВ:

Длина создаваемого заслона (облака) пламегасящей среды.....	не менее 30 м
Минимальная чувствительность срабатывания системы при давлении на фронте УВВ.....	0,02 МПа
Инерционность срабатывания системы.....	15-20 мс
Масса огнетушащего порошка.....	не менее 25 кг
Объем рабочей полости.....	1326 см ³
Рабочее давление сжатого воздуха в рабочей полости УЛВ.....	12±15 % МПа (120±15% кгс/см ²)
Масса системы, кг, не более.....	76

Конструктивные параметры автоматических систем АСВП-ЛВ выполнены таким образом, что к ним не требуется применять регламенты обслуживания, которые предназначены для сосудов, работающих под высоким давлением.

Автоматические системы АСВП-ЛВ могут быть использованы для защиты:

- конвейерных выработок; наклонных горных выработок, в том числе с углом наклона более 18°;
- горных выработок, оборудованных монорельсовым транспортом; очистных выработок;
- подготовительных выработок, проводимых по угляю или по угляю и породе;
- крыльев шахтного поля в каждом пласте; пожарных участков;
- подземных складов взрывчатых материалов. Сравнительные характеристики применяемых в настоящее время в России устройств локализации взрывов метана и(или) угольной пыли приведены в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Характеристики различных систем локализации взрывов.

Параметры	АСВП-ЛВ	СЛВА	Заслон	
			водяной	сланцевый
Условие надежного срабатывания	Прохождение УВВ с давлением на фронте > 0.02 МПа (балансирующий взрыв)	Вспышка в непосредственной близости от выносного датчика	Прохождение УВВ с давлением на фронте > 0,06 МПа (слабый взрыв)	
Инерционность срабатывания	15-20 мс	До 100 мс	90-150 мс	250-600 мс
Время жизни сформированного заслона	Для порошков П-АГС >300 с	Для порошков ПВХ 2-3 с	до 220 мс	<1с
Область применения	Балансирующие взрывы, слабые взрывы, начало сильных взрывов	Вспышка, начало балансирующих взрывов	Слабые взрывы	
Продвижение забоя без необходимости проведения монтажных работ с системой взрывоподавления	240 м	60м	25-40 м	25-40 м
Время необслуживаемой эксплуатации	6 мес	6 мес	Постоянное обслуживание	3 мес
Потребление электроэнергии	Нет	36 В	Нет	Нет

В МакНИИ [73] сопоставили различные системы локализации взрывов (см.таблицу 4.6) и установили следующее:

- система АСВП-ЛВ по времени получения информации о воспламенении метановоздушной смеси превосходит сланцевые и водяные заслоны и практически не уступает по этому показателю системе СЛВА;

- время включения механизма, создающего взрывоподавляющее облако, в системе АСВП-ЛВ составляет 15-20 мс, что в 5 раз меньше, чем в системе СЛВА и практически в 100 раз меньше времени начала опрокидывания полок сосудов сланцевых (водяных) заслонов;

- по времени формирования взрывоподавляющего облака и по общему времени его создания (до полного перекрытия сечения выработки) система АСВП-ЛВ в десятки раз превосходит сланцевые и водяные заслоны и в несколько раз – систему СЛВА;

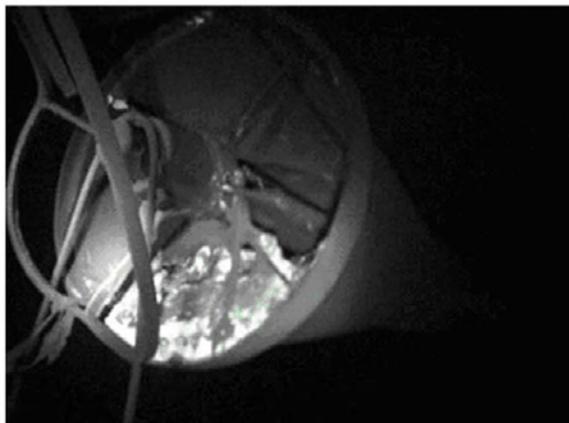
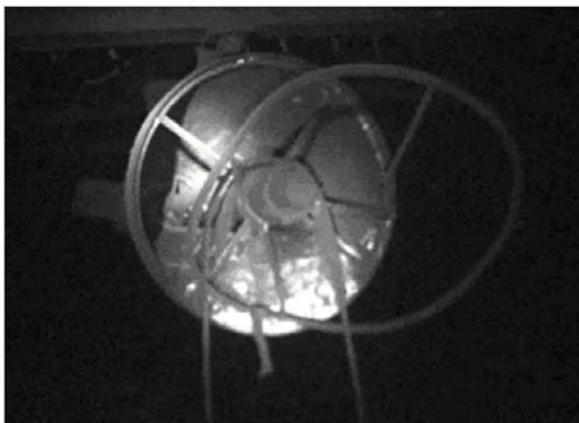
- по чувствительности к воздействию взрыва (обнаружению последнего) система АСВП-ЛВ (минимальное давление срабатывания – 0,02 МПа) значительно превосходит сланцевые и водяные заслоны (0,05-0,07 МПа). СЛВА не реагирует на УВВ, сопровождающую взрыв метана и(или) угольной пыли, но имеет высокую чувствительность по обнаружению ИК-излучения от вспышек метана;

- область применения системы АСВП-ЛВ идентична области применения сланцевых и водяных заслонов, а также дополнительно может использоваться в наклонных горных выработках с углом падения более 18° и в горных выработках, оборудованных монорельсовым транспортом.

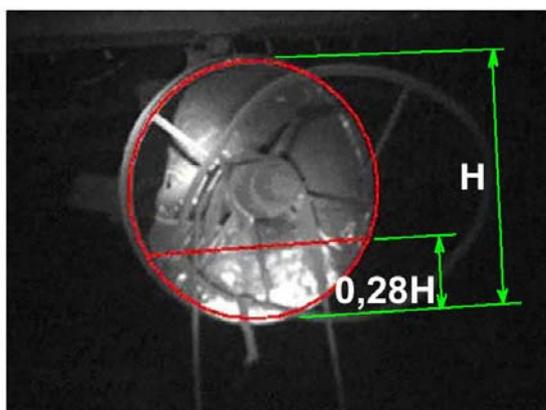
Автоматические системы АСВП-ЛВ стали эксплуатироваться на угольных шахтах России и Украины с 2004 года.

Однако, после аварий, связанных со взрывами метана и угольной пыли в 2007 году на шахтах «Ульяновская» и «Юбилейная» ОАО УК «Южкузбассуголь», из-за того, что в некоторых системах частично остался огнетушащий порошок П-АГС (см.рисунок 4.4), на совещании по рассмотрению эффективности систем АСВП-ЛВ, под председательством заместителя руководителя Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору России Б.А.Красных (см. Приложение 1), было принято решение провести дополнительные испытания по проверке надежности срабатывания систем АСВП-ЛВ.

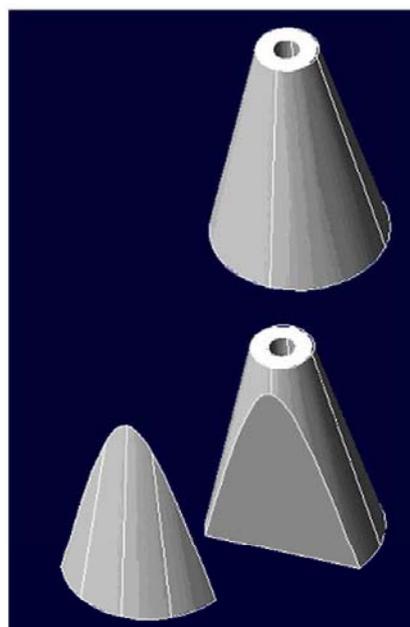
ФГУП ННЦ ГП-ИГД им.А.А.Скочинского разработало «Программу и методику проведения дополнительных испытаний по проверке надежности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ» (см. Приложение 2), которая была согласована Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору России, Управлением Государственного горного и металлургического надзора письмом №БК-45/5 от 10.01.2008 г.



**а) Фотография сработавшей АСВП-ЛВ
в горной выработке ш.Юбилейная**



б) Относительно выходного сечения высота остатка порошка составляет порядка 28%



в) Что в перерасчете на объем составляет 17% полезного объема бункера; или 4,9 кг из находящихся в бункере 30 кг огнетушащего порошка

**Рисунок 4.4 – Срабатывание систем АСВП-ЛВ
после взрыва метана и угольной пыли**

Акты и протоколы испытания систем АСВП-ЛВ представлены в приложении 3.

На основании проведенных испытаний рабочие комиссии сделали следующие выводы:

1. Представленные на испытания десять взятых случайным образом из заводской партии серийно изготавливаемых автоматических систем АСВП-ЛВ (изготовитель ЗАО «Межведомственная комиссия по взрывному делу» при Академии горных наук) по рабочим чертежам АСВП-ЛВ 00.000 соответствуют требованиям ТУ 425240-004-41103410-03 «Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ».

2. Проведённые испытания в условиях приближенных к реальным в испытательном штреке ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» по проверке надёжности срабатывания шести серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-730, №06-731, №06-732, №06-732-А, №06-733, №06-734) надёжно (100%) сработали и показали надёжность и работоспособность изделий, обеспечивающих создание взрыволокализирующего заслона в виде облака пламегасящего порошка во взвешенном состоянии.

3. Полученные результаты при моделировании процесса, когда ударно-воздушная волна, образованная в результате взрыва метановоздушной смеси в газовой камере испытательного штрека, обгоняет по времени процесс выброса пламегасящего порошка из бункера системы, объясняют частичный остаток пламегасящего порошка в бункере системы при взрывах метано-пылевоздушных смесей на угольных шахтах «Ульяновская» и Юбилейная», так как по данным экспертной комиссии эти взрывы были отнесены к весьма сильным переходящим в детонационный взрыв, что выходит за область применения систем АСВП-ЛВ (область применения систем – балансирующие, слабые и начальная стадия сильных взрывов). При этом результаты этого эксперимента показали, что даже не полное выбрасывание пламегасящего порошка при срабатывании системы АСВП-ЛВ обеспечивает полное погашение фронта пламени.

4. Проведённые испытания по проверке надёжности срабатывания четырёх серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-726, №06-727, №06-728, №06-729) от ударновоздушной волны на пороге чувствительности систем в

специализированной взрывной камере Центра прочности ФГУП «ЦНИИ-МАШ» показали надёжность (100%) срабатывания изделий от ударновоздушной волны по величине соответствующей нормированному порогу чувствительности срабатывания систем АСВП-ЛВ (0,02 МПа).

5. Рабочие комиссии отмечают, что для вывода о срабатывании системы АСВП-ЛВ нельзя пользоваться показаниями контрольного манометра, так как после срабатывания системы контрольный манометр выходит из строя и стрелка манометра может занимать произвольное положение на шкале манометра. Признаком срабатывания является положение скользящей муфты системы, которая должна быть сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора, что свидетельствует об отсутствии сжатого воздуха в рабочей камере системы, или отсутствие сжатого воздуха в рабочей камере системы подтверждается открытием клапана заправочного штуцера.

6. Использование дополнительной поддержки увеличивает устойчивость поддержания става из трех штанг АКУ, а установка второго дополнительного приёмного щита специальной формы улучшает эксплуатационные характеристики и не снижает надёжность срабатывания системы.

7. Автоматические системы взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ выдержали испытания на надёжность срабатывания в соответствии с «Программой и методикой проведения дополнительных испытаний по проверке надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления - локализации взрывов АСВП-ЛВ (постановление п.3 Протокола совещания в Ростехнадзоре по рассмотрению эффективности применения систем АСВП-ЛВ от 01.08.2007 г.)».

В связи с полученными результатами испытаний автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ и на основании сделанных выводов комиссия рекомендует:

1. Продолжить эксплуатацию и возобновить внедрение автоматических систем АСВП-ЛВ в угольных шахтах, опасных по газу и пыли, в качестве основных и вспомогательных взрыволокализирующих заслонов согласно Разрешению Ростехнадзора от 05.06.2006 г. № РС 00 21054 «Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ с устройством срабатывания УЛВ или УЛВ2 по ТУ 4252-004-41103410-03»;

2. Разработчику – поставщику систем АСВП-ЛВ (ЗАО «МВК по ВД при АГН») внести изменения в комплектацию системы АСВП-ЛВ, дополнив кон-

струкцию вторым приемным щитом специальной формы и дополнительной поддержкой.

Для повышения эффективности система АСВП-ЛВ была модернизирована в систему АСВП-ЛВ.1М.

Техническая характеристика АСВП-ЛВ.1М:

Длина создаваемого заслона (облака) пламегасящей среды.....	не менее 30 м
Минимальная чувствительность срабатывания системы при давлении на фронте УВВ.....	0,02 МПа
Инерционность срабатывания системы.....	15-20 мс
Масса огнетушащего порошка	не менее 25 кг
Объем рабочей полости.....	3290 см ³
Рабочее давление сжатого воздуха в рабочей полости УЛВ	12±15 % МПа
Масса системы, кг, не более.....	76

На рисунке 4.5. представлены фотографии системы АСВП-ЛВ и АСВП-ЛВ.1М.

На рисунках 4.6 и 4.7. представлены принципиальные схемы монтажа автоматических систем в горной выработке с использованием анкерного крепления и их габаритные размеры.

Эффективность способов и средств борьбы со взрывами в шахтах, как правило, определяется экспериментальным путем. Экспериментальные взрывы проводят в опытных шахтах и штольнях, в которых можно создать условия взрыва в шахтах.

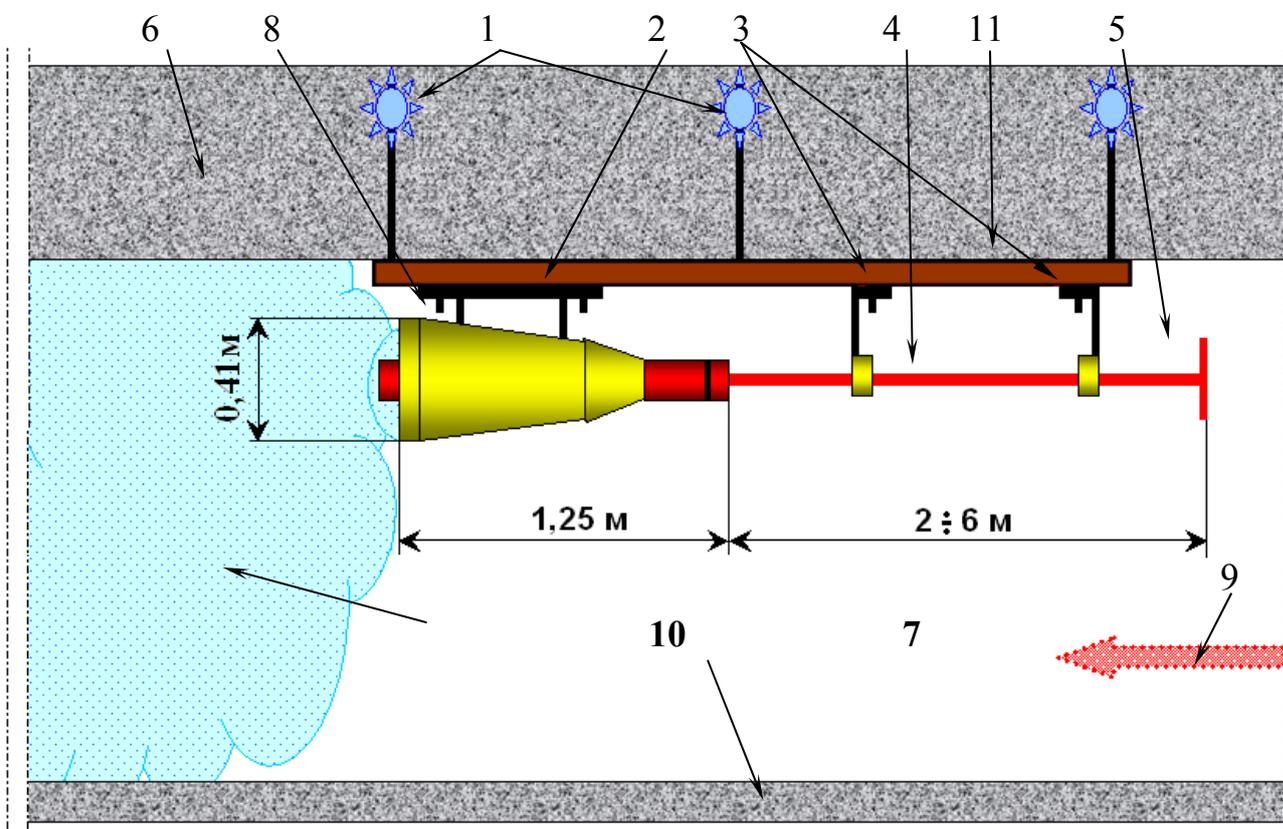
Опытные шахты и штольни имеются почти во всех странах, добывающих уголь, и построены по одним и тем же принципам. Методики проведения экспериментов на этих шахтах и штольнях также имеют много общего.

В настоящее время в России нет экспериментальных штолен, поэтому автоматические системы взрывоподавления-локализации взрывов (АСВП-ЛВ.1М) были испытаны в экспериментальной штольне Чунцинского научно-исследовательского угольного института (Китайская угольная технологическая группа). Протоколы испытаний и дополнительных испытаний систем АСВП-ЛВ.1М приведены в Приложении 4. В протоколах приведены краткие методики испытаний.



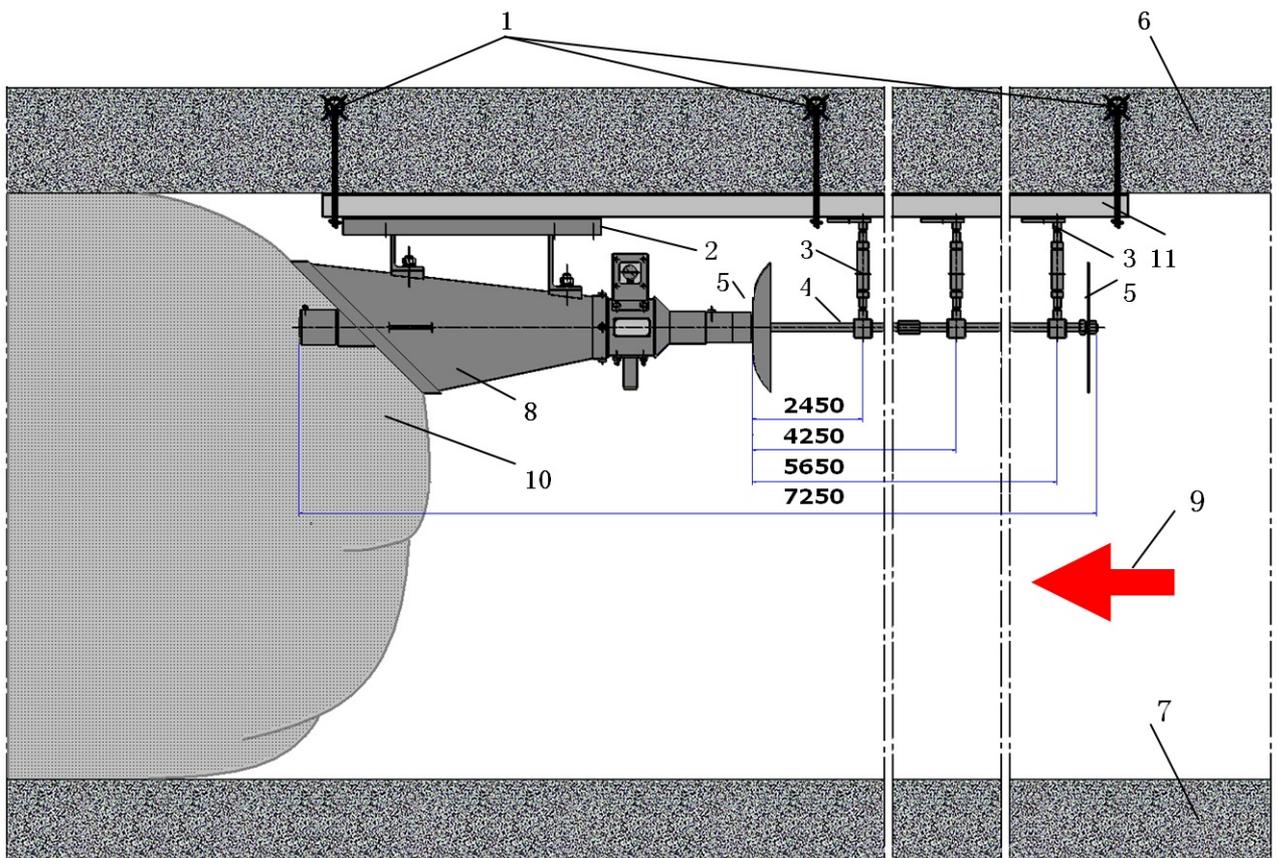
а) АСВП-ЛВ, б) АСВП-ЛВ.1М

Рисунок 4.5 - Фотографии автоматических систем



1 – анкерное крепление; 2 – подвеска; 3 – поддержки; 4 – выносные штанги; 5 – приёмный щит; 6 – кровля выработки; 7 – почва выработки; 8 – устройство локализации взрыва (УЛВ); 9 – направление распространения фронтов ударно-воздушной волны и пламени, образованных в результате взрыва метано-воздушной смеси и (или) угольной пыли; 10 – пламегасящий заслон, в виде облака из пламегасящего порошка во взвешенном состоянии; 11 – специальная крепёжная конструкция.

Рисунок 4.6 – Принципиальная схема монтажа системы АСВП-ЛВ в горной выработке с использованием анкерного крепления (и габаритные размеры)



1 – анкерное крепление; 2 – подвеска; 3 – поддержки; 4 – выносные штанги; 5 – приёмные щиты; 6 – кровля выработки; 7 – почва выработки; 8 – устройство локализации взрыва (УЛВ.1М); 9 – направление распространения фронтов ударно-воздушной волны и пламени, образованных в результате взрыва метановоздушной смеси и (или) угольной пыли; 10 – огнетушащий заслон, в виде облака из огнетушащего порошка во взвешенном состоянии; 11 – специальная крепёжная конструкция.

Рисунок 4.7 – Схема размещения автоматической системы АСВП-ЛВ.1М в горной выработке с использованием анкерного крепления

Испытания АСВП-ЛВ.1М проводились в два этапа. На первом этапе системы АСВП-ЛВ.1М испытывались во взрывной трубе длиной 29 м и диаметром 2 м, выдерживающей давление 2 МПа.

Специальная поддерживающая конструкция приварена в верхней части трубы и выступает за ее пределы на величину порядка 150 см. Автоматическая система АСВП-ЛВ.1М прикручена к специальной крепежной конструкции таким образом, что расстояние от среза трубы до торца приемного щита системы

составляет порядка 20 см. Выносные штанги со вторым приемным щитом смонтированы внутри трубы.

В противоположном крае трубы была подготовлена метановоздушная смесь объемом 18 м^3 в концентрации 8,9% (первый опыт) и 9,2% (второй опыт). Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами №8.

Динамическая испытательная система PX150612 фиксировала давление в середине трубы и, для справки давление на выходе из трубы (частота дискретизации 62,5 кГц, длина записи 256 тыс.точек).

На расстоянии примерно 8м от выхода из трубы была установлена высокоскоростная камера для фиксирования распространения облака огнетушащего порошка.

В ходе этих экспериментов было установлено:

- длина распространения облака огнетушащего порошка после срабатывания системы составила 30 м;

- время от срабатывания системы до осадки распыленного порошка (время жизни аэрозольного облака) составило 370-390 с;

- объемная концентрация огнетушащего порошка в аэрозольном облаке составила 110,6-114,3 г/м³;

- замеренное высокоскоростной камерой время между воздействием ударной воздушной волны на приемный щит системы и началом выброса огнетушащего порошка (быстродействие системы) составило 22-24 мс.

На втором этапе испытаний экспериментальные взрывы проводились в штреке сечением $7,2\text{ м}^2$ и длиной 896 м, из которых длина основного штрека 710 м (рабочая длина 398 м). Динамическая испытательная система PX15-612 фиксировала давление и наличие пламени в штреке (частота дискретизации 62,5 кГц, длина записи 256 тыс.точек).

Первый опыт

Специальная поддерживающая конструкция приварена к верхней части штрека: АСВП-ЛВ.1М соединена с ней болтами, находится на расстоянии 30-40 см от кровли и выровнена по оси штрека.

Расстояние от места взрыва до приемного щита системы – 60 м; расстояние от места взрыва до торца рассекателя системы – 67 м.

Система расположена в направлении распространения ударной волны от взрыва и приведена в рабочее состояние.

Взрывчатая смесь газа метана объемом 50 м^3 в объемной концентрации 8,3 % была изолирована пленочной диафрагмой из полиэтилена (PVC) толщиной 0,14 мм. На расстоянии 10-70 м от начала штрека была равномерно рассыпана угольная пыль общей массой 65 кг (параметры пыли: выход летучих более 40%; частиц размером менее 0,075 мм - 85%).

Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами №8, взрывающими метановоздушную смесь с дальнейшим формированием пылевоздушного облака и взрыва пыли.

В стенках штрека на расстояниях 60 м, 80 м, 100 м от места взрыва расположены датчики пламени и давления динамической испытательной системы PX150612. На всем расстоянии 60-100 м в штреке были свешены с интервалом в 1 м пластиковые полосы в качестве индикатора распространения пламени.

В результате опыта было установлено, что на расстоянии от 13 до 33 м от установки АСВП-ЛВ.1М датчики не зафиксировали наличие пламени.

Второй опыт.

Специальная поддерживающая конструкция приварена к верхней части штрека; АСВП-ЛВ. 1М соединена с ней болтами, находится на расстоянии 30-40 см от кровли и выровнена по оси штрека.

Расстояние от места взрыва до приемного щита системы – 100 м; расстояние от места взрыва до торца рассекателя системы – 107 м.

Система расположена в направлении распространения ударной волны от взрыва и приведена в рабочее состояние.

Взрывчатая смесь газа метана объемом 100 м^3 в объемной концентрации 8.2 % была изолирована пленочной диафрагмой из полиэтилена (PVC) толщиной 0.14 мм. На расстоянии 30-110 м от начала штрека была равномерно рассыпана угольная пыль общей массой 86 кг (параметры пыли: выход летучих более 40%; частиц размером менее 0,075 мм – 85%).

Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами №8, взрывающими метановоздушную смесь с дальнейшим формированием пылевоздушного облака и взрыва пыли.

В стенках штрека на расстояниях 100 м, 120 м, 140 м от места взрыва расположены датчики пламени и давления динамической испытательной системы PXI50612. На всем расстоянии 100-140 м в штреке были свешены с ин-

тервалом в 1 м пластиковые полосы в качестве индикатора распространения пламени.

В результате опыта было установлено, что на расстоянии от 13 до 30 м от установки АСВП-ЛВ.1М датчики не зафиксировали наличие пламени.

Третий опыт

Испытания в штреке сечением $7,2 \text{ м}^2$, длиной 896 м (из которых длина основного штрека 710 м, рабочая длина 398 м). Динамическая испытательная система РХИ50612 фиксировала наличие пламени в штреке и скорость распространения пламени. (частота дискретизации 62,5 кГц, длина записи 256 тыс.точек):

Специальная поддерживающая конструкция приварена к верхней части штрека; АСВП-ЛВ.1М соединена с ней болтами, находится на расстоянии 30-40 см от кровли и выровнена по оси штрека.

Расстояние от места взрыва до приемного щита системы – 60 м; расстояние от места взрыва до торца рассекателя системы – 67 м.

Система расположена в направлении распространения ударной волны от взрыва и приведена в рабочее состояние.

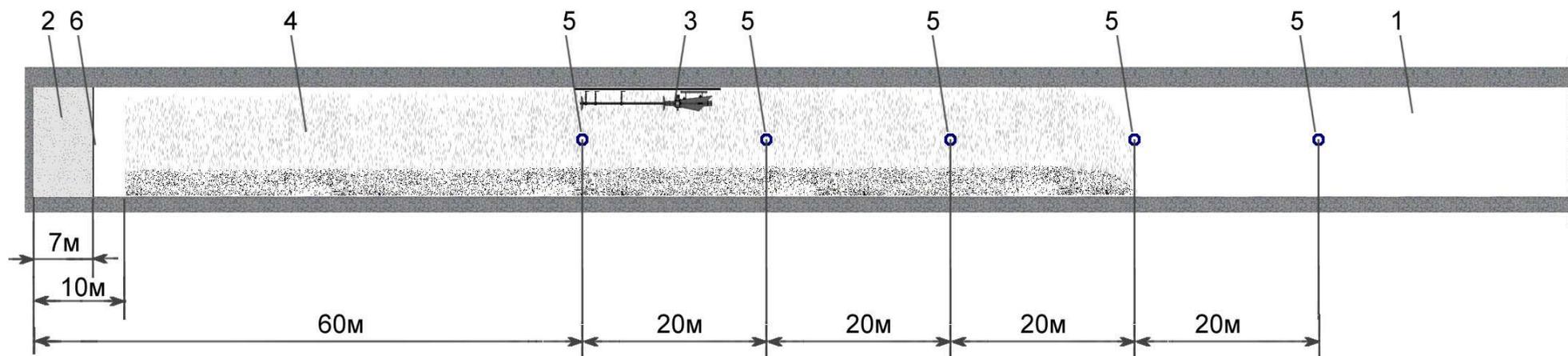
Взрывчатая смесь газа метана объемом 50 м^3 в объемной концентрации 8,3 % была изолирована пленочной диафрагмой из полиэтилена (ПВХ) толщиной 0,14 мм. На расстоянии 10-120 м от начала штрека была равномерно распылена угольная пыль общей массой 95 кг (параметры пыли: выход летучих более 40%; частиц размером менее 0,075 мм – 85%). Пыль до проведения испытания перемешивалась потоком воздуха от вентиляторов.

Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами №8, взрывающими метановоздушную смесь с дальнейшим взрывом пыли.

В стенках штрека на расстояниях 60 м, 80 м, 100 м, 120 м, 140 м расположены датчики пламени и динамической испытательной системы РХИ50612.

Схема испытания приведена на рисунке 4.8.

Результаты испытания приведены в таблице 4.7 и на рисунке 4.9.

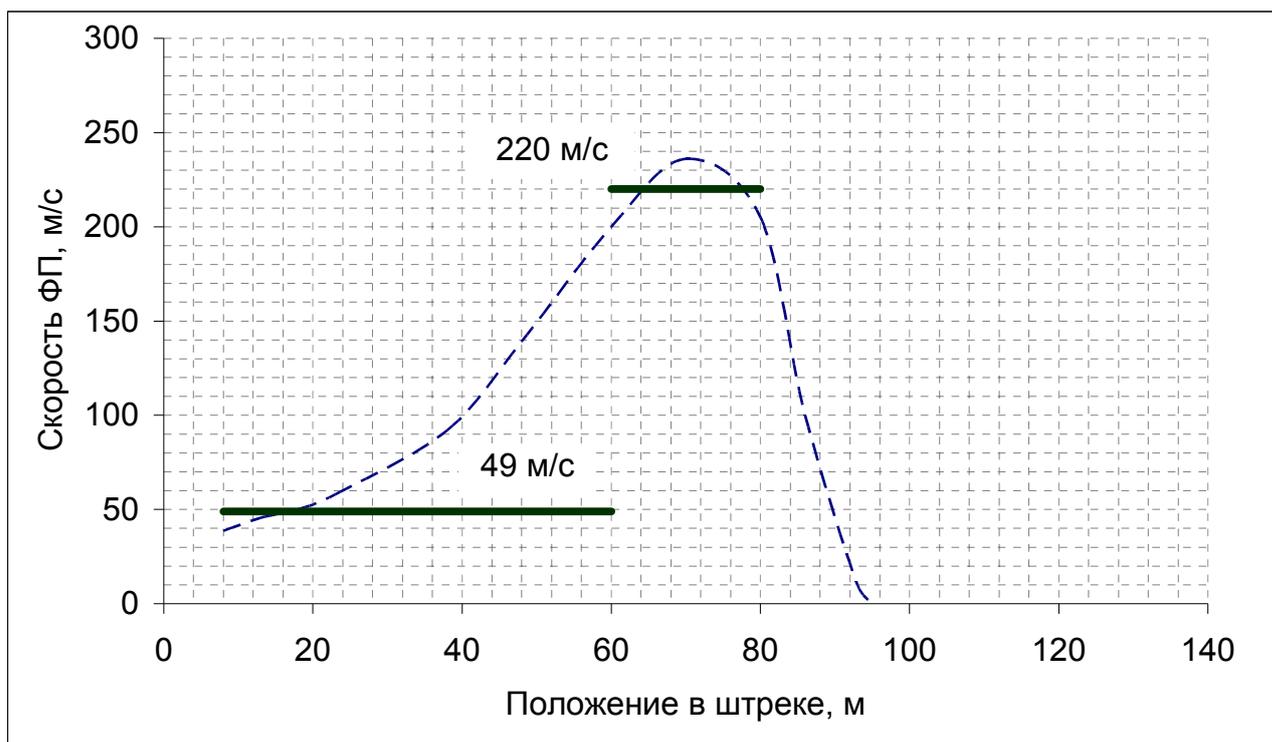


1 – штрек сечением 7,2 м²; 2 – взрывчатая смесь газа метана объемом 50 м³; 3 – АСВП-ЛВ.1М;
 4 – угольная пыль, распыленная по штреку; 5 – места установки датчиков пламени; 6 – пленка ПВХ 0,14мм.

Рисунок 4.8 – Испытательный штрек с системой АСВП-ЛВ.1М (третий опыт)

Таблица 4.7 – Результаты испытаний АСВП-ЛВ.1М

Контролируемый параметр	Датчик 60 м	Датчик 80 м	Датчик 100 м	Датчик 120 м	Датчик 140 м
Значения датчиков пламени	Есть пламя	Есть пламя	Нет пламени	Нет пламени	Нет пламени
Продолжительность распространения пламени до датчика	1,23 с	1,32 с	--	--	--
Расстояние от точки взрыва	60 м	80 м	100 м	120 м	140 м
Средняя скорость ФП между датчиками	$60 / 1,23 = 49$ м/с	$20 / 0,09 = 220$ м/с	--	--	--
Расчетное давление УВВ $\Delta P = 10^5 \frac{U - 56,3}{65,3}$	--	$2,5 \cdot 10^5$ Па	--	--	--
Длина пламени за АСВП-ЛВ.1М, м	13 - 33 м (Мах. 33 м)				
Заключение по испытанию (эффективность АСВП-ЛВ.1М)	Система сработала				



На участке 7(10)-60 м скорость ФП нарастает.

На участке 60-80 м (место установки АСВП-ЛВ.1М) происходит локализация взрыва и замедление распространения ФП.

На участке 80-100 м ФП останавливается и далее расположенные датчики не фиксирует наличие пламени.

Рисунок 4.9 – График – анализ скорости распространения ФП

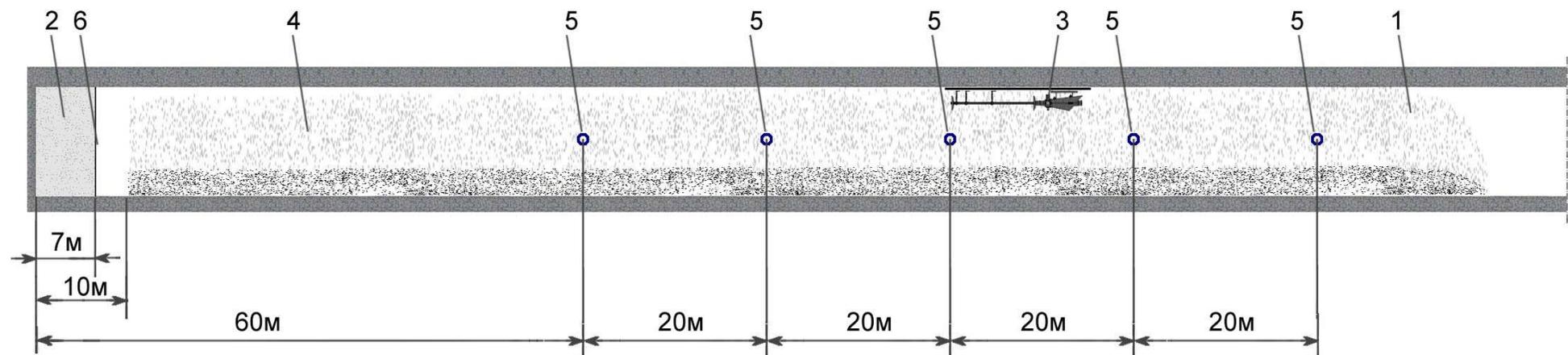
Четвертый опыт

Специальная поддерживающая конструкция приварена к верхней части штрека; АСВП-ЛВ.1М соединена с ней болтами, находится на расстоянии 30-40 см от кровли и выровнена по оси штрека.

Расстояние от места взрыва до приемного щита системы – 100 м; расстояние от места взрыва до торца рассекателя системы – 107 м.

Система расположена в направлении распространения ударной волны от взрыва и приведена в рабочее состояние.

Взрывчатая смесь газа метана объемом 50 м^3 в объемной концентрации 8,3 % была изолирована пленочной диафрагмой из полиэтилена (ПВХ) толщиной 0,14 мм. На расстоянии 10-160 м от начала штрека была равномерно распылена угольная пыль общей массой 130 кг (параметры пыли: выход летучих более 40%; частиц размером менее 0,075 мм – 85%). Пыль до проведения испытания перемешивалась потоком воздуха от вентиляторов.



1 – штрек сечением 7,2 м²; 2 – взрывчатая смесь газа метана объемом 50 м³; 3 – АСВП-ЛВ.1М;
 4 – угольная пыль, распыленная по штреку; 5 – места установки датчиков пламени; 6 – пленка ПВХ 0,14мм.

Рисунок 4.10 – Испытательный штрек с системой АСВП-ЛВ.1М (четвертый опыт)

Таблица 4.8 – Результаты испытаний АСВП-ЛВ.1М

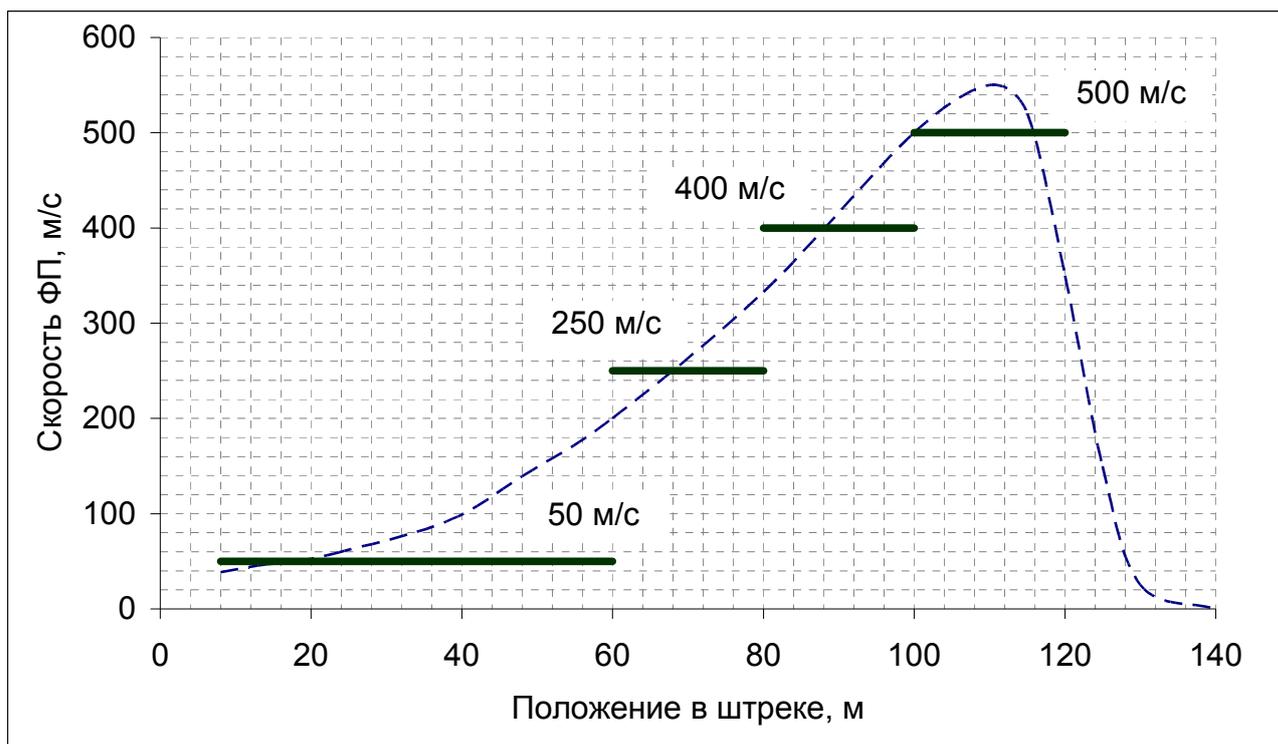
Контролируемый параметр	Датчик 60 м	Датчик 80 м	Датчик 100 м	Датчик 120 м	Датчик 140 м
Значения датчиков пламени	Есть пламя	Есть пламя	Есть пламя	Есть пламя	Нет пламени
Продолжительность распространения пламени до датчика	1,22 с	1,30 с	1,35 с	1,39 с	--
Расстояние от точки взрыва	60 м	80 м	100 м	120 м	140 м
Средняя скорость (U) ФП между датчиками	60 / 1,22 = 50 м/с	20 / 0,08 = 250 м/с	20 / 0,05 = 400 м/с	20 / 0,04 = 500 м/с	--
Расчетное давление УВВ $\Delta P = 10^5 \frac{U - 56,3}{65,3}$	--	$2,9 \cdot 10^5$ Па	$5,3 \cdot 10^5$ Па	$6,8 \cdot 10^5$ Па	--
Длина пламени за АСВП-ЛВ.1М, м	13 - 33 м (Мах. 33 м)				
Заключение по испытанию (эффективность АСВП-ЛВ.1М)	Система сработала				

Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами №8, взрывающими метановоздушную смесь с дальнейшим взрывом пыли.

В стенках штрека на расстояниях 60м, 80м, 100м, 120м, 140м расположены датчики пламени и динамической испытательной системы РХИ50612.

Схема испытания приведена на рисунке 4.10.

Результаты испытания приведены в таблице 4.8 и на рисунке 4.11.



На участке 7(10)-100 м скорость ФП нарастает.

На участке 100-120 м (место установки АСВП-ЛВ.1М) происходит локализация взрыва и замедление распространения ФП.

На участке 120-140 м ФП останавливается и датчик не фиксирует наличие пламени

Рисунок 4.11 – График – анализ скорости распространения ФП.

Обобщая результаты экспериментальных взрывов в штольне, можно констатировать высокую эффективность системы АСВП-ЛВ.1М по локализации фронта пламени в штольне на расстоянии 13-33 м от системы. При этом максимальная скорость распространения фронта пламени составила порядка 500 м/с, в то время как сланцевые и водяные заслоны эффективно локализуют фронт пламени, распространяющийся со скоростью не более 235 м/с и 285 м/с соответственно.

4.4. Определение эффективной области применения средств локализации взрывов угольной пыли

4.4.1. Определение параметров распространения взрывов метана и угольной пыли для выбора средств локализации

Параметры распространения взрывов метана и угольной пыли зависят в основном от следующих условий [6, 74-78]:

- концентрации метана и угольной пыли (чем ближе концентрация к ОВК, тем выше могут быть параметры распространения и, наоборот, чем ближе концентрация к НПВ, тем они ниже);

- источника воспламенения (чем больше энергия, выделяемая источником воспламенения во взрывчатую смесь, тем, при прочих равных условиях, выше могут быть параметры распространения);

- полноты перехода отложений угольной пыли во взвешенное состояние (чем полнее переходят отложения угольной пыли во взвешенное состояние, тем выше могут быть параметры распространения) ;

- степени адиабатичности или стесненности продуктов взрыва (чем больше степень адиабатичности, тем выше могут быть параметры распространения).

Переход отложившейся угольной пыли во взвешенное состояние может происходить под воздействием на отложившуюся пыль ударной волны от взрыва ВВ или метана или же движения воздуха с большими скоростями (например, в результате движения газов за фронтом взрыва метана и угольной пыли, массовых обрушений горной массы или изменения вентиляционного режима) [79-81].

Степень связанности отложений угольной пыли определяется в первую очередь выполнением пылевзрывозащитных мероприятий. При правильном их выборе, точном определении периодичности применения, полном выполнении и своевременном контроле связанность отложений максимальна, и, наоборот, при несоблюдении указанных требований отложения могут быть несвязанными.

В зависимости от условий, сформировавшихся в данной горной выработке, диапазон изменения основных параметров распространения взрывов конкретизируется. Например, первоначальное воспламенение, возникшее

непосредственно у источника, в определенных условиях может получить самопроизвольное распространение, в других – нет.

При решении вопросов борьбы со взрывами угольной пыли большой интерес представляет взаимосвязь между пламенем и ударной воздушной волной при распространении взрыва по выработке.

Параметры ударной волны и скорость распространения фронта пламени взаимосвязаны. С возрастанием скорости распространения фронта пламени давление на фронте ударной волны увеличивается, а, следовательно, растет и ее скорость.

В работе [15] на основе обработки многочисленных результатов экспериментальных взрывов угольной пыли, произведенных в опытных шахтах МакНИИ и «Барбара» (Польша), получено эмпирическое уравнение, связывающее изменение давления на фронте ударной волны ΔP_ϕ со скоростью распространения пламени U_Π :

$$U_\Pi = 0,65 \cdot 10^{-3} \Delta P_\phi + 56,3 \quad (4.14)$$

В этой же работе в результате решения уравнений газовой динамики получена зависимость для определения изменения давления на фронте ударной волны ΔP_ϕ в зависимости от скорости распространения ударной волны U_s :

$$\Delta P_\phi = P_0 / 0,86 (U_s / W_0 - 1) \quad (4.15)$$

где P_0 – давление невозмущенной среды, Па;

W_0 – скорость звука в невозмущенной среде, м/с.

4.4.2. Определение скорости распространения ударно-воздушной волны как функции диаметра выработки и толщины слоя пыли.

Для определения зависимости скорости распространения ударно-воздушной волны U_s от приведенного диаметра горной выработки D мы получили следующую формулу в работе [83]:

$$\left(U_s - \frac{a_0^2}{U_s} \right) = 2(\gamma^2 - 1)\Delta H, \quad (4.16)$$

где a_0 – скорость звука в газе перед волной,

γ – показатель адиабаты газа, который можно принять равным $1,3 \div 1,4$ (в сильно нагретом воздухе и в продуктах горения он незначительно снижается),

ΔH – тепловыделение в зоне сверхзвукового потока за волной детонации. Его зависимость от приведенного диаметра оценивается как:

$$\Delta H = \begin{cases} K_1 D^{1/2}, & L \leq L^*; \\ K_2 / D, & L > L^*. \end{cases} \quad (4.17)$$

Здесь критическая длина L^* соответствует расстоянию, на котором поднимется вся пыль, а L – длина зоны сверхзвукового потока. Коэффициент K_1 будет определяться на основе опытных данных; коэффициент K_2 согласуется с ним так, чтобы при $L = L^*$ зависимость (4.17) была непрерывной.

Вначале оценим зависимость расстояния L^* от приведенного диаметра D и прочих параметров. Горение за волной детонации вызывается поднятой с почвы выработки пылью, начальная толщина слоя которой оценивается как h_{Π} . Скорость подъема пыли v_{Π} пропорциональна скорости газов за волной

$$v_{\Pi} = \chi |w_1 - U_s|, \quad (4.18)$$

где w_1 – скорость потока относительно волны детонации,

χ – коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств пыли.

Из зависимости (4.18) получается следующая зависимость критической длины L^* от толщины слоя пыли и прочих параметров:

$$L^* = U_s \frac{h_{\Pi}}{v_{\Pi}} = \frac{U_s}{\chi |w_1 - U_s|} h_{\Pi}. \quad (4.19)$$

По формуле зависимости скорости газов относительно стенок от параметров ударной волны, при подстановке туда формулы (4.16) и верхней ветви формулы (4.17), имеем:

$$|w_1 - U_s| = \frac{U_s}{\gamma + 1} \left(1 - \frac{a_0^2}{U_s^2} \right) = \frac{2(\gamma^2 - 1)}{\gamma + 1} \Delta H = 2(\gamma - 1) K_1 D^{1/2}. \quad (4.20)$$

Подставляя формулу (4.20) в зависимость (4.19), получим следующее выражение:

$$L^* = \frac{U_s(D)}{2\chi(\gamma - 1) K_1 D^{1/2}} h_{\Pi}, \quad (4.21)$$

где $U_s(D)$ соответствует ветви кривой, моделирующей скорость волны при длине зоны сверхзвукового потока L , меньшей критической.

Теперь оценим зависимость $L(D)$. При $L \leq L^*$ имеем следующее выражение для тепловыделения ΔH в зоне длиной L :

$$K_1 D^{1/2} = \Delta H = bh_c^0 \sqrt{\rho\mu} \sqrt{|w_1 - U_s|} \cdot \frac{2}{3} L^{3/2} \frac{\Pi_{\Pi}}{A_0}. \quad (4.22)$$

Здесь A_0 – площадь сечения выработки, а Π_{Π} – заполненный пылью периметр выработки. Все прочие коэффициенты в формуле (4.22), не считая скорости и приведенного диаметра, зависят от свойств угольной пыли, как h_c^0 , воздуха, как $\rho\mu$, или турбулентных свойств потока, как b . Все неизвестные до эмпирического определения коэффициенты, составляющие произведение, можно объединить в один; обозначим

$$\kappa = bh_c^0 \sqrt{\rho\mu}. \quad (4.23)$$

Приведенный диаметр выработки определяется по полному периметру Π и площади сечения выработки A_0 следующим образом:

$$D = \frac{4A_0}{\Pi}. \quad (4.24)$$

Выразив из определения (4.24) площадь сечения выработки через периметр и приведенный диаметр выработки, и подставляя обозначение (4.23) в (4.22), и пользуясь выражением (4.20), получим следующее выражение:

$$K_1 D^{1/2} = \Delta H = \frac{8}{3} \kappa \sqrt{|w_1 - U_s|} \cdot L^{2/3} \frac{\Pi_{\Pi}}{\Pi} D^{-1} = \frac{8\sqrt{2}\sqrt{\gamma-1}}{3} \sqrt{K_1} \kappa L^{3/2} \frac{\Pi_{\Pi}}{\Pi} D^{-3/4}. \quad (4.25)$$

Учитывая, что с большой точностью $2\sqrt{2} \approx 3$, из выражения (4.25) получается следующая зависимость $L(D)$:

$$L^{3/2} = \frac{1}{4\kappa} \sqrt{\frac{K_1}{\gamma-1}} \frac{\Pi}{\Pi_{\Pi}} D^{5/4}, \text{ или } L = \lambda \left(\frac{K_1}{\gamma-1} \right)^{1/3} \left(\frac{\Pi}{\Pi_{\Pi}} \right)^{2/3} D^{5/6}, \quad (4.26)$$

где мы заменили выражение, зависящее от неизвестного коэффициента κ и констант на другой неизвестный коэффициент λ , значение которого подлежит оценке или определению на опыте:

$$\lambda = \left(\frac{1}{4\kappa} \right)^{2/3}. \quad (4.27)$$

Критическое значение приведенного диаметра D^* , такого что $L(D^*) = L^*$, выражается подстановкой в это определение формул (4.21) и (4.26):

$$L^* = \frac{U_s(D^*)}{2\chi(\gamma-1)K_1(D^*)^{1/2}} h_{\Pi} = L(D^*) = \lambda \left(\frac{K_1}{\gamma-1} \right)^{1/3} \left(\frac{\Pi}{\Pi_{\Pi}} \right)^{2/3} (D^*)^{5/6}. \quad (4.28)$$

Переформулировав зависимость (4.28), получим:

$$\frac{(D^*)^{4/3}}{U_s(D^*)} = \frac{1}{2\alpha} (\gamma-1)^{-2/3} K_1^{-4/3} \left(\frac{\Pi_{\Pi}}{\Pi} \right)^{2/3} h_{\Pi}. \quad (4.29)$$

Коэффициент α с учетом формул (4.23), (4.27) и (4.29) оценивается как:

$$\alpha = \chi \left(4bh_c^0 \sqrt{\rho\mu} \right)^{-2/3}. \quad (4.30)$$

В формуле (4.29) мы опять объединили произведение двух неизвестных коэффициентов в один, оцениваемый формулой (4.30). Тем самым, критическое значение приведенного диаметра D^* определяется из нелинейного уравнения

(4.29) посредством неизвестного пока параметра α , зависящих от множества условий горения (в том числе геометрии профиля, процента сгорания угольной пыли, теплоты сгорания, размера и плотности частиц пыли и др.). Другие параметры либо известны:

- толщина слоя пыли h_{Π} ,
- отношение периметра, занятого пылью, к полному периметру Π_{Π}/Π ,
- адиабатический коэффициент γ , который равен 1,4 для множества холодных газов, в том числе воздуха, и примерно 1,3 для горячего воздуха или продуктов горения.

Либо они могут быть определены заранее: значение K_1 может быть оценено экспериментально по зависимости скорости волны горения от приведенного диаметра по восходящей ветви.

Неявная зависимость (4.16) при подстановке значения ΔH , рассчитанного по восходящей ветви зависимости (4.17), выражается явно с помощью решения квадратного уравнения, и выглядит следующим образом:

$$U_s(D) = \frac{1}{2} \left[\sqrt{2(\gamma^2 - 1) K_1 D^{1/2}} + \sqrt{4a_0^2 + 2(\gamma^2 - 1) K_1 D^{1/2}} \right]. \quad (4.31)$$

Подстановка в левую часть (4.29) зависимости (4.31) выглядит как:

$$\frac{4(\gamma - 1)^{2/3} K_1^{4/3} (D^*)^{4/3}}{\sqrt{2(\gamma^2 - 1) K_1 (D^*)^{1/2}} + \sqrt{4a_0^2 + 2(\gamma^2 - 1) K_1 (D^*)^{1/2}}} = \frac{1}{\alpha} \left(\frac{\Pi_{\Pi}}{\Pi} \right)^{2/3} h_{\Pi}. \quad (4.32)$$

По совмещению экспериментальных точек и кривой (4.31) для значений $\gamma = 1,3$ и $a_0 = 350$ м/сек получим, что параметр K_1 в системе единиц СИ оценивается числом $2,0 \cdot 10^5$. Приведенный диаметр D , соответствующий площади $A_0 = 15$ м², оценен из предположения, что поперечное сечение близко к кругу; в этом случае по формуле (4.24) имеем

$$D = 2 \sqrt{\frac{A_0}{\pi}}, \quad (4.33)$$

откуда для $A_0 = 15$ м² получим $D = 4,37$ м.

4.4.3. Определение критической толщины слоя пыли.

Если нам известно значение D^* , то по нему из (4.32) можно определить значение толщины слоя пыли h_{Π} , который успеет подняться раньше, чем пройдет дозвуковой (относительно волны горения) участок потока газа за волной. При этом горение остальной поднявшейся пыли уже не будет влиять на скорость распространения взрывной волны и перепад давления на ней. Таким образом, данная толщина может рассматриваться как минимально возможная, при которой детонационная волна будет распространяться по восходящей ветви кривой, определяемой соотношением (4.17). Нисходящая ветвь согласуется с восходящей по непрерывности, поэтому, определив $D^*(h_{\Pi})$, можно определить скорость волны при $D > D^*$:

$$U_s(D) = \frac{1}{2} \left[\sqrt{2(\gamma^2 - 1) K_1(D^*)^{1/2} \frac{D^*}{D}} + \sqrt{4a_0^2 + 2(\gamma^2 - 1) K_1(D^*)^{1/2} \frac{D^*}{D}} \right], \quad (4.34)$$

Для оценки зависимости $D^*(h_{\Pi})$ оценим масштаб $\alpha = 10^{-6}$ (оценка проводится подстановкой типичных величин $\chi \approx 10^{-2}$, $\mu = 10^{-5}$ в соотношение (4.30)). Заметим, что для больших приведенных диаметров зависимость может стать немонотонной и требует дополнительных исследований.

Заметим, что нисходящая ветвь кривой $U_s(D)$ соответствует ударной стационарной волне лишь вблизи состыковки с восходящей ветвью; при достаточно большом приведенном диаметре процесс перестает быть устойчивым. Это явление в полном объеме требует исследования в рамках нестационарной постановки задачи, но приближенно можно оценить вероятность неустойчивого распространения волны по самому факту нахождения на нисходящей ветви.

Тем самым, чтобы рассчитать зависимость скорости ударной волны, вызванной горением угольной пыли, поднятой и зажженной лидирующей ударной волной, в зависимости от площади сечения A_0 и массы угольной пыли на погонный метр m_{Π} , можно использовать следующий алгоритм:

- Пересчитать A_0 на приведенный диаметр D по формуле (4.24), если задан периметр Π поперечного сечения, или по формуле (4.33), если поперечное сечение оценивается как круг.

- Пересчитать m_{Π} на эффективную толщину слоя пыли по формуле

$$h_{\Pi} = \frac{m_{\Pi}}{\rho_{\Pi}} \frac{1}{\Pi_{\Pi}} = \frac{m_{\Pi}}{\rho_{\Pi}} \frac{\Pi}{\Pi_{\Pi}} \frac{D}{4A_0}, \quad (4.35)$$

где $\rho_{\Pi} \approx 600 \text{ кг/м}^3$ – плотность укладки угольной пыли, Π/Π_{Π} – отношение периметра сечения к периметру, занятому пылью (максимальная скорость получается, если оно равно 1).

- Определить $D^*(h_{\Pi})$, обратив формулу (4.32). Для этого можно, например, построить график $h_{\Pi}(D^*)$ и найти значение D^* , соответствующее полученной толщине пыли. Математические средства приближенного обращения формулы (4.32) включают различные методы на выбор: метод секущих, метод Ньютона, и могут использоваться при расчете по компьютерной программе.

- Если $D \geq D^*$, то для расчета скорости волны U_s используется формула (4.31), если $D^* > D$, то формула (4.34).

Таблица 4.9 – Зависимость скорости волны U_s (м/сек) от площади сечения A_0 (м²) и массы угольной пыли m_{Π} на погонный метр

$A_0, \text{ м}^2$	$m_{\Pi}, \text{ кг/м}$						
	5	10	20	50	100	200	300
10	374.1	387.4	408.7	459.4	529.8	652.7	764.2
12	371.7	383.6	402.6	447.6	509.6	617.4	715.3
14	369.9	380.7	398.0	438.7	494.5	591.0	678.6
16	368.4	378.5	394.4	431.7	482.6	570.4	649.9
18	367.3	376.6	391.4	426.0	473.0	553.7	626.8
20	366.3	375.0	388.9	421.3	465.0	540.0	607.7
22	365.4	373.7	386.8	417.3	458.3	528.4	591.6
24	364.7	372.6	385.0	413.8	452.6	518.5	577.9

В приведенной таблице 4.9 показана зависимость скорости волны U_s (м/сек) от площади сечения A_0 (м²) и массы угольной пыли m_{Π} на погонный метр, рассчитанная для следующих параметров: $a_0 = 350 \text{ м/с}$, $\gamma = 1.3$, $\Pi_{\Pi}/\Pi = 0.7$, $\alpha = 10^{-6}$, $\rho_{\Pi} = 600 \text{ кг/м}^3$.

4.4.4. Определение эффективной области применения средств локализации в зависимости от типа распространения взрыва

Поскольку условия, определяющие параметры распространения взрыва, могут быть каким-либо образом классифицированы, целесообразно выделить соответствующие этим характерным условиям типы распространения взрывов. Каждому из таких типов распространения взрывов присущи определенные поражающие свойства и динамические эффекты.

В основу классификации типов распространения взрывов, предложенной сотрудниками ВостНИИ [6], положено изменение адиабатичности (рисунок 4.12).

Выделенные типы распространения взрывов экспериментально были получены в процессе натурных исследований на шахте «Барбара» (Польша) при постоянных определяющих условиях [59].

При концентрациях метана и угольной пыли, приближающихся к НПВ, проявлении слабых источников воспламенения, наличии только достаточно полно связанных отложений угольной пыли и отсутствии адиабатичности (например, в камерообразных выработках или сети участков выработок, имеющих сопряжения друг с другом на расстояниях не более 20 м) самопроизвольное распространение взрывов практически исключается. При таких условиях происходит полное сгорание метана и угольной пыли с выделением углекислоты и паров воды, имеющих высокую теплоемкость. Потери тепла на нагрев этих продуктов приводят к гашению таких взрывов, если в процессе распространения взрыв не получает более благоприятных условий для своего распространения. Такие взрывы могут быть названы локальными или местными.

Выделяются два вида локальных взрывов – горение и вспышка, существенно отличающиеся характером и параметрами распространения и обладающие способностью переходить один в другой.

Характер движения фронта пламени при вспышках показан на рисунке 4.13 (нижняя часть) [59]. Вследствие невысоких скоростей движения продуктов взрыва при распространении вспышек вся угольная пыль не переходит во взвешенное состояние.

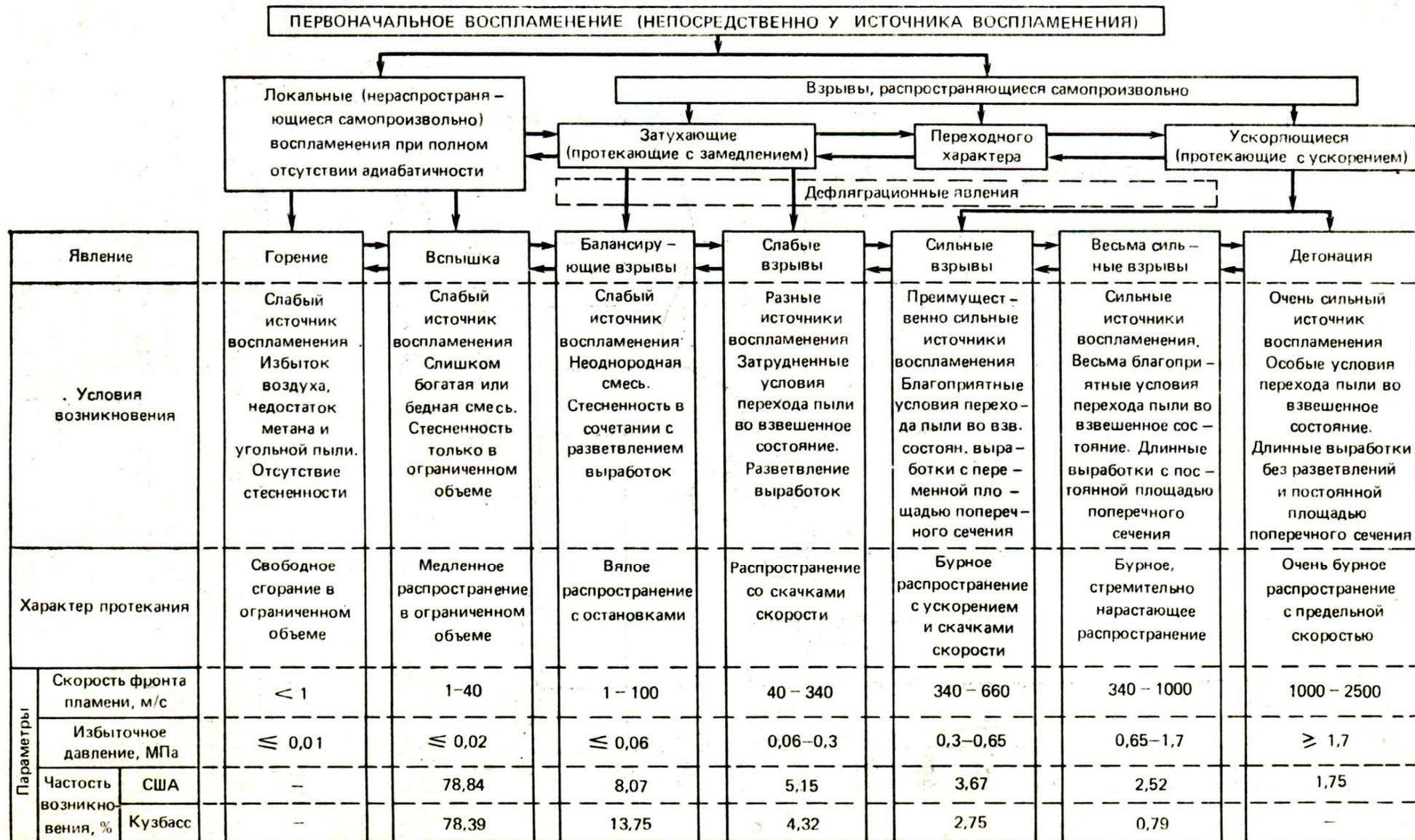
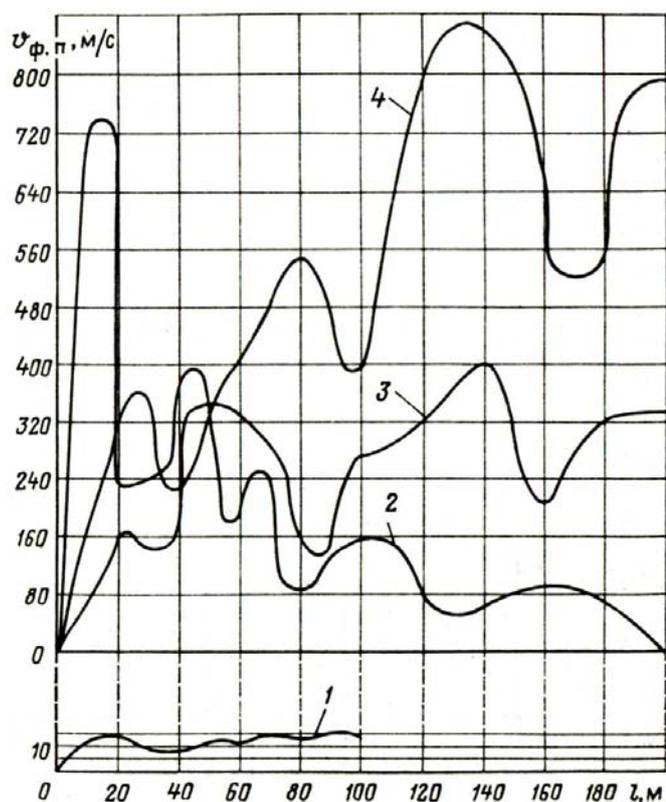


Рисунок 4.12 – Типы распространения взрывов метана и угольной пыли в шахтах [6]



1 – при вспышке; 2 – при слабом (замедляющемся) взрыве; 3 – при сильном (ускоряющемся) взрыве; 4 – при весьма сильном взрыве

Рисунок 4.13 – График скоростей распространения фронта пламени $v_{ф.п.}$ по длине выработки l при различных типах взрывов метана и угольной пыли

При концентрации метана и угольной пыли, промежуточных между НПВ и ОВК, проявлении слабых источников воспламенения (в очень редких случаях – также и сильных), наличии несвязанных отложений угольной пыли и определенной адиабатичности (например, в сети участков выработок, имеющих сопряжения друг с другом на расстояниях 20–200 м) во многих случаях возникает самопроизвольное распространение взрывов. В таких условиях наряду с полным сгоранием метана и угольной пыли происходит также и неполное, с выделением окиси углерода, водорода, метана и его гомологов. Характер движения фронта пламени этих типов распространения взрывов затухающий при выраженных пульсациях скорости (см. рисунок 4.13). В связи с этим такие взрывы предложено называть замедляющимися (затухающими). Они происходят гораздо реже локальных.

Затухающие взрывы подразделяются на балансирующие и слабые, которые в реальных шахтных условиях могут переходить друг в друга. Кроме того, вспышки и балансирующие взрывы также представляют собой взаимо-

переходящие явления. При распространении последних угольная пыль может почти целиком переходить во взвешенное состояние.

Бурность распространения взрыва при прочих равных условиях тем больше, чем меньше объем применения пылевзрывозащитных мероприятий и слабее контроль за их выполнением. Если же пылевзрывозащитные мероприятия не проводятся и контроль за их выполнением не осуществляется, возможно формирование концентраций метана и угольной пыли, приближающихся к ОВК, и наличие несвязанных отложений угольной пыли. При проявлении сильных источников воспламенения и максимальной адиабатичности (например, в выработках, не имеющих расширений или ответвлений на расстояниях более 200 м) в этом случае возникают наиболее опасные типы распространения взрывов и превалирует неполное сгорание метана и угольной пыли. Выделение горючих продуктов неполного сгорания способствует возрастанию скорости фронта пламени по мере его движения. Вследствие этого характер движения фронта пламени – ускоряющийся при наличии ярко выраженных пульсаций скорости (см. рисунок 4.13). Такие взрывы предлагается называть ускоряющимися. Они происходят очень редко.

Ускоряющиеся взрывы подразделены на три типа: сильные, весьма сильные и детонационные. Детонационные взрывы угольной пыли [59] могут иметь предельные параметры: скорость распространения фронта пламени до 2500 м/с, избыточные давления порядка нескольких МПа.

В предлагаемой классификации [6] (см. рисунок 4.12) приведены также данные по относительной частоте возникновения этих типов. Эти данные получены посредством обработки статистических сведений по 1838 взрывам в США [82], происшедшим с 1880 по 1966 г., и взрывам, происшедшим в Кузбассе с 1935 по 1980 г. Отнесение каждого случая к тому или иному типу распространения производилось по преобладающим признакам, так как в реальных шахтных условиях каждый случай представляет определенную комбинацию взаимопереходящих типов распространения. Частость проявлений горения не могла быть выявлена и не сопоставлена из-за недостаточности и отрывочности статистических данных.

Частость возникновения разных типов распространения взрывов уменьшается с увеличением степени адиабатичности и бурности распространения.

Учитывая вышеизложенное, можно констатировать, что применяемые на сегодняшний день средства локализации – пассивные заслоны (водяные,

сланцевые) или автоматические должны иметь свою область применения, когда они могут эффективно локализовать взрыв угольной пыли.

На рисунках 4.14, 4.15, 4.16 представлены схемы срабатывания сланцевого, водяного и автоматического заслонов с параметрами распространения фронта пламени, когда заслоны могут эффективно локализовать взрыв угольной пыли.

В таблице 4.10 приведена область применения различных взрыволокализирующих заслонов по стадиям развития взрыва.

Схемы установки различных взрыволокализирующих заслонов представлены в Приложении 5.

Сланцевые взрыволокализирующие заслоны должны устанавливаться в подземных горных выработках, для локализации балансирующих взрывов и слабых взрывов в начальной стадии их развития.

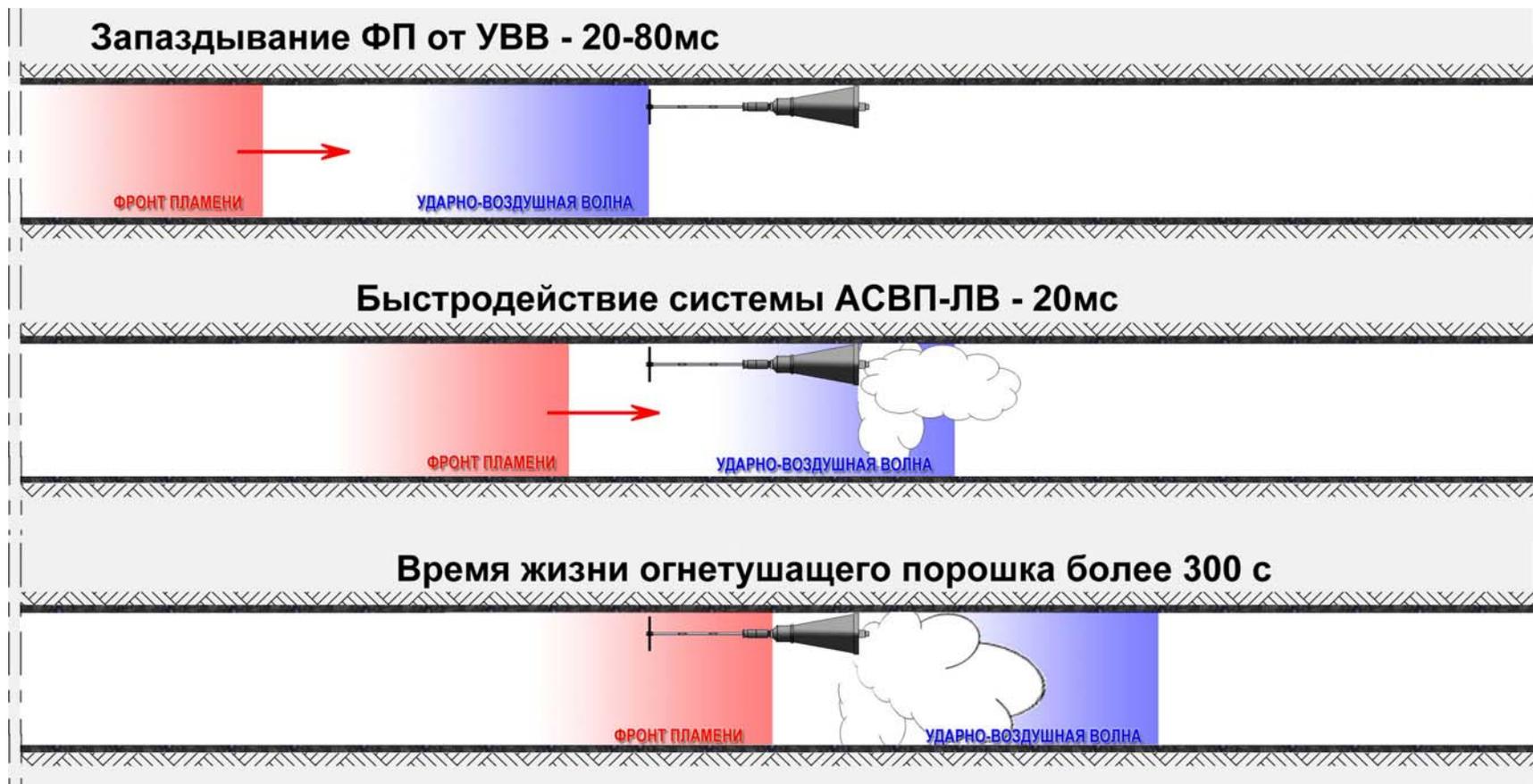
Сланцевые взрыволокализирующие заслоны устанавливаются в подземных горных выработках с углом наклона до 18° .

Сланцевые взрыволокализирующие заслоны должны устраиваться из ряда монтируемых под кровлей поперек выработок легко опрокидываемых полок с инертной пылью, ширина которых при жесткой конструкции должна быть в пределах $250\div 500$ мм, а при свободнолежащем настиле – $600\div 800$ мм. Расстояние между кровлей выработки и верхней поверхностью инертной пыли должно быть в пределах $100\div 300$ мм. Расстояние между полками заслона должно быть одинаковым и не меньше ширины полки. Длина сланцевого заслона должна быть не менее 20 м.

Количество инертной пыли в сланцевых взрыволокализирующих заслонах определяется из расчёта 400 кг на 1 м^2 поперечного сечения горной выработки в свету в месте установки заслона.

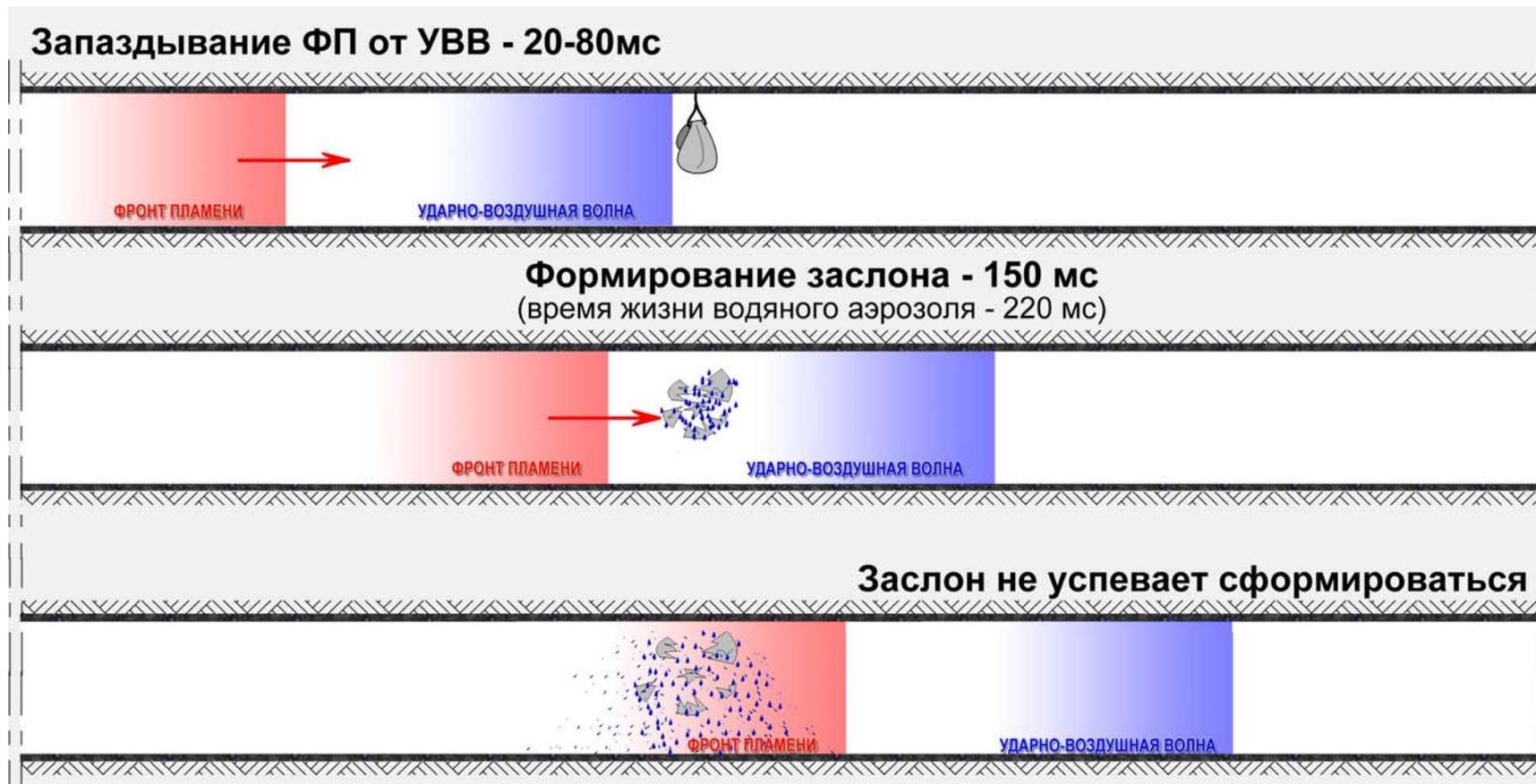
Предназначенная для применения в сланцевых взрыволокализирующих заслонах инертная пыль должна соответствовать требованиям ГОСТ 51569 – 2000 «Пыль инертная. Технические условия».

Изготовители должны производить выходной контроль качества инертной пыли в соответствии с ГОСТ Р 51063-97 «Пыль инертная. Методы испытаний».



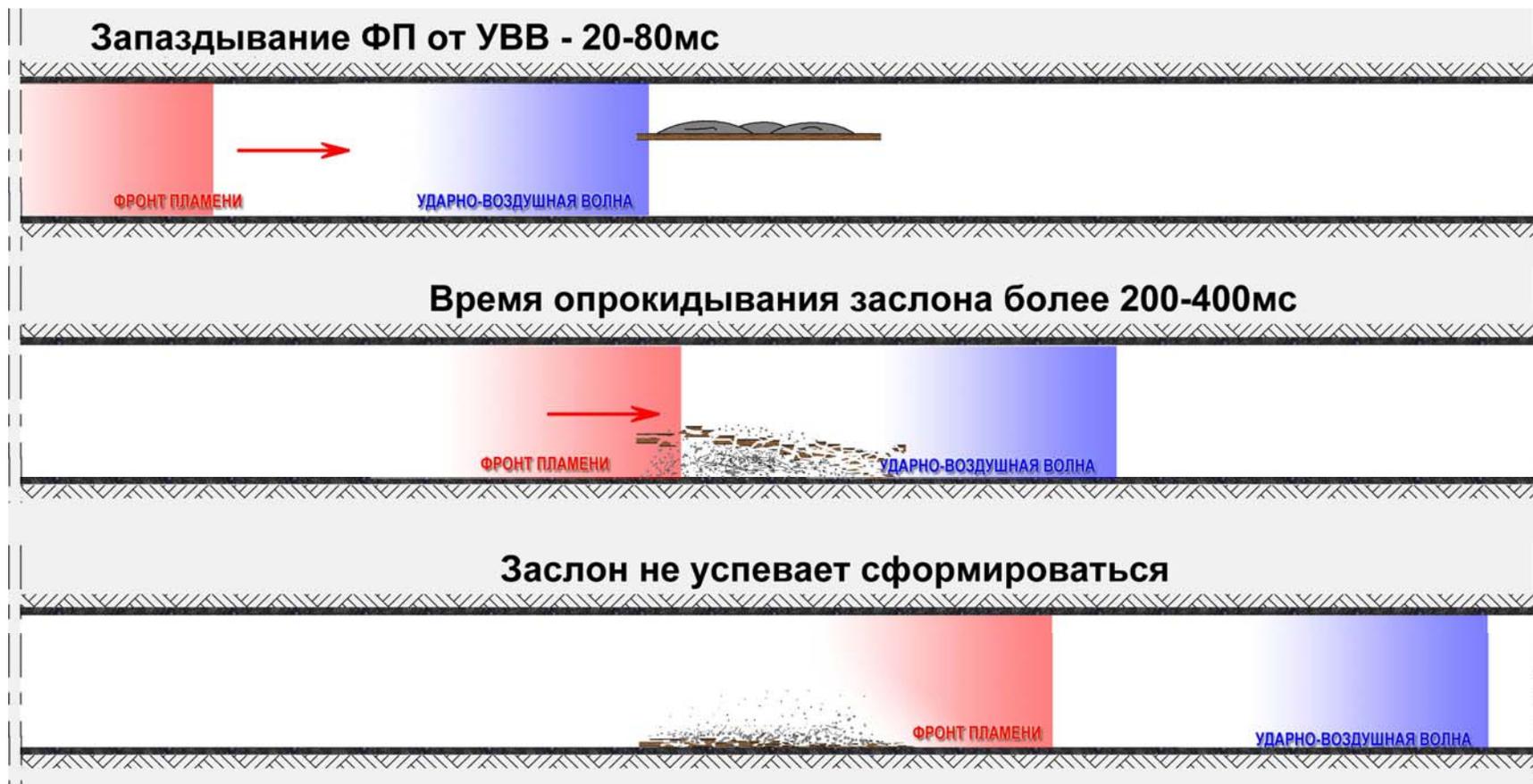
Эффективная область срабатывания $V_{ф.п.} = 40 - 660 \text{ м/с}$

Рисунок 4.14 – Схема срабатывания системы АСВП-ЛВ.1М



Эффективная область срабатывания $V_{ф.п.} = 100 - 285$ м/с

Рисунок 4.15 – Схема срабатывания водяного заслона



Эффективная область срабатывания $V_{ф.п.} = 80 - 235 \text{ м/с}$

Рисунок 4.16 – Схема срабатывания сланцевого заслона

Таблица 4.10 – Область применения взрыволокализирующих заслонов по стадиям развития взрыва

	Стадии развития взрыва пылегазовоздушных смесей в горных выработках угольных шахт							
	Горение	Вспышка	Балансирующие взрывы	Слабые взрывы в начальной стадии их развития	Слабые взрывы	Сильные взрывы в начальной стадии их развития	Сильные взрывы	Детонационный взрыв
Характер протекания	Свободное горение в ограниченном объеме	Медленное распространение в ограниченном объеме	Вялое распространение с остатками	Распространение со скачками скорости	Распространение со скачками скорости	Бурное распространение	Бурное распространение с ускорением	Очень бурное распространение с предельной скоростью
Избыточное давление на фронте ударно-воздушной волны (УВВ), МПа	< 0,01	0,01 ÷ 0,02	0,02 ÷ 0,06	0,06 ÷ 0,15	0,15 ÷ 0,3	0,3 ÷ 0,65	0,65 ÷ 1,70	> 1,70
Скорость распространения ударно-воздушной волны (УВВ), м/с	0	< 367	< 416	416 ÷ 500	500 ÷ 635	635 ÷ 1000	1000 ÷ 1500	1500 ÷ 2500
Скорость распространения фронта пламени (ФП), м/с	< 1	1 ÷ 40	40 ÷ 100	100 ÷ 250	250 ÷ 340	340 ÷ 660	660 ÷ 1000	1000 ÷ 2500
Область применения взрыволокализирующих заслонов								
Сланцевые заслоны	(скорость ФП 80-235 м/с)							
Водяные заслоны	(скорость ФП 100-285 м/с)							
АСВП-ЛВ	(скорость ФП 40-660 м/с)							

Водяные заслоны должны устанавливаться в подземных горных выработках, для локализации балансирующих взрывов, слабых взрывов в начальной стадии их развития и частично слабых взрывов.

Количество воды в водяных взрыволокализирующих заслонах определяется из расчёта 400 литров на 1 м² поперечного сечения горной выработки в свету в месте установки заслона.

Водяные взрыволокализирующие заслоны должны устраиваться из ряда устанавливаемых под кровлей поперек выработки наполненных водой легко опрокидываемых или разрушаемых жестких пластмассовых сосудов (корыт) ёмкостью не более 80 л каждый с формой поперечного сечения в виде перевернутой равнобедренной трапеции высотой 200-260 мм, шириной по дну 150-320 мм или водяных карманов ёмкостью по 40 л каждый для заслонов типа «Водяные карманы», называемых в ФРГ «WATA». Число сосудов или водяных карманов в заслоне должно приниматься с запасом не менее 10%.

Расстояние между кровлей выработки и верхней кромкой легко опрокидываемых или разрушаемых сосудов и между кровлей выработки и несущей конструкцией водяных карманов обычного типа должно быть в пределах 100÷600 мм. Полки с сосудами и несущие конструкции водяных карманов обычного типа должны устанавливаться на равном расстоянии друг от друга по длине выработки и не менее чем через 500 мм. Общая длина водяного взрыволокализирующего заслона должна быть не менее 30 м.

Для снижения интенсивности испарения воды легко опрокидываемые или разрушаемые сосуды водяного взрыволокализирующего заслона рекомендуется укрывать свободнолежащими легкосбрасываемыми пластиковыми крышками, допущенным к применению в установленном порядке. Конструкция крышки должна позволять без её удаления контролировать уровень воды в сосуде и доливать его.

Водяные заслоны с водяными карманами должны устанавливаться лишь на таких участках горных выработок, в которых из кровли не выпадают остроугольные куски породы. При отсутствии таких условий необходимо устраивать над водяными карманами перекрытие из вентиляционного брезента.

При переноске порожних водяных карманов их нельзя складывать, так как любые места перегиба могут быть причиной повреждений.

При отрицательной температуре воздуха в месте установки водяного взрыволокализирующего заслона для заливки сосудов должен применяться рас-

твор хлористого кальция концентрации 5% при температуре до минус 7°С или 10% - при температуре минус 7°С и ниже.

Автоматические заслоны должны устанавливаться в подземных горных выработках для локализации балансирующих взрывов, слабых взрывов, сильных взрывов и частично весьма сильных взрывов.

Автоматический заслон состоит из конусообразного бункера и промежуточной камеры, заполненных огнетушащим порошком, внутри которых коаксиально расположена рабочая полость, заполненная сжатым воздухом высокого давления. Промежуточная камера состыкована с устройством срабатывания, состоящего из выносных штанг и приёмного щита для приема ударно-воздушной волны.

Автоматический заслон должен надёжно крепиться под кровлей горной выработки приёмными щитами, обращенными навстречу предполагаемому распространению фронтов ударно-воздушной волны и пламени, образовавшихся в результате взрыва пылегазовоздушной смеси.

В горных выработках сечением более 16м² должны устанавливаться рядом два автоматических заслона. Расстояние между спаренными автоматическими заслонами с равнонаправленными приёмными щитами по длине выработки от 60м до 300м или одиночными разнонаправленными автоматическими заслонами – от 60м до 150м.

В автоматических заслонах должны применяться огнетушащие порошки, используемые для снаряжения переносных и передвижных огнетушителей, автоматических установок порошкового пожаротушения в горных выработках угольных и сланцевых шахт (тушение пожаров класса А – твёрдые и тлеющие материалы, В – горючие и воспламеняющиеся жидкости, С – горючие газы, Е – электрооборудование находящегося под напряжением 1000 В), и имеющий гигиенический сертификат для применения в шахтных условиях).

После каждых шести месяцев эксплуатации автоматического заслона в шахтных условиях в нем должна быть произведена замена огнетушащего порошка на новый огнетушащий порошок.

Шахты, разрабатывающие пласты, опасные по взрывам метана и (или) угольной пыли, должны быть оснащены взрыволокализирующими заслонами.

Если шахтой одновременно отрабатывается опасные и безопасные по взрывом пыли пласты, то во всех выработках, что соединяют опасные пласты с безопасными, должны устанавливаться взрыволокализирующие заслоны.

Взрыволокализирующие заслоны должны устанавливаться на прямолинейных участках выработок с выдержанным сечением по длине профиля и без пустот за крепью (купола старые погашенные выработки и т.п.).

Горные выработки, подлежащие обязательной защите взрыволокализирующими заслонами:

- а) забои подготовительных выработок, проводимых по углю или по углю и породе;
- б) очистные выработки и выемочные участки;
- в) конвейерные выработки;
- г) вентиляционные выработки;
- д) крылья шахтного поля по каждому пласту;
- е) выработки, оборудованные монорельсовым транспортом;
- ж) пожарные участки;
- з) подземные склады ВМ и раздаточные камеры;
- и) газодренажные выработки.

Тупиковые подготовительные выработки, проводимые по углю или по углю и породе, длиной меньше 40 метров должны быть защищены двумя пассивными или автоматическими взрыволокализирующими заслонами, устанавливаемыми в смежных выработках на расстоянии от сопряжения не более 60 метров для сланцевых заслонов и не более 75 метров для водяных заслонов.

Тупиковая подготовительная выработка, проводимая по углю или по углю и породе, длиной 40 метров и больше должна быть защищена двумя автоматическими взрыволокализирующим заслоном, устанавливаемым на расстоянии 30 метров от груди забоя с разнонаправленными приемными щитами. После проходки подготовительной выработки на общую длину 300 метров устанавливается третий автоматический заслон на расстоянии 60 метров от груди забоя с приемным щитом в сторону забоя. Далее после проходки каждых 240 м выработки монтируется очередной автоматический заслон на расстоянии 60 метров от забоя и 240 метров от предыдущего автоматического заслона. При монтаже очередного взрыволокализирующего заслона должны соблюдаться допустимые расстояния его от забоя горной выработки или от другого заслона - не менее 60 метров, но не более 300 метров. Ранее установленные третий и последующие после сопряжения автоматические заслоны могут заменяться пассивными заслонами с расстоянием между ними не более 300 метров для сланцевых заслонов (250 метров для водяных заслонов) с сохранением перед забоем

тупиковой выработки не менее двух последовательно установленных автоматических заслонов. В этом случае у второго от забоя автоматического взрыволокализирующего заслона дополнительно должен быть установлен автоматический взрыволокализирующий заслон с приёмным щитом от забоя.

Для защиты очистных выработок (лав) на расстоянии не более 300 метров, но не менее 40 метров от сопряжения очистной выработки (лавы) в откаточном штреке и вентиляционном штреке по ходу отработки лавы устанавливаются два автоматических взрыволокализирующих заслона с разнонаправленными приемными щитами и от них по ходу отработки лавы на расстоянии не более 300 метров устанавливается также два автоматических взрыволокализирующих заслона с разнонаправленными приемными щитами.

При отработке лавы автоматические заслоны переносятся, с сохранением вышеуказанных расстояний, а пассивные заслоны (сланцевые или водяные), ранее смонтированные в горной выработке погашаются.

В конвейерных и вентиляционных выработках взрыволокализирующие заслоны устанавливаются по всей длине выработок на расстоянии один от другого не менее 60 метров и не более 300 метров для автоматических и сланцевых заслонов (не менее 75 метров и не более 250 метров для водяных заслонов).

Установка взрыволокализирующих заслонов в полевых конвейерных выработках не обязательна, если по ним транспортируется только порода.

Вентиляционные выработки, пройденные по углю и граничащие с выработанным пространством, защищаются автоматическими взрыволокализирующими заслонами, которые устанавливаются с двух сторон каждой сбойки на расстоянии не более 60 метров от сопряжения сбойки с вентиляционной выработкой.

Для защиты крыльев шахтного поля в откаточных и вентиляционных штреках на расстоянии 10 метров от сопряжений устанавливаются по два автоматических взрыволокализирующих заслона с разнонаправленными приемными щитами, а в бремсберге, уклоне, квершлагге и в других выработках, на которые выходят откаточные и вентиляционные штреки устанавливаются пассивные взрыволокализирующие заслоны, на расстоянии от сопряжения не более 60 метров для сланцевых заслонов (75 метров для водяных заслонов).

Выработки, оборудованные монорельсовым транспортом защищаются автоматическими взрыволокализирующими заслонами, которые устанавливаются по всей длине выработок на расстоянии один от другого не менее 60 метров, но не более 300 метров.

Для изоляции пожарных участков взрыволокализирующие заслоны размещаются возле всех прилегающих к ним выработках на расстоянии не менее 60 метров и не более 300 метров для автоматических и сланцевых заслонов (не менее 75 метров и не более 250 метров для водяных заслонов) от изолирующих пожар перемычек.

Для защиты подземных складов ВМ и раздаточных камер взрыволокализирующие заслоны должны устанавливаться в смежных выработках на расстоянии от сопряжения не более 60 метров для автоматических и сланцевых заслонов (75 метров для водяных заслонов).

Газодренажные выработки защищаются автоматическими взрыволокализирующими заслонами, которые устанавливаются в смежных поддерживаемых выработках на расстоянии не более 60 метров от сопряжения с газодренажной выработкой.

Места установки взрыволокализирующих заслонов должны быть нанесены на планы горных работ, прилагаемых к Плану ликвидации аварий (ПЛА), и внесены в раздел «Пылевзрывозащита шахты» разрабатываемого проекта на строительство, реконструкцию и эксплуатацию шахт, разрабатывающих пласты, опасные по взрывам метана и (или) угольной пыли, с обоснованием принятых решений.

Вышеизложенный порядок и схемы установки различных взрыволокализирующих заслонов вошли составной частью в «Инструкцию по применению средств локализации и предупреждения взрывов пылегазовоздушных смесей в горных выработках угольных шахт» (зарегистрирована в Минюсте РФ 25.12.2012г., рег.№26365).

Выводы по главе 4

1. В практике угледобывающих стран мира для локализации возможных взрывов угольной пыли применяются различные типы заслонов. Все заслоны разделены на четыре группы, в основу деления положены характеристика пламегасящего вещества, назначение, принцип действия и характер распределения инертного вещества:

а) По роду пламегасящего вещества заслоны делятся на водяные и сланцевые.

б) По назначению заслоны можно разделить на:

- основные, служащие для изоляции крыльев шахтного поля, конвейерных выработок, участков или отдельных забоев, устанавливаемые как на входящей, так и исходящей струях;

- вспомогательные, служащие для изоляции очагов возможного возникновения взрыва вблизи отдельных забоев подготовительных выработок.

в) По принципу действия заслоны можно разделить на:

- пассивные, срабатывающие от действия ударной волны взрыва, и

- автоматические – от специальных датчиков или устройств.

г) По распределению взрывогасящего вещества в заслоне их можно разделить на:

- концентрированные, в которых инертная пыль или вода размещены на отдельных полках или в сосудах, компактно расположенных в сечении выработки, на небольшом ее участке (20-30 м);

- рассредоточенные, в которых полки, сосуды или их группы, заполненные взрывогасящим веществом, размещаются по всей длине выработки на значительном (до 5-40 м) удалении друг от друга.

2. Многочисленными исследованиями отечественных и зарубежных ученых было установлено, что водяные и сланцевые заслоны имеют примерно одинаковую эффективность.

Сланцевые заслоны эффективно локализируют взрыв угольной пыли, фронт пламени которого распространяется со скоростью 80-235 м/с, а водяные заслоны – 100-285 м/с.

3. Определены рациональные параметры автоматических средств локализации взрывов угольной пыли. Установлено, что автоматические заслоны типа АВСП-ЛВ (АСВП-ЛВ.1М) эффективно локализируют взрыв угольной пыли, фронт пламени которого распространяется со скоростью 40-660 м/с.

4. Установлена зависимость для определения скорости распространения ударной волны как функции приведенного диаметра выработки и толщины слоя отложившейся угольной пыли. Зависимость носит существенно нелинейный характер, который в основной части изменяется как $\sqrt[3]{D}$. Для достаточно больших диаметров выработки (или достаточно тонких слоев пыли) скорость волны убывает с ростом диаметра ввиду нехватки одного из реагентов для протекания химической реакции. Определены критические толщины слоя пыли, допускающие распространение самоподдерживающейся детонации в таких пылевоздушных системах.

5. Установлено, что средство локализации может выполнять свое назначение только при соблюдении двух условий: огнетушащее облако должно перекрыть сечение выработки на участке заданной длины к моменту подхода фронта пламени; в выработке должна быть создана и поддерживаться в течении заданного времени концентрация гасящего вещества не ниже флегматизирующей.

Для автоматических заслонов типа АСВП-ЛВ концентрация огнетушащего вещества в заслоне C_{II} , в зависимости от сечения выработки, в 80-200 раз меньше, чем у пассивных заслонов, при этом время формирования огнетушащего вещества в заслоне t_{ϕ} меньше в 30 раз, а время его жизни больше чем в 100 раз.

6. Для повышения эффективности взрывозащиты горных выработок технологические схемы расстановки и выбор средств локализации взрывов метана и угольной пыли должны базироваться на оценке их технических параметров в зависимости от скорости распространения фронта пламени по сети горных выработок.

7. Разработаны технологические схемы установки различных взрыволокализирующих заслонов по сети горных выработок угольных шахт, которые составной частью вошли в «Инструкцию по применению средств локализации и предупреждения взрывов пылегазовоздушных смесей в горных выработках угольных шахт», зарегистрированную в Минюсте России 25.12.2012г., рег.№ 26359.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Основные выводы заключаются в следующем:

1. Анализ аварийных ситуаций, связанных со взрывом метана и угольной пыли, с определением вероятностей их возникновения в различных горных выработках, позволил установить наиболее опасные места, которые в первую очередь должны быть оснащены средствами локализации взрывов, прежде всего автоматическими системами, при этом будет обеспечено подавление взрыва в начальной стадии его развития. Средствами взрывозащиты в первую очередь должны быть оснащены:

- подготовительные забои, проводимые по углю или по углю и породе, вне зависимости от используемого способа проходки;

- места размещения распрелпунктов, которые расположены на откаточных или вентиляционных штреках, а также на призабойных участках подготовительных выработок;

- сопряжения лав с откаточными и вентиляционными штреками, где размещена совокупность механизмов и оборудования;

- сопряжения откаточных штреков с уклонами или бремсбергами, где сконцентрировано горно-шахтное оборудование.

2. Разработанный критерий (коэффициент) тяжести последствий аварии, учитывающий объем распространения взрыва и экономический ущерб, нанесенный вследствие его происхождения, травматизм людей и потерю добычи угля, позволил выделить четыре типа аварий, связанных со взрывом метана и угольной пыли.

Оптимизация показателей ущерба от аварий, посредством варьирования показателя вероятности аварии и математического ожидания ущерба от нее, определенного на основании разработанного критерия (коэффициента), позволяющего классифицировать аварии по тяжести их социально-экономических последствий, позволяет выбрать более эффективный способ пылевзрывозащиты горных выработок, в том числе средства локализации взрывов метана и угольной пыли.

3. Установлена зависимость скорости распространения ударной волны от приведенного диаметра выработки и толщины слоя отложившейся угольной пыли. Зависимость носит существенно нелинейный характер для достаточно

больших диаметров выработки (или достаточно тонких слоев пыли) скорость волны убывает с ростом диаметра ввиду нехватки одного из реагентов для протекания химической реакции. Зависимость позволяет определять критические толщины слоя пыли, допускающие распространение самоподдерживающейся детонации пылевоздушных смесей в сети горных выработок.

4. Средство локализации может выполнять свое назначение только при соблюдении двух условий: огнетушащее облако должно перекрыть сечение выработки на участке заданной длины к моменту подхода фронта пламени; в выработке должна быть создана и поддерживаться в течении заданного времени концентрация гасящего вещества не ниже флегматизирующей.

Установлено, что основными параметрами, определяющими эффективность средств локализации взрывов метана и угольной пыли, помимо концентрации огнетушащего вещества C_{II} , является время формирования t_{ϕ} и время жизни $t_{ж}$ огнетушащего вещества в заслоне.

Проведенные экспериментальные исследования по определению технических параметров автоматических заслонов типа АСВП-ЛВ позволили установить, что концентрация огнетушащего вещества в заслоне C_{II} , в зависимости от сечения выработки, в 80-200 раз меньше, чем у пассивных заслонов, при этом время формирования огнетушащего вещества в заслоне t_{ϕ} меньше в 30 раз, а время его жизни $t_{ж}$ больше чем в 100 раз.

5. Обоснованы рациональные параметры пассивных и автоматических средств локализации взрывов метана и угольной пыли. Для повышения эффективности взрывозащиты горных выработок технологические схемы расстановки и выбор средств локализации взрывов метана и угольной пыли должны базироваться на оценке их технических параметров в зависимости от скорости распространения фронта пламени по сети горных выработок.

Технические параметры автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов (АСВП-ЛВ) обеспечивают локализацию взрыва метана и угольной пыли, фронт пламени которого распространяется со скоростью 40-660 м/с, в то время как пассивные сланцевые заслоны локализуют взрыв, фронт пламени которого распространяется со скоростью 80-235 м/с, а водяные заслоны – 100-285 м/с.

6. Результаты выполненных исследований, в частности разработанные технологические схемы расстановки средств локализации взрывов угольной пыли, были использованы при разработке «Инструкции по применению средств локализации и предупреждения взрывов пылегазовоздушных смесей в горных выработках угольных шахт».

ЛИТЕРАТУРА

1. Левкин Н.Б. Предотвращение аварий и травматизм в угольных шахтах Украины. – Донецк: Донбасс. 2002. – 392 с.
2. Bulgakov I.E. Efficiency of localization of methane – air mixture explosions by foam locks during fighting the fires in blind, drifts. Proceedings of the XXVIII Intern, conference Institutes of Safety in mines Research. Romania, 1999. V.I. P. 11 – 18.
3. Cook P.M., Brand M.P. Inertizing of South African coal dust using stone dust. Proceedings of the XXV International Conference Institutes of Safety in mines Research. South Africa, Pretoria, 1993. Session 1, P. 99-109.
4. Cashdollar K.L., Herzberg M. Laboratory Study of rock dust inertizing requirements: effects of coal volatility particle size and methane addition. Proceedings of the XXIII International Conference Institutes & Safety in mines Research., Washington, USA, 1989. P. 965-977.
5. Гражданкин А.И., Печеркин А.С., Иофис М.А. Угольные катастрофы в исторической России и мире. // Безопасность труда в промышленности, №11 – 2011 г., С.56-64.
6. Мясников А.А., Старков С.П., Чикунов В.И. Предупреждение взрывов газа и пыли в угольных шахтах. – М.: Недра, 1985. – 205с.
7. Лавцевич В.П. Исследование и оценка метановзрывоопасности шахтных технологических систем. Автореф. докт. дис. Новосибирск, ИГД СО АН СССР, 1974.
8. Мясников А.А. Предупреждение взрывов газа в угольных шахтах. М.: ЦНИИЭИуголь, 1972.
9. Предупреждение взрывов пыли в угольных и сланцевых шахтах / П.М. Петрухин, М.И. Нецепляев, В.Н. Качан и др. М.: Недра, 1974.
10. К вопросу опасности вспышек метана и угольной пыли при работе выемочных и проходческих комбайнов // П.М. Петрухин, М.И. Нецепляев, П.Ф. Погорелов и др. – В кн.: Безопасность взрывных работ в угольных шахтах. Макеевка, 1975, вып. 6, С. 80-82.
11. Бекирбаев Б.Д., Гродель Г.С., Петрухин П.М. Борьба с угольной и породной пылью в шахтах. М.: Госгортехиздат, 1959.
12. Щетинков Е.С. Физика горения газов. М.: Наука, 1965.
13. Гельфанд Ф.М. Предупреждение аварий при взрывных работах в угольных шахтах. М.: Недра, 1972.

14. Петрухин П.М., Гродель Г.С., Жилиев Н.И. и др. Борьба с угольной и породной пылью в шахтах. М.: Недра, 1981.
15. Нецепляев М.И., Любимова А.И., Петрухин П.М., Плоскоголовый Е.П., Сургай Н.С. Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах. – М.: Недра, 1992. – 298 с.
16. А.с. 1010293 (СССР). Основной водяной заслон для локализации взрыва угольной пыли в шахте / П.М. Петрухин, М.И. Нецепляев, Е.П. Плоскоголовый, И.Л. Бабиченко. Оpubл. в БИ, 1983, № 13.
17. А.с. 1101557 (СССР). Устройство для гашения взрыва пылегазовой среды/ П.М. Петрухин, М.И. Нецепляев, Е.П. Плоскоголовый и др. Оpubл. в БИ, 1984, № 25.
18. Stranz B. Pyl jako szinnik zagrozenia czloweka i jego srodowiska pracy.- Pylu problem XX wieku. Katowice, 1974.
19. А.с. 1346815 (СССР). Взрывоподавляющее устройство / М.И. Нецепляев, Е.П. Плоскоголовый, И.Л. Бабиченко и др. Оpubл. в БИ, 1987, № 39.
20. Powell F. Billing K. The Use of Water in the Prevention of ignitions caused by Machine Picks.-Mining Engineer, vol. 141, 1981, N 239, p. 81-85.
21. Kogelman W.J. Meisselbediisung bei Teilschnitt - vor triebsmaschinen, Walzenschramladern und Continuous Minern. – Gluckauf, 1986, N 8, p. 14-19.
22. Шоль Э.В., Виманн В. Подавление взрывов в подземных выработках автоматическими заслонами системы SVS. – Глюкауф 1979. № 10, С. 38-46.
23. Mayne Jean. Les arrets - barrages declenches dans les charbonnages de la communaute europeene. – Annales des Mines de Belgique, 1988, N 3, p. 189-263.
24. Шевцов Н. Р. Определяющий критерий взрывоподавляющей эффективности пламегасителей. – В кн.: Взрывное дело, № 84/41. М.: Недра, 1982, С. 127-134.
25. Dust suppressant. - Coal Age, 1985. v 90, N 7, p. 127.
26. Временное руководство по оборудованию и эксплуатации заслона для автоматического взрывоподавления АВП-1. Макеевка, изд. МакНИИ, 1986.
27. Faber M., Scholl E.W. Automatic suppression of multiple explosions in underground coal mines. -Proceedings of the 21 International conference of safety in mines research institutes. - Sydney, 1985, p. 645-649.
28. Furno A.L., Sapko M.J., Lusik S.I., Watson R.W. An ignition suppression device for coal cutting equipment. - Proceedings of the 21 International conference of safety in mines research institutes. - Sydney, 1985, p. 661-668.

29. Brouning E.Y., Moore P.E. Detection and suppression of ignitions at shearer loaders. Proceedings of the 21 International conference of safety in mines research institutes. - Sydney, 1985, p. 651-659.
30. Александров В.Е., Шевцов Н.Р., Вайштейн Б.И. Безопасность взрывных работ в угольных шахтах. М.: Недра, 1986. – 150 с.
31. Измалков А.В. Управление безопасностью социально-экономических систем и оценка ее эффективности. – М.: Спутник, 2003. – 442 с.
32. Джигрин А.В., Горлов Ю.В., Измалков А.В., Ткаченко С.В. Риск-анализ чрезвычайных ситуаций, связанных со взрывом метана и угольной пыли в шахтах. – М., ИГД им.А.А.Скочинского, 2002. – 38с.
33. Быков А.А., Мурзин Н.В. Проблемы анализа безопасности человека, общества и природы. Санкт-Петербург: «Наука», 1997, 247 с.
34. Архипова Н.И., Кульба В.В. Управление в чрезвычайных ситуациях. Москва: Российский государственный гуманитарный университет, 1998 г., 316 с.
35. Coal dust explosion characteristics under atmosphere with methane gas coexistence / T.Tominaga, S.Matsuura, T.Komai and of hers. Proceedings of the XXII International Conference of the Research Institutes for Safety in mining China, Beijing, 1987. P. 411-423.
36. Колмогоров А.Н. Вероятность БСЭ. Изд. 2-е т.7., М., 1951.
37. Гнеденко Б.В. Беседы о математической статистике. Изд. «Знание», М., 1968.
38. Мясников А.А. Предупреждение взрывов газа в угольных шахтах. М.: ЦНИИЭуголь, 1972.
39. Осипов С.Н. Взрывчатые свойства и нейтрализация парогазопылевых смесей. Киев, Техника, 1971.
40. Лавцевич В.П. Исследование и оценка метановзрывоопасности шахтных технологических схем. Автореф. докт дис., Новосибирск, ИГД СО АН СССР, 1974.
41. Зенин В.И., Манжос Ю.В. Исследование воспламенения метано-воздушной смеси выгорающим зарядом. – В кн.: Безопасность взрывных работ в угольных шахтах. Макеевка, 1979. вып. 10. С. 3-6.
42. Справочник по технике безопасности и промышленной санитарии в угольных шахтах / К.А. Бабокин, И.С. Залесский, Л.Н. Карагодин и др. М.: Недра, 1977.

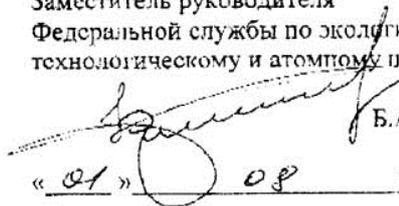
43. Журавлев В.П., Вайсенберг И.В., Демишева Е.Ф. Борьба с распространением и взметыванием пыли в горных выработках. Экспресс-информация, ЦОП КазНИИНТИ, 1981.
44. Корольченко А.Я. Пожаровзрывобезопасность промышленной пыли. М., Химия, 1986.
45. Кочерга Н.Г., Коптиков В.П., Подвойский В.К. Средства предотвращения воспламенений метана фрикционными искрами при работе горных машин. - Уголь Украины, 1981, № 1, С. 25-26.
46. Кочерга Н.Г., Пилипенко В.В. О параметрах взрывозащитного орошения горных машин. - В кн.: Безопасная эксплуатация электромеханического оборудования в шахтах. Макеевка, изд. МакНИИ, 1983, с. 24-30.
47. Медников Е.П. Турбулентный перенос и осаждение аэрозолей. М., Наука, 1987.
48. Маевская В.М., Бонецкий В.А., Поликаров А.Г. Распределение давления и скорости воздуха в выработанном пространстве – В кн.: Вентиляция шахт и предупреждение пожаров. Кемерово, 1975, т. 26, С. 28-29.
49. Мясников А.А., Стекольников Г.Г., Казаков С.П. Повышение эффективности газовой защиты в шахтах. М.: ЦНИИЭИуголь, 1980.
50. Мясников А.А. Опыт дегазации спутников угольных пластов на шахте «Капитальная-2» комбината Кузбассуголь. М.: Углетехиздат, 1958.
51. Онтин Е.И., Ищук И.Г., Трубицын А.В. Ликвидация пыли на шахтах. М.: Недра, 1984.
52. Волков Л.И. Безопасность и надежность систем. – М.: Из-во СИП.РИА, 2003. – 268 с.
53. Пугачев В. С. Теория вероятностей и математическая статистика. – М., 1979.
54. Феллер В. Введение в теорию вероятностей и ее приложения, т. 1 и 2. – М., 1984.
55. Страхование: Принципы и практика. – М.: Финансы и статистика, 1998.
56. Джигрин А.В., Исаев И.Р., Мясников С.В. Прогнозирование взрывов газа и пыли в угольных шахтах // Безопасность труда в промышленности №4, 2010. – С.38-42.
57. Предупреждение взрывов пыли в угольных и сланцевых шахтах / П.М. Петрухин, М.И. Нецепляев, В.Н. Качан и др. М.: Недра, 1974. 304 с.

58. Предупреждение и локализация взрывов в подземных условиях / А.Е. Умнов, А.С. Голик, Д.Ю. Палеев и др. М.: Недра, 1990. 286 с.
59. Cybulski W.B. Wybuchy pyłu węgłowego i ich zwalczanie. Katowice, Slask, 1973.
60. Mason R.H. Rockdusting technique cuts labor requirements. - Coal Mining and Process, 1983, N 12, p. 46-47.
61. Michelis J. Bekämpfung von methan - und kohlenstaubzundungen an einer schneldenden gewinnugsmaschine. - Rapport von 20 Internationale Konferenz von Grubensicherheits - Institutes, Scheffied, 1983, s. 645-657.
62. Michelis J., Marth W. Sonderbauarten konzentrierter und Verfahrbarer Wassertrog - Explosionssperren, - Gluckauf, 1985, N 10, s. 17-22.
63. Sapko M.I., Weiss E.S., Watson R.W. Explosibility of float coal dust distributed over a coal-rock dust substratum. - Proceedings of the 22 International Conference of safety in mines Research Institutes, Pekin, 1987, p. 442-454.
64. Бекирбаев Б.Д., Нецепляев М.И. Совершенствование мокрых способов предупреждения и локализации взрывов угольной пыли в забоях подготовительных выработок // Труды МакНИИ «Вопросы безопасности в угольных шахтах». Т. XVIII. М.: Недра, 1965. С. 194-205.
65. Правила безопасности в угольных шахтах ПБ 05-618-03.
66. Инструкция по локализации и предупреждению взрывов пылегазо-воздушных смесей в угольных шахтах.
67. Шевцов Н.Р. Условия эффективного подавления взрыва метано-воздушной смеси в шахте. – Безопасность труда в промышленности. 1978. № 5, с. 28-29.
68. Cybulski W. Coal dust Explosions and their suppression. Warsaw, 1976. 583 p.
69. Отчет НИР «Разработать автоматическую систему локализации взрывов метана и угольной пыли по сети горных выработок» // МакНИИ, 1986, № гос.регистрации 0184.0049634.
70. Мешман Л.М., Груненко В.С. Взрывоподавляющие устройства. Обзорная информация. – М.: ЦНИИЭУголь, 1980.
71. Джигрин А.В., Горлов Ю.В., Чигрин В.Д. Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов метановоздушной смеси и угольной пыли в подземных горных выработках угольных шахт // Безопасность труда в промышленности №8, 2003 – С.22-26.

72. Джигрин А.В., Горлов Ю.В., Горлов К.В., Чигрин В.Д. Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов метановоздушной смеси и угольной пыли // Безопасность труда в промышленности №10, 2004 – С.13-15.
73. Заключение экспертизы МакНИИ №232.09.00.010.09 по автоматической системе взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ.
74. Айруни А.Т., Матвиенко Н.Г. Определение пределов взрывчатости сложных газовых смесей. ЦИТИ угля, «Технология и экономика угледобычи». М., 1962. № 8. С. 54-59.
75. Опыт предотвращения взрывов и тушение пожаров на шахтах Кузбасса / А.И.Петров, А.С. Голик, Д.Ю. Палеев и др М.: ЦНИЭИуголь, 1984. 52 с.
76. Петрухин П.М., Качан В.Н. Теоретические основы пылевывозащиты способами, основанными на применении воды // Труды МакНИИ «Безопасность труда в угольных шахтах». Т. XXII. М.: Недра, 1972. С. 89-104.
77. Танович Х., Кшиштолик П., Лебецкий К. Взрывные характеристики угольной пыли в шахтах Боснии и Герцеговины / Труды XXII Международной конференции институтов по исследованиям в области безопасности горных работ. Пекин, 1987. С. 425-439.
78. Arioglu E. A Statistical analysis of accidents in the Zonduldak coal fields of Turkey, Proceedings of the XXIV International conference of the Research in Institutes for Safety in mining. USSR, Donetzk, 1991. P. 526-538.
79. Савенко С.К., Гурин А.А., Малый П.С. Ударные воздушные волны в горных выработках. М.: Недра, 1983. 198 с.
80. Сморгчов Ю.П., Ищук И.Г. Совершенствование способов борьбы с пылью и пылевывозащита на угледобывающих предприятиях СССР / Труды XXIII Международной конференции институтов по исследованиям в области безопасности горных работ. Вашингтон, 1989. С. 815-820.
81. Bartknecht W. Explosionen. Ablauf und Schutzmassnahmen. Springer-Verlag, Berlin-Heidelberg-New York, 1990. 264 p.
82. Humphrey H.B. Historical summary of coal mine explosions in the USA. - U.S. Bureau of Mines Information Circular, N 9700, 1959.
83. Смирнов Н.Н., Никитин В.Ф., Антоньев А.В., Исаев И.Р. Параметры распространения в выработках ударных и детонационных волн, образующихся при взрыве пылеметановоздушной смеси // Сб. «Взрывное дело» № 109/66. М.: ЗАО «МВК по ВД при АГН», 2013. – С.229-238.

**ПРОТОКОЛ СОВЕЩАНИЯ ПОД ПРЕДСЕДАТЕЛЬСТВОМ
ЗАМЕСТИТЕЛЯ РУКОВОДИТЕЛЯ ФЕДЕРАЛЬНОЙ СЛУЖБЫ
ПО ЭКОЛОГИЧЕСКОМУ, ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ И АТОМНОМУ
НАДЗОРУ РОССИИ Б.А.КРАСНЫХ
ПО РАССМОТРЕНИЮ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМ АСВП-ЛВ**

УТВЕРЖДАЮ:

Заместитель руководителя
Федеральной службы по экологическому,
технологическому и атомному надзору
Б.А. Красных
« 01 » 08 2007 г.

ПРОТОКОЛ

совещания по рассмотрению эффективности
применения систем АСВП-ЛВ

25.07 2007 г.

г. Москва

ПРИСУТСТВОВАЛИ:

от Ростехнадзора:

Б.А. Красных	заместитель руководителя Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору России
Подображин С. Н.	начальник отдела Управления №13
Сигаев Н.С.	главный специалист-эксперт Управления №12
Макаров А.В.	главный специалист-эксперт Управления №12

от УТЭН Ростехнадзора по Кемеровской области

Залетдинов Р.А. главный государственный инспектор

от Росэнерго

Польшин А.В.	Начальник Управления
Литвинов А.Р.	Главный специалист

от ОАО «Северстальресурс»

Бучатский В.М.
Рязанов М.И.
Шмелев В.А.

от ФГУП «ЦШ ВГСЧ»

Крылов В.А. заместитель начальника ФУГП «ЦШ ВГСЧ»

от ЗАО "МВК по взрывному делу"

Горлов Ю.В. генеральный директор

от ИГД им. А.А. Скочинского

Джигрин А.В. Заместитель директора
Поздняков Г.А. Главный научный сотрудник
Шемякин Е.И. Главный научный сотрудник

от ООО "АСЛВ-сервис"
Сафонов В.И. директор

от ООО НЦП "Технология и оборудование"
Киселев В.В. генеральный директор

от Администрации Кемеровской области
Малахов А.Н. заместитель губернатора

от Роспрома
Михайлов Ю.М. начальник Управления

Институт структурной макрокинетики РАН
Азатян В.В. заместитель директора

ФГУП "ГНПП "Сплав"
Макаровец Н.А. генеральный директор

Повестка дня:

Рассмотрение технических решений и результатов эксплуатации систем АСВП-ЛВ на шахтах ОАО ОУК "Южкузбассуголь"

Заслушали:

Доклад заместителя директора НЦ-ГП ИГД им. А.А. Скочинского А.В. Джигрина, который охарактеризовал основные технические решения, принятые в системе АСВП-ЛВ, на примере эксплуатации систем АСВП-ЛВ на шахтах ОАО ОУК "Южкузбассуголь".

В ходе обсуждения выступили:

Бучатский В.М., Горлов Ю.В., Крылов В.А., Сафонов В.И., Малахов А.Н., Азатян В.В., Шемякин Е.И., Залетдинов Р.А., Польшин А.В., Михайлов Ю.М., Поздняков Г.А.

Отметили.

1. Одобрить направление локализации взрывов метана и угольной пыли применением автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов. Снять возникшие вопросы по срабатыванию автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ, эксплуатирующихся на

угольных шахтах России, проведением дополнительных испытаний по проверке надежности их срабатывания.

2. Поддержать направление НИОКР по разработке специальных ингибиторов для применения их в автоматических системах локализации взрывов метана и (или) угольной пыли.

3. Поддержать предложение о создании на базе действующей шахты «Подмосковная» ОАО «Мосбассуголь» опытного участка для испытаний в натуральных условиях горношахтного оборудования и технических средств обеспечения безопасности.

ПОСТАНОВИЛИ:

1. Продолжить эксплуатацию автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ, установленных по настоящее время в подземных горных выработках угольных шахтах, опасных по газу и пыли.

2. Приостановить установку новых систем АСВП-ЛВ на угольных шахтах до принятия решения по результатам дополнительных испытаний по проверке надежности их срабатывания.

3. ФГУП НИЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского разработать и представить в Ростехнадзор для согласования Методику и Программу проведения дополнительных испытаний по проверке надежности срабатывания системы АСВП-ЛВ и состав комиссии.

4. ЗАО «МВК по ВД при АГН» провести дополнительные испытания на надежность срабатывания автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ до 01 октября 2007 г. Результаты испытаний представить в Ростехнадзор для принятия решения о продолжении оснащения угольных шахт автоматическими системами взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ.

5. Ростехнадзору обратиться в Минпромэнерго России с предложениями: о создании на базе шахты "Подмосковная" ОАО "Мосбассуголь" опытного участка для испытаний в натуральных условиях горношахтного оборудования и технических средств обеспечения безопасности.

об организации разработки Руководства по установке и эксплуатации систем взрывоподавления в горных выработках угольных шахт.

Секретарь совещания

С.Н. Подображин

« 25 » июня 2007 года

**ПРОГРАММА И МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ
ИСПЫТАНИЙ ПО ПРОВЕРКЕ НАДЕЖНОСТИ СРАБАТЫВАНИЯ
СЕРИЙНЫХ АВТОМАТИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЗРЫВОПОДАВЛЕНИЯ-
ЛОКАЛИЗАЦИИ ВЗРЫВОВ АСВП-ЛВ**

ФЕДЕРАЛЬНОЕ УНИТАРНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ НАЦИОНАЛЬНЫЙ НАУЧНЫЙ ЦЕНТР ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА – ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. А.А. СКОЧИНСКОГО (ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. СКОЧИНСКОГО)

СОГЛАСОВАНО

Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору России
Управление Государственного горного и металлургического надзора
письмо от 10.01.2008 г. № БК-45/5

УТВЕРЖДАЮ

Директор по научной работе
ФУГП ННЦ ГП – ИГД
им. А.А. Скочинского,
докт. техн. наук
А.В. ДЖИГРИН
«10» 09 2007 г.



ПРОГРАММА И МЕТОДИКА

**проведения дополнительных испытаний
по проверки надёжности срабатывания
серийных автоматических систем
взрывоподавления - локализации взрывов АСВП-ЛВ**

(постановление п.3 Протокола совещания в Ростехнадзоре
по рассмотрению эффективности применения систем АСВП-ЛВ
от 01.08.2007 г.)

СОГЛАСОВАНО

ФГУП «ГосНИИ «Кристалл»,
письмо от 14.09 2007 г. № 120-2291

СОГЛАСОВАНО

ФГУП «ЦНИИМАШ»,
письмо от 10.09 2007 г. № 600-40

СОГЛАСОВАНО

Генеральный директор
ЗАО «МВК по взрывному делу» при АГН,
канд. техн. наук



Ю.В. Горлов
«13» сентября 2007 г.

Разработана:

Зав. лабораторией вентиляции
и борьбы с пылью ФУГП ННЦ
ГП-ИГД им. А.А. Скочинского,
докт. техн. наук

Г.А. Поздняков
«14» августа 2007 г.

г. Люберцы 2007

ОБЩАЯ ЧАСТЬ

Назначение программы и методики

Программа испытаний – организационно-методический документ, устанавливающий объект и цели испытаний, виды, последовательность и объём проводимых испытаний, порядок, условия, место проведения испытаний, обеспечение и отчётность по ним.

Методика испытаний – организационно-методический документ, включающий методы испытаний, средства и условия проведения испытаний, порядок выполнения операций по определению одного или нескольких взаимосвязанных свойств объекта, формы предоставления данных и оценки точности, достоверности результатов, требования техники безопасности и охраны окружающей среды.

Объект испытаний

Объектом испытаний по проверки надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ является партия серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ, изготовленная ЗАО «Межведомственная комиссия по взрывному делу» при Академии горных наук, по технической документации, разработанной ЗАО «Межведомственная комиссия по взрывному делу» при Академии горных наук.

Наименование и назначение изделия

Автоматическая система взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ предназначена для защиты горных выработок от распространения по ним взрывов метановоздушной смеси и (или) угольной пыли, путем принудительной подачи пламегасящего порошка энергией сжатого воздуха высокого давления в горную выработку, образуя при этом на пути распро-

странения фронта пламени взрыволокализирующий заслон в виде облака пламегасящего порошка во взвешенном состоянии.

Область применения автоматической системы – шахты, опасные по газу (сверхкатегорийные и опасные по внезапным выбросам) и опасные по взрывам угольной пыли.

Техническая характеристика

Автоматическая система взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ состоит из устройства локализации взрывов (УЛВ) и автономного командного устройства (АКУ), в которое входят выносные штанги и приёмные щиты.

Система АСВП-ЛВ работает в ждущем режиме. При подходе ударно-воздушной волны (у.в.в.), образованной в результате взрыва метановоздушной смеси и (или) угольной пыли, к приёмному щиту сила ударного действия от избыточного давления на фронте у.в.в. воздействует на приёмный щит, который передаёт механический сигнал на устройство срабатывания УЛВ. В результате срабатывания УЛВ сжатый под большим давлением воздух в рабочей полости УЛВ через выхлопные отверстия поступает в промежуточную камеру и бункер, подхватывает пламегасящий порошок, расположенный в промежуточной камере и в бункере, разрывает защитную диафрагму и через рассекатель выбрасывает пламегасящий порошок в пространство горной выработки. При этом в подземной горной выработке на пути распространения фронта пламени на протяжении не менее 30 м формируется взрыволокализирующий заслон, в виде облака пламегасящего порошка во взвешенном состоянии. При вхождении фронта пламени в сформированный в горной выработке взрыволокализирующий заслон, фронт пламени затухает и прекращает своё существование, что приводит к прекращению возможности активизации новых взрывов метановоздушной смеси и (или) угольной пыли и дальнейшему их распространению по горным выработкам.

Устройство локализации взрывов УЛВ состоит из промежуточной камеры и конусообразного бункера, заполняемых пламегасящим порошком. Внутри промежуточной камеры и конусообразного бункера коаксиально расположена рабочая полость, заполняемая сжатым воздухом высокого давления, и с которой состыковано устройство срабатывания УЛВ. В центральную часть устройства срабатывания УЛВ ввинчивается автономное командное устройство АКУ состоящее из става из состыкованных выносных металлических штанг с расположенными на концах става приёмочными щитами.

Система АСВП-ЛВ укомплектована подвеской и поддержками для установки её под кровлей горной выработки.

Основные параметры и размеры функциональных узлов АСВП-ЛВ

№ п.п.	Наименование основных параметров и размеров	Значение
1	2	3
1.	Рабочее давление сжатого воздуха в рабочей полости УЛВ, МПа (кгс/см ²),	9,8÷13,77 (100 ÷140)
2.	Объём рабочей полости, см ³	1366
3.	Наименьшая площадь выходного сечения рабочей полости, см ²	8,5
4.	Площадь сечения выхлопного отверстия, см ²	1,13
5.	Число выхлопных отверстий из рабочей полости УЛВ в промежуточную камеру, шт.	8
6.	Суммарная площадь выхлопных отверстий, см ²	9,04
7.	Полезный объём промежуточной камеры и бункера для размещения пламегасящего порошка, см ³	37875
8.	Пламегасящий материал, предназначенный для снаряжения переносных и передвижных огнетушителей, автоматических установок порошкового пожаротушения в горных выработках угольных и сланцевых шахт (тушение пожаров класса А - твёрдые и тлеющие материалы, В - горючие и воспламеняющиеся жидкости, С - горючие газы, Е - электрооборудование находящегося под напряжением 1000 В, и имеющий гигиенический сертификат для применения в шахтных условиях)	Огнетушащий порошок «П-АГС», ТУ 2149-001-59158-99, сертификат пожарной безопасности №ССПБ.RU.УП001В01760 и другие пламегасящие порошки, допущенные к применению в угольных шахтах для систем локализации взрывов

Продолжение таблицы

1	2	3
9.	Масса пламегасящего порошка размещаемого в промежуточной камере и бункере, кг, не менее	25
10.	Минимальная чувствительность срабатывания системы, при давлении на фронте ударно-воздушной волны, МПа	0,02
11.	Инерционность срабатывания системы, мс	15÷20
12.	Длина создаваемого взрыволокализирующего заслона (облака пламегасящего порошка) в горной выработке, м, не менее	30
13.	Количество выносных штанг, шт.	1÷3
14.	Габаритные размеры, мм, не более: <u>Устройство локализации взрыва (УЛВ):</u> - наибольший диаметр УЛВ (диаметр рассекателя); наименьший диаметр УЛВ (диаметр скользящей муфты); - длина УЛВ <u>Автономное командное устройство (АКУ):</u> <u>выносная штанга:</u> - длина; - диаметр; <u>приёмный щит:</u> - длина; - высота; - толщина; <u>Подвеска:</u> - длина; - ширина (max); - высота (min – max); <u>Поддержка:</u> - длина; - ширина (max); - высота (min – max).	410 85 1250 2000 25 365 365 4 720 80 (114-200) 301 50 120
15.	Масса системы, кг, не более В том числе: - устройство локализации взрыва (УЛВ); - выносная штанга; - соединительная муфта; - приёмный щит; - подвеска; - поддержка.	76 42,2 5 0,1 2,1 11,4 2,3

Организация и порядок проведения испытаний

Испытания по проверки надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ на первом этапе проводятся на стендовой базе ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» в

опытном штреке и на втором этапе на стендовой базе Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ» в специализированной взрывной камере.

Испытания по проверки надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ организует предприятие - разработчик-изготовитель – ЗАО «МВК по ВД при АГН».

В процессе испытаний организации, проводящие испытания, обеспечивают выполнение необходимых объёмов работ в соответствии с настоящей программой и в установленные сроки.

Для проведения испытаний создаётся рабочая группа, которая по результатам каждого испытания составляет и подписывает Акт-протокол.

По результатам всех проведённых испытаний по проверки надёжности срабатывания серийно выпускаемых систем АСВП-ЛВ составляется протокол и акт испытаний, которые подписываются председателем и членами созданной специализированной комиссией, в которых должно быть отражено соответствие основных технических показателей серийно выпускаемых систем АСВП-ЛВ требований ТУ 425240-004-41103410-03 «Автоматическая система взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ» и выводы по надёжности срабатывания систем.

Протокол и акт испытаний по проверки надёжности срабатывания серийно выпускаемых систем АСВП-ЛВ направляются в Федеральную службу по экологическому, технологическому и атомному надзору России.

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Параметры ударной волны

Первоначальное воспламенение метановоздушной смеси приводит к возникновению фронта пламени, движущегося с определённой скоростью $V_{ф.п}$. За движущимся фронтом пламени, за которым смесь имеет высокую температуру, возникают толчки давления, которые, складываясь, образуют

прямую ударную волну, движущуюся со скоростью $V_{у.в.}$. При подходе фронта ударно-воздушной волны (у.в.в.) к приёмному щиту АСВП-ЛВ, избыточное давление на фронте у.в.в. воздействует на приёмный щит, запуская механическую систему срабатывания АСВП-ЛВ.

Давление на фронте у.в.в [кПа].

$$\Delta P = \left(3270 \left(\frac{qn}{RS} \right) + 780 \sqrt{\left(\frac{qn}{RS} \right)} \right) e^{-\left(\frac{bR}{d} \right)} \quad ; \quad (1)$$

Время действия у.в.в [с]

$$\tau = 0,92 \frac{R}{c_0} \sqrt{\left(\frac{qn}{RS} \right)} \quad (2)$$

где q – масса эквивалентного заряда [кг];

n – коэффициент перехода энергии заряда в у.в.в.;

S – сечение выработки;

b – коэффициент шероховатости стенок (принимается = 0,045);

R – расстояние от точки взрыва (принимается = 50 м);

d – диаметр выработки в свету (принимается = 3,5 м);

c_0 – скорость звука 340 м/с.

Так как паспортное превышение давления, обеспечивающее срабатывание системы $\Delta P = 20$ кПа, то из (1) можно найти $\left(\frac{qn}{RS} \right)$:

$$1719 \left(\frac{qn}{RS} \right) + 410 \sqrt{\left(\frac{qn}{RS} \right)} - 20 = 0$$

$$\left(\frac{qn}{RS} \right) = 1,7 \cdot 10^{-3} \frac{кг^2}{м^3}$$

Соответственно, из (2) получаем $\tau = 47 мс$.

Будем считать, что эффективное время действия $\tau_{эф}$ не превышает $\frac{1}{2}$ всего времени действия у.в.в., то есть $\tau_{эф} = 24 мс$.

Взяв коэффициент запаса равным **2,5**, положим, что срабатывание системы должно быть гарантировано при:

$$\tau^P = 9,5 \text{ мс}$$

$$\Delta P = 20 \text{ кПа}$$

На достаточном расстоянии от места взрыва считаем, что воздействие у.в.в. идет по закону (рис.1).

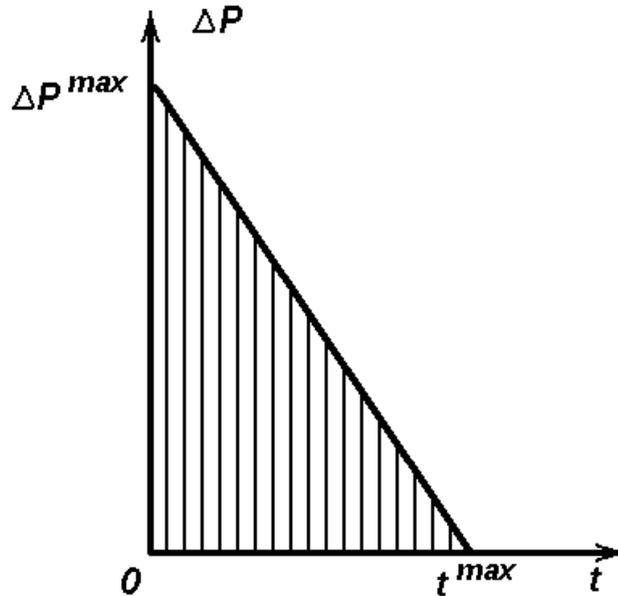


Рис.1. Воздействие у.в.в.

Эффективная сила действия на щит

$$F(t) = k \Delta P(t) S_{\text{щ}}$$

Учитывая, что давление в момент отражения увеличивается в

$$k_{\text{от}} = 2 + \left(\frac{6}{1 + 7 \frac{P_{\text{д}}}{\Delta P}} \right) = 2,17$$

и, что ударные нагрузки в

$$k_{\text{д}} = 2$$

раз интенсивнее статических нагрузок, считаем, что эффективная сила действия на щит равна

$$F(t) = 4.34 \Delta P(t) S_{\text{щ}}$$

Переданный импульс (с учетом рис.1.) можно считать равным

$$I = \int_0^{t^{\max}} F(t) dt = \frac{F^{\max} t^{\max}}{2} = 2.17 \Delta P^{\max} t^{\max} S_{\text{щ}}$$

Связь механической энергии и переданного ей импульса

$$E = \frac{I^2}{2m} = 2.35 \frac{(\Delta P^{\max} t^{\max} S^{\text{Щ}})^2}{m}$$

Работа, которую должна совершить подвижная система АСВП-ЛВ

$$A = F_{\text{СОПР}}^{\text{MAX}} x^{\text{MIN}}$$

должна быть не больше энергии системы

$$F_{\text{СОПР}}^{\text{MAX}} x^{\text{MIN}} \leq 2.35 \frac{(\Delta P^{\max} t^{\max} S^{\text{Щ}})^2}{m}$$

или после преобразования:

$$S^{\text{Щ}} \geq \frac{\sqrt{m F_{\text{СОПР}}^{\text{MAX}} x^{\text{MIN}}}}{1.53 P^{\max} t^{\max}} \quad (3)$$

Параметры системы АСВП-ЛВ

Подвижная часть системы АСВП-ЛВ состоит из автономного командного устройства АКУ1 00.000СБ в которое входят став из выносных металлических штанг соединительных металлическими муфтами, приёмных щитов и крепёжных гаек для фиксации на ставе приёмных щитов, кассеты и скользящей муфты устройства срабатывания УЛВ 00.000СБ.

Общая масса подвижной части $m=23,5$ кг.

Площадь каждого приемного щита серийной системы АСВП-ЛВ, воспринимающего ударную нагрузку от фронта у.в.в., $S^{\text{Щ}} = 0,0676$ м².

Сила сопротивления перемещению подвижной системы АСВП-ЛВ $F_{\text{СОПР}}^{\text{MAX}}$ имеет максимальное теоретическое значение 2 кН.

Необходимое минимальное смещение подвижной системы АСВП-ЛВ для срабатывания системы $x^{\text{MIN}}=0,010$ м.

После подставки параметров системы в формулу (3) получаем выражение:

$$S^{\text{Щ}} \geq 1.67 \cdot 10^{-3} \sqrt{F_{\text{СОПР}}^{\text{MAX}}} \quad (4)$$

Т.е. при прохождении у.в.в. с давлением на фронте 20 кПа и временем действия 9,5 мс система должно гарантировано сработать, обладая площадью первого приемного щита, равной $S^{III} \geq 1.67 \cdot 10^{-3} \sqrt{F_{СОПР}^{MAX}}$.

Формирование ударно-воздушной волны

Схемы создания динамической нагрузки на приемный щит системы АСВП-ЛВ от ударной воздушной волны (у.в.в) показаны на рис.3, рис.4, рис.6 и рис.7. В состав опытного штрека (рис.3) используемого на первом этапе испытаний автоматических систем АСВП-ЛВ на стендовой базе ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» входит газовая камера высокого давления, начальное давление в которой создается продуктами взрыва метановоздушной смеси от заряда ВВ, и взрывная труба диаметром 175мм, в которой устанавливается автоматическая система АСВП-ЛВ. В состав установки (рис.6) используемой на втором этапе испытаний на стендовой базе Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ» в специализированной взрывной камере входит камера высокого давления, начальное давление которой создается продуктами взрыва от заряда ВВ, ствол калибра 100мм и длиной 4м, в окрестности среза которого устанавливается датчик давления для регистрации параметров проходящей у.в.в (P_1), коническая насадка для формирования расходящейся у.в.в после выхода ее из ствола установки. Использование ударной трубы для формирования заданных параметров у.в.в связано с тем, что при имеющихся габаритах взрывной камеры КДИ имеется возможность существенно увеличить длительность у.в.в по сравнению с параметрами у.в.в при взрыве заряда в воздухе. Однако, как показали оценочные расчеты, уже при длительности 8÷9 мс фазы сжатия проходящей у.в.в, на срезе ствола амплитуда у.в.в составляет 0,9÷1,2 МПа, что значительно выше требуемого значения (0.02 МПа). Для уменьшения амплитуды фронта у.в.в приемный щит системы АСВП-ЛВ должен быть установлен на некотором расстоянии от среза ствола, а для формирования расходящейся у.в.в должна использоваться коническая насадка. Расстояние до приемного щита и параметры заряда ВВ были подо-

браны экспериментально в процессе отладочных испытаний автоматических систем АСВП-ЛВ.

Время срабатывания автоматической системы АСВП-ЛВ

(инерционность системы)

В основу классификации типов распространения взрывов в настоящее время положено изменение адиабатичности. При возрастании адиабатичности в результате увеличения стеснённости реакционного пространства:

Изменяется характер протекания взрыва, возрастают его основные параметры, скорость фронта пламени $V_{ф.п.}$ и максимальное избыточное давление на фронте у.в.в. ΔP , а также бурность распространения, пропорциональная произведению $V_{ф.п.} \Delta P$, увеличиваются объёмы вовлечённых в движение газов, пыли, а также усиливаются поражающие свойства и возрастает радиус поражения.

При концентрации метана и угольной пыли, приближающихся к нижнему пределу воспламенения (взрывчатости) НПВ, проявлении слабых источников воспламенения, наличии только достаточно полно связанных отложений угольной пыли и отсутствие адиабатичности (например, в камерообразных выработках или сети участков выработок, имеющих сопряжения друг с другом на расстояниях не более 20м) самопроизвольное распространение взрывов практически исключается. При таких условиях происходит полное сгорание метана и угольной пыли с выделением углекислоты и паров воды, имеющих высокую теплоёмкость. Потери тепла на нагрев этих продуктов приводят к гашению таких взрывов, если в процессе распространения взрыв не получает более благоприятных условий для своего распространения. Такие взрывы называются локальными или местными.

Выделяются два вида локальных взрывов – горение и вспышка, существенно отличающиеся характером и параметрами распространения и обладающие способностью переходить один в другой.

Вследствие невысоких скоростей движения продуктов взрыва при распространении вспышек вся угольная пыль не переходит во взвешенное состояние.

При концентрации метана и угольной пыли, промежуточных между НПВ и верхним пределом воспламенения (взрывчатости) ВПВ, проявлении слабых источников воспламенения (в очень редких случаях – также и сильных), наличие несвязанных отложений угольной пыли и определённой адиабатичности (например, в сети участковых выработок, имеющих сопряжения друг с другом на расстояниях 20÷200 м) во многих случаях возникает самопроизвольное распространение взрывов. В таких условиях наряду с полным сгоранием метана и угольной пыли происходит также и неполное, с выделением окиси углерода, водорода, метана и его гомологов. Характер движения фронта пламени этих типов распространения взрывов затухающий при выраженных пульсациях скорости. Такие взрывы называются затухающие (протекающие с замедлением). Они происходят гораздо реже локальных взрывов.

Затухающие взрывы подразделяются на балансирующие и слабые, которые в реальных шахтных условиях могут переходить друг в друга. Кроме того, вспышки и балансирующие взрывы также представляют собой взаимопереходящие явления. При распространении балансирующих взрывов угольная пыль может почти целиком переходить во взвешенное состояние.

Бурность распространения взрыва при прочих равных условиях тем больше, чем меньше объём применения пылевзрывозащитных мероприятий и слабее контроль за их применением. Если же пылевзрывозащитные мероприятия не проводятся и контроль за их выполнением не осуществляется, возможно формирование концентраций метана и угольной пыли, приближающихся к оптимальной взрывчатой концентрации (ОВК), и наличие несвязанных отложений угольной пыли. При появлении сильных источников воспламенения и максимальной адиабатичности (например, в выработках, не имеющих расширений или ответвлений на расстояниях более 200м) в этом случае возникают наиболее опасные типы распространения взрывов, и превали-

рует неполное сгорание метана и угольной пыли. Выделение горючих продуктов неполного сгорания способствует возрастанию скорости фронта пламени по мере его движения. Вследствие этого характер движения фронта пламени – ускоряющийся при наличии ярко выраженных пульсаций скорости. Такие взрывы называются ускоряющимися. Они происходят очень редко.

Ускоряющиеся взрывы подразделены на три типа: сильные, весьма сильные и детонационные. Детонационные взрывы угольной пыли могут иметь предельные параметры: скорость распространения фронта пламени до 2500 м/с, избыточные давления порядка нескольких МПа.

Основные параметры фронта ударновоздушной волны (у.в.в.) и фронта пламени (ф.п.) для разных типов взрывов представлены в таблице.

Таблица

Параметр	Тип взрыва					
	Вспышка	Балансирующие взрывы	Слабые взрывы	Сильные взрывы	Весьма сильные взрывы	Детонация
Скорость ф.п., м/с	1 ÷ 40	1 ÷ 100	40 ÷ 340	340 ÷ 660	340 ÷ 1000	1000 ÷ 2500
Скорость у.в.в., м/с	< 367	< 416	416 ÷ 635	635 ÷ 1000	1000 ÷ 1500	1500 ÷ 2500
Избыточное давление на фронте у.в.в., МПа	≤ 0,02	≤ 0,06	0,06 ÷ 0,3	0,3 ÷ 0,65	0,65 ÷ 1,7	≥ 1,7

Для надёжного выполнения системой АСВП-ЛВ своих функций (время установить взрыволокализирующий заслон в виде облака пламегасящего порошка во взвешенном состоянии на пути распространения по горной выработке взрывов метановоздушной смеси и угольной пыли определённого типа) инерционность срабатывания системы должна быть такова, чтобы облако пламегасящего порошка во взвешенном состоянии было сформировано до прихода фронта пламени.

Расстояние от приемного щита до среза рассекателя, которое равно

$L = 7,1$ м, деленное на установленное в ходе ранее проведённых испытаний по определению рабочих и технологических параметров АСВП-ЛВ время срабатывания системы τ^{CPAB} , позволило получить максимальную скорость фронта у.в.в. $V_{у.в.}$ и определиться с областью использования системы для локализации определённых типов взрывов.

ЦЕЛЬ ИСПЫТАНИЙ

Испытания серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ проводятся с целью проверки надёжности их срабатывания и решения вопроса о дальнейшем применении автоматических систем АСВП-ЛВ на угольных шахтах.

ПОДГОТОВКА К ИСПЫТАНИЯМ

К испытаниям предъявляются автоматические системы взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ в количестве десяти изделий, изготовленные ЗАО «МВК по взрывному делу» при АГН.

В состав комплекта необходимой технической документации входят:

- комплект рабочей конструкторской документации АСВП-ЛВ 00.000 «Автоматическая система взрывоподавления – локализации взрывов»;
- технические условия ТУ 425240-004-41103410-03 «Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ»;
- настоящая «Программа и методика...».

Испытания основного узла серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ на прочность и герметичность были проведены ранее при их изготовлении на стендах ФГУП «ЦНИИ-МАШ» корп.№12 в соответствии с «Методикой испытаний основных узлов устройства локализации взрыва (УЛВ) и запорочного устройства (УЗ) автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов (АСВП-ЛВ)»

согласованной ФГУП «ЦНИИМАШ» и утвержденной ЗАО «МВК по ВД при АГН» 19.10.2005 г.

Необходимые проверки для определения рабочих и технологических параметров АСВП-ЛВ осуществляется инструментами:

- датчик (2 шт.) – медный проволочный диаметром 0,15 мм, разрывной;
- источник питания постоянного тока типа Б5-11 (зав. №021565), напряжение 8В;
- кабель типа КММ 4x0,35 (3 линии);
- осциллограф цифровой запоминающий 2-канальный типа С9-8 (2 шт.), зав. №№ 0084-1987, 0797-1988, 0803-1988;
- взрывная труба – камера высокого давления и ствол калибра 100 мм с конической насадкой;
- датчик давления (2 шт.)
- видеокамера.

Место проведения испытаний по проверки надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ на первом этапе – на стендовой базе ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» в опытном штреке и на втором этапе – на стендовой базе Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ» в специализированной взрывной камере, оборудованной необходимыми измерительными приборами и аппаратурой.

К испытаниям по проверки надёжности срабатывания серийно выпускаемых систем АСВП-ЛВ допускаются лица, ознакомленные с чертежами и прошедшие соответствующий инструктаж.

СОДЕРЖАНИЕ И ОБЪЁМ ИСПЫТАНИЙ

Испытания автоматической системы взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ в целом состоят из:

А. Общей проверки.

Б. Проверки функциональных параметров работоспособности:

- зарядания (заполнения) сжатым воздухом системы;
- основной экспериментальной проверки, состоящей из:
 - проверки надёжности срабатывания системы;
 - ревизии системы в период испытаний;
 - определения стабильности работы системы.

А. Общая проверка

Общая проверка состоит из:

- проверки соответствия изделий ТУ, чертежам, нормам точности;
- проверки комплектности изделий;
- наружного осмотра представленных изделий – выявление возможных повреждений в процессе перевозки;
- расконсервации изделий и сборки узлов.

Б. Проверка функциональных параметров работоспособности

Зарядание (заполнение) сжатым воздухом системы

Схема заполнения сжатым воздухом рабочей камеры устройства локализации взрывов УЛВ автоматической системы АСВП-ЛВ показана на рис.2.

Автоматическая система АСВП-ЛВ приводится в рабочее состояние для проведения испытаний в следующей последовательности. На первом этапе испытаний АСВП-ЛВ устанавливают в опытном штреке во взрывной трубе по схеме представленной на рис.3 и рис.4. На металлические рельсы **1**, проложенные во взрывной трубе **2**, укладываются деревянные бруски **3** и жёстко фиксируют крепёжными деталями **6** УЛВ **4** с подвеской **5** с предварительно с заправленным бункером УЛВ пламегасящим порошком. При этом предохранительный болт **7** должен быть завёрнут до отказа. Через поддержки **8**, которые крепятся крепёжными деталями **6** на деревянных брусках **3**, вводят став **9** из состыкованных выносных штанг АКУ1 на концах которого установлены приёмные щиты **10**. На втором этапе испытаний АСВП-ЛВ

устанавливают в специализированной взрывной камере по схеме представленной на рис.6 и рис.7, где 1 – УЛВ системы АСВП-ЛВ; 2 – ударная труба; 3 – поддержки; 4 – крепежные детали; 5 – установочные металлические столы; 6 – предохранительный болт; 7 – став из состыкованных выносных металлических штанг АКУ1; 8 – приёмный щит. На стойках I-го установочного металлического стола 5 жестко фиксируют УЛВ системы АСВП-ЛВ 1 крепежными деталями 4. При этом предохранительный болт 6 должен быть завёрнут до отказа. Через поддержки 3, которые крепятся крепежными деталями 4 на металлических столах, вводят став из состыкованных выносных металлических штанг АКУ1 7 на конце которого установлен приёмный щит 8.

Далее приступают к процессу заполнения сжатым воздухом рабочей полости УЛВ системы АСВП-ЛВ. На рис.5 (позиция А) показано начальное положение смонтированной заправочной системы, при которой вентиль 1 баллона БК-7-300С закрыт. Игольчатый клапан 2, находящийся в закрытом положении, соединён со сбрасывающим клапаном 3 при помощи рукава 4 и быстроразъёмных соединений 5. Причём сбрасывающий клапан 3 в данном положении изолирован от внешней среды (клапан повернут по часовой стрелке до упора).

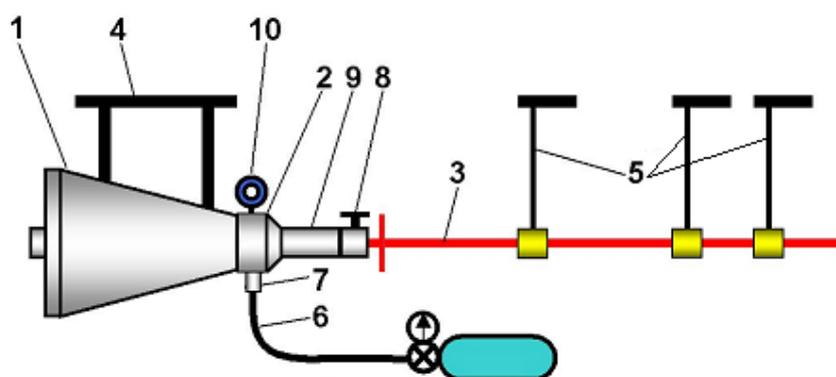


Рис. 2

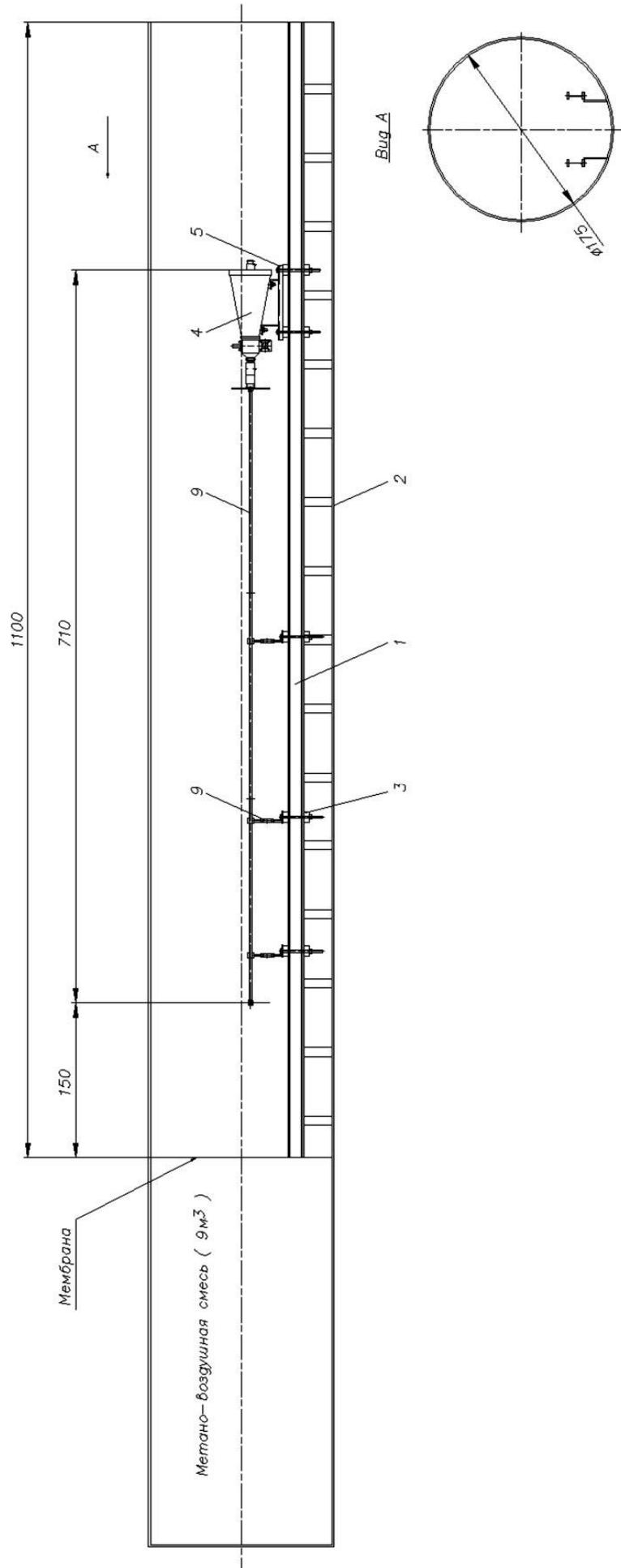


Рис.3.

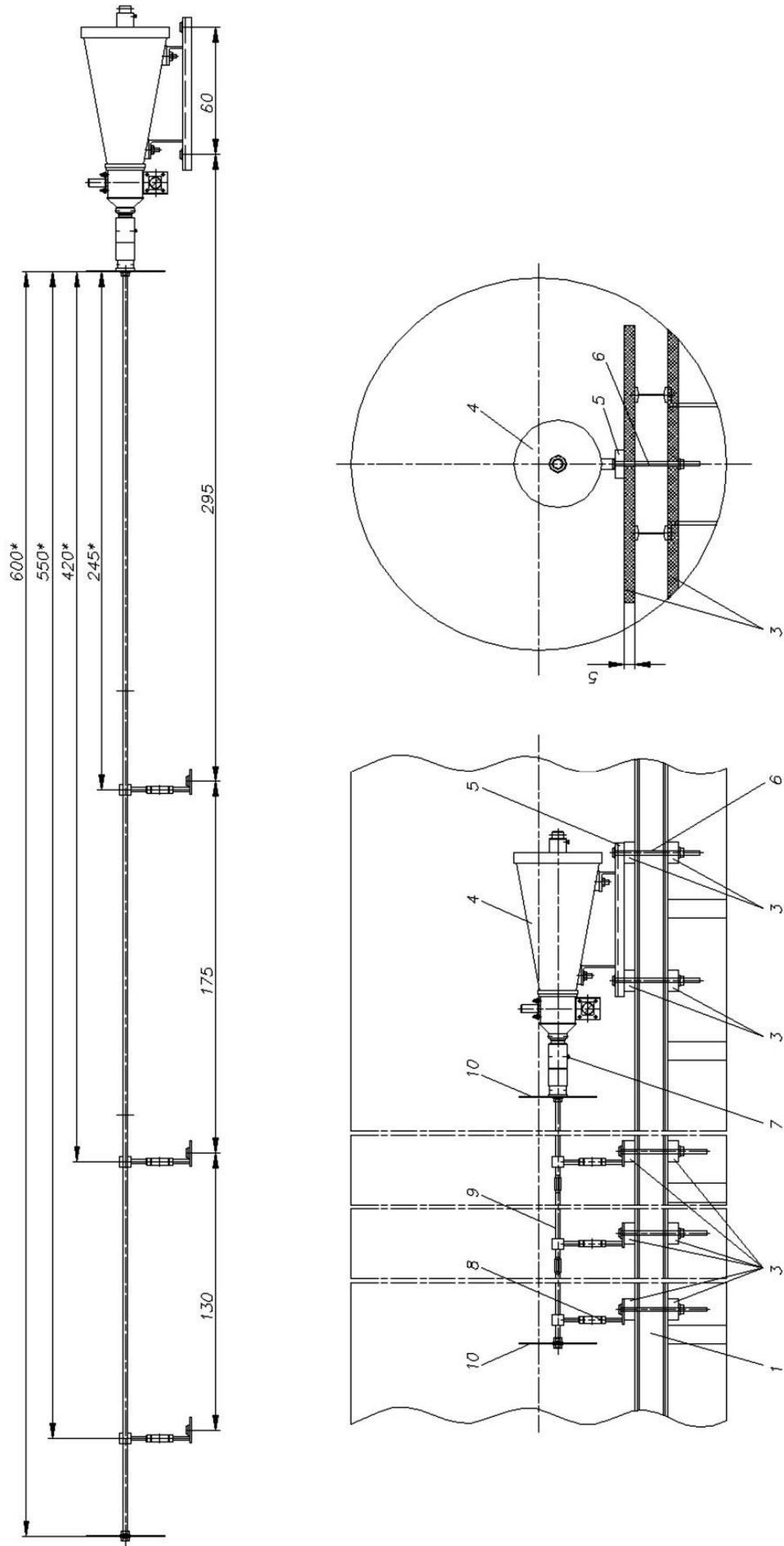


Рис.4.

Заправка (заполнение) сжатым воздухом рабочей полости УЛВ осуществляется в следующей последовательности:

- открыть вентиль **1** баллона. При этом сжатым воздухом заполняется рукав **4** от сбрасывающего клапана **3** до игольчатого клапана **2** (рис.5, позиция Б);

- открыть постепенно игольчатый клапан **2**, вращая гайку клапана специальным гаечным ключом, на 0,3-0,5 оборота против часовой стрелки. При этом сжатый воздух через открытый вентиль **1** баллона, сбрасывающий клапан **3**, рукав **4** и игольчатый клапан **2** поступает в рабочую полость УЛВ (рис.5, позиция В);

- в случае непоступления сжатого воздуха в рабочую полость УЛВ (стрелка контрольного манометра не реагирует) оператор поворачивает игольчатый клапан **2** на 0,75-1,0 оборота;

- после достижения в рабочей полости УЛВ рабочего давления, контролируемого манометром, оператор вращением гайки игольчатого клапана **2** по часовой стрелке до упора перекрывает игольчатый клапан **2**, затем закрывает вентиль **1** баллона. Затем поворачивает на 0,3-0,5 оборота против часовой стрелки клапан сбрасывающего клапана **3**. При этом сжатый воздух из рукавов **4** и прочих соединительных деталей поступает через специальные каналы в сбрасывающем клапане **3** в защитную муфту сбрасывающего клапана **3** и уходит в атмосферу (рис.5, позиция Г);

- в случае заполнения рабочей полости УЛВ большим давлением сжатого воздуха, чем рабочее давление, оператор должен провести следующие операции. Вращением игольчатого клапана **2** специальным ключом против часовой стрелки (манипулирование, т.е. незначительное открывание клапана) давление сжатого воздуха в рабочей полости постепенно доводит до заданного значения рабочего давления. Затем вращением игольчатого клапана **2** по часовой стрелки до упора плотно его закрывает (рис.5, позиция Д).

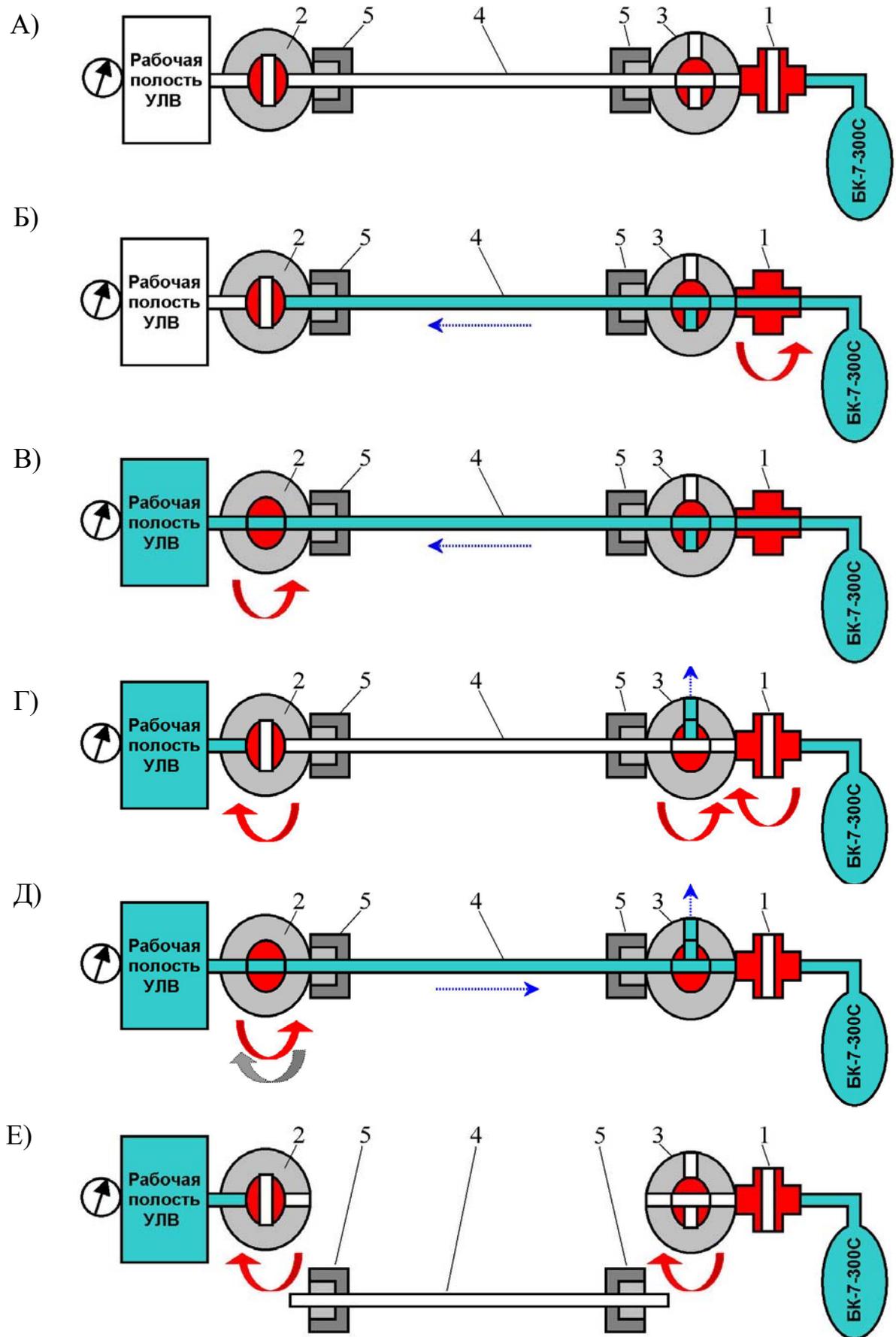


Рис. 5.

Внимание! При выполнении этой операции вентиль 2 баллона 1 закрыт, а клапан сбрасывающего клапана 3 повернут на 0,3-0,5 оборота против часовой стрелки, т.е. приоткрыт.

После завершения процесса заполнения сжатым воздухом рабочей полости УЛВ разъединить быстроразъёмные соединения 5, состыкованные с игольчатым клапаном 2 и сбрасывающим клапаном 3, вращением накидной гайки быстроразъёмного соединения, вручную, против часовой стрелки. Затем выкрутить с помощью гаечного ключа корпуса быстроразъёмных соединений из игольчатого клапана 2 заправочного штуцера и клапана сбрасывающего клапана 3. Разделённые части быстроразъёмных соединений вновь собрать воедино, до следующего их использования (рис.5, позиция Е).

После завершения вышеперечисленных операций система АСВП-ЛВ подготовлена к проведению испытаний.

Основная экспериментальная проверка

Срабатывание системы

Срабатывание системы проверяется в экспериментах. Система должна надёжно срабатывать во всех случаях ударного нагружения приёмного щита.

Как было установлено (4) при прохождении у.в.в. с давлением на фронте 20 кПа и временем действия 10 мс система должно гарантировано сработать, обладая площадью приёмного щита, равной $S_{щ} \geq 1.67 \cdot 10^{-3} \sqrt{F_{соп}^{MAX}}$.

Для проверки этих выкладок проводят следующие эксперименты.

На первом этапе испытаний АСВП-ЛВ устанавливают в опытном штреке во взрывной трубе по схеме представленной на рис.3. Порядок установки системы АСВП-ЛВ во взрывной трубе описан выше. В заполненной газовой камере опытного штрека производят подрыв метановоздушной смеси, при подрыве которой формируется ударная волна, и которая, подходя к приёмному щиту системы АСВП-ЛВ, имеет давление на фронте не менее 20 кПа и время действия не менее 9,5мс. Все работы по подготовке метановоз-

душной смеси в газовой камере, и её подрыв производится сотрудниками ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» в соответствии с «Инструкцией №126-37-01 на проведение испытаний по определению класса предохранительности промышленных ВВ в метановоздушной и пылевоздушной смесях в опытном штреке» и «Временной методикой проведения испытаний установки локализации взрывов» утверждённой 05.09.2007 г. Факт срабатывания системы определяется визуально по выбросу пламегасящего порошка из бункера системы. После срабатывания системы происходит переход к новой системе АСВП-ЛВ.

На втором этапе испытаний АСВП-ЛВ устанавливаются в специализированной взрывной камере по схеме представленной на рис.6. Порядок установки системы АСВП-ЛВ во взрывной камере описан выше. В ударной трубе производят подрыв заряда ВВ, при этом формируется плоская ударная волна, которая, подходя к приемному щиту системы, имеет параметры: давление на фронте 20 кПа и время действия 9,5мс. После этого визуально определяется факт срабатывания системы. Все работы по подготовке ударной трубы и подрыву заряда ВВ производятся сотрудниками Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ» по специальной методике. После срабатывания системы происходит переход к новой системе АСВП-ЛВ.

Таким образом, по результатам всех проведённых испытаний делается вывод о надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ.

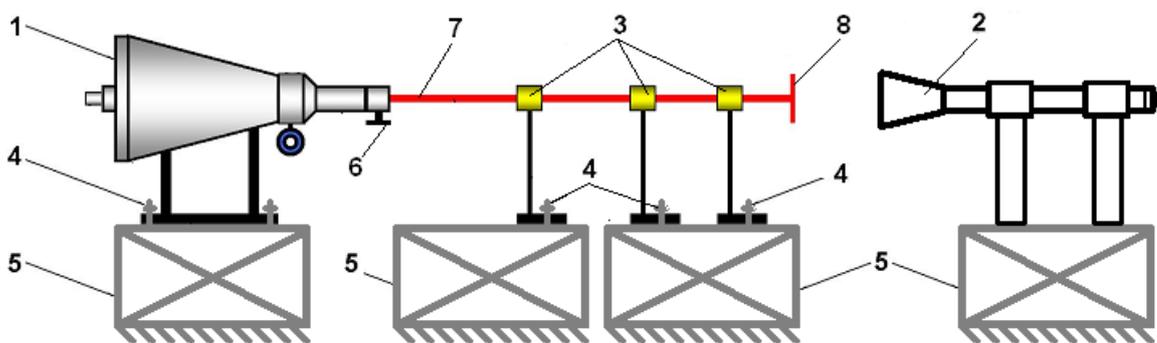


Рис.6

Дополнительно при проведении испытаний на втором этапе возможно проведение измерения параметров срабатывания системы (инерционность системы).

Измерение времени протекания процесса от момента восприятия ударновоздушной волны приёмным диском АСВП-ЛВ до начала истечения сжатого воздуха из бункера устройства локализации взрывов УЛВ производится совместно с экспериментом по определению надёжности срабатывания систем АСВП-ЛВ и выполняется следующим образом.

На системе АСВП-ЛВ устанавливаются датчики в двух местах (рис.7). Первый – на приёмном щите АСВП-ЛВ, второй – на рассекателе бункера УЛВ.

В представленной схеме (рис.7) в качестве отметчика момента начала процесса используется датчик Р2 (регистрация фронта у.в.в. датчиком Р2); в качестве отметчика момента истечения воздуха из бункера УЛВ используется датчик Д1 (разрыв проволочной перемычки датчика Д1).

Регистрация процессов осуществляется на двухканальном запоминающем цифровом осциллографе типа С9-8 (2 шт.), на мониторе которого интервал времени между фронтами сигналов определяется маркерами с погрешностью 1 % от выбранного режима развертки.

Для оценки временных задержек сигналы от всех датчиков записываются и передаются в ПК от единой временной привязки (фронт сигнала датчика Р1).

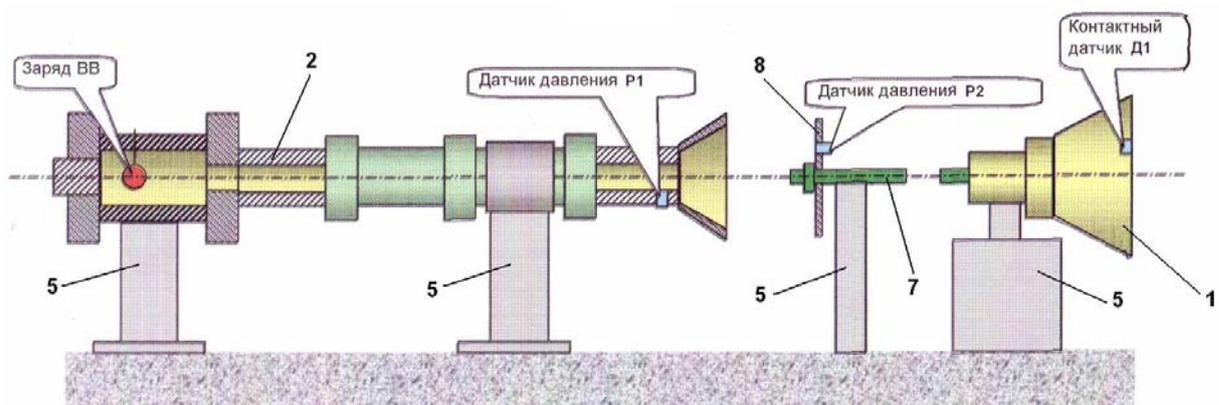


Рис.7.

Ревизия системы в период испытаний

На протяжении всего периода испытаний после каждого срабатывания системы, производится детальный осмотр и контрольные измерения сопрягаемых и движущихся деталей микрометром.

При этом выявляются:

- вздутия корпуса рабочей камеры головки разрядной, главным образом, у выхлопных отверстий;
- износ резиновых уплотнительных колец;
- стабильность работы испытуемых изделий;
- удобство обслуживания отдельных узлов системы и проведения мелкого ремонта;
- соответствия изделий требованиям техники безопасности (эффективность предохранительных устройств).

При этом измерениям подлежат:

- внутренний диаметр разрядной головки и наружный диаметр поршня у УЛВ.

Определение стабильности работы и надежности изделия

Критериями оценки стабильности работы изделия при нормальном состоянии резиновых уплотнительных колец и поршня:

- отсутствие случаев заклинивания поршня при его движении, и который обеспечивает открывание выхлопных отверстий;
- отсутствие утечек сжатого воздуха из рабочей полости УЛВ при её заполнении.

**АКТЫ И ПРОТОКОЛЫ ПРОВЕДЕНИЯ ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ
ИСПЫТАНИЙ ПО ПРОВЕРКЕ НАДЕЖНОСТИ СРАБАТЫВАНИЯ
СЕРИЙНЫХ АВТОМАТИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЗРЫВОПОДАВЛЕНИЯ-
ЛОКАЛИЗАЦИИ ВЗРЫВОВ АСВП-ЛВ**

УТВЕРЖДАЮ

генеральный директор
ЗАО «МВК по взрывному делу»
при Академии горных наук



Ю.В. ГОРЛОВ
12 января 2008 г.

АКТ

**испытаний по проверки надёжности срабатывания серийных
автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов
АСВП-ЛВ на первом и втором этапе испытаний
по надёжности срабатывания
(серийные номера изделий №06-730, №06-731, №06-732, №06-732-А, №06-
733, №06-734, №06-726, №06-727, №06-728, №06-729)**

Рабочая комиссия на первом этапе испытаний в составе:

- Сальников А.Р.* – главный специалист-эксперт Ростехнадзора;
Радулов В.Е. – заместитель руководителя ОС ГШО НФ «Межотраслевой орган сертификации «Сертиум»;
Соснин В.А. – начальник отдела ФГУП «ГосНИИ «Кристалл», канд. техн. наук;
Смирнов А.С. – начальник лаборатории ФГУП «ГосНИИ «Кристалл», канд. техн. наук;
Хторов Ф.Т. – старший научный сотрудник ФГУП «ГосНИИ «Кристалл», канд. техн. наук;
Курсанов А.В. – ведущий инженер ФГУП «ГосНИИ «Кристалл»;
Джигрин А.В. – директор по научной работе ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского, докт. техн. наук;
Поздняков Г.А. – заведующий лабораторией вентиляции и борьбы с пылью ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского, докт. техн. наук;
Горлов К.В. – руководитель научно-производственного отдела ЗАО «МВК по взрывному делу» при Академии горных наук, канд. техн. наук;
Ненахов И.А. – инженер группы испытаний взрывчатых веществ ООО «Промтехвзрыв»

и Рабочая комиссия на втором этапе испытаний в составе:

- Беляк В.Л.* – начальник отдела Управления государственного горного и металлургического надзора Ростехнадзора;
- Радулов В.Е.* – заместитель руководителя ОС ГШО НФ «Межотраслевой орган сертификации «Сертиум»;
- Фельдштейн В.А.* – начальник отдела Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ», докт. техн. наук;
- Судомоев А.Д.* – начальник лаборатории Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ», канд. техн. наук;
- Сергеев Г.Н.* – начальник сектора измерений Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ», канд. техн. наук;
- Филатов В.И.* – начальник экспериментального производства ФГУП «ЦНИИМАШ»;
- Бучатский В.М.* – старший менеджер ОАО «Северстальресурс», канд. техн. наук;
- Верзилов М.М.* – менеджер ОАО «Северстальресурс», канд. техн. наук;
- Джигрин А.В.* – директор по научной работе ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского, докт. техн. наук;
- Поздняков Г.А.* – заведующий лабораторией вентиляции и борьбы с пылью ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского, докт. техн. наук;
- Горлов К.В.* – руководитель научно-производственного отдела ЗАО «МВК по взрывному делу» при Академии горных наук, канд. техн. наук,

составила настоящий акт по результатам проведённых испытаний по проверке надёжности срабатывания десяти серийно выпускаемых автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-730, №06-731, №06-732, №06-732-А, №06-733, №06-734, №06-726, №06-727, №06-728, №06-729) взятых случайным образом из заводской партии.

Испытания проведены во исполнение Постановления совещания Ростехнадзором 25.07.2007 г. «По рассмотрению эффективности применения систем АСВП-ЛВ».

Испытания на первом этапе проводились в испытательном штреке ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» с 6 по 14 сентября 2007 года и на стендовой базе Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ» Роскосмоса в специализированной взрывной камере с 15 по 18 октября 2007 года в соответствии с «Программой и методикой проведения дополнительных испытаний по проверке надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления - локализации взрывов АСВП-ЛВ», разработанной ФГУП ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского (постановление п.3 Протокола совещания в Ростехнадзоре по рассмотрению эффективности применения систем АСВП-ЛВ от 01.08.2007 г.).

Рабочие комиссии сделали следующие выводы:

1. Представленные на испытания десять взятых случайным образом из заводской партии серийно изготавливаемых автоматических систем АСВП-ЛВ (изготовитель ЗАО «Межведомственная комиссия по взрывному делу» при Академии горных наук) по рабочим чертежам АСВП-ЛВ 00.000 соответствуют требованиям ТУ 425240-004-41103410-03 «Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ».

2. Проведённые испытания в условиях приближенных к реальным в испытательном штреке ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» по проверке надёжности срабатывания шести серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-730, №06-731, №06-732, №06-732-А, №06-733, №06-734) надёжно (100%) сработали и показали надёжность и работоспособность изделий, обеспечивающих создание взрыволокализирующего заслона в виде облака пламегасящего порошка во взвешенном состоянии.

3. Полученные результаты при моделировании процесса, когда ударновоздушная волна, образованная в результате взрыва метановоздушной смеси в газовой камере испытательного штрека, обгоняет по времени процесс выброса пламегасящего порошка из бункера системы, объясняют частичный остаток пламегасящего порошка в бункере системы при взрывах метано-пылевоздушных смесей на угольных шахтах «Ульяновская» и Юбилейная», так как по данным экспертной комиссии эти взрывы были отнесены к весьма сильным переходящим в детонационный взрыв, что выходит за область применения систем АСВП-ЛВ (область применения систем – балансирующие, слабые и начальная стадия сильных взрывов). При этом результаты этого эксперимента показали, что даже не полное выбрасывание пламегасящего порошка при срабатывании системы АСВП-ЛВ обеспечивает полное погашение фронта пламени.

4. Проведённые испытания по проверке надёжности срабатывания четырёх серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-726, №06-727, №06-728, №06-729) от ударновоздушной волны на пороге чувствительности систем в специализированной взрывной камере Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ» показали надёжность (100%) срабатывания изделий от ударновоздушной волны по величине соответствующей нормированному порогу чувствительности срабатывания систем АСВП-ЛВ (0,02 МПа).

5. Рабочие комиссии отмечают, что для вывода о срабатывании системы АСВП-ЛВ нельзя пользоваться показаниями контрольного манометра, так как после срабатывания системы контрольный манометр выходит из строя и стрелка манометра может занимать произвольное положение на шкале манометра. Признаком срабатывания является положение скользящей муфты системы, которая должна быть сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора, что свидетельствует об отсутствии сжатого

воздуха в рабочей камере системы, или отсутствие сжатого воздуха в рабочей камере системы подтверждается открытием клапана заправочного штуцера.

6. Использование дополнительной поддержки увеличивает устойчивость поддержания става из трех штанг АКУ, а установка второго дополнительного приёмного щита специальной формы улучшает эксплуатационные характеристики и не снижает надежность срабатывания системы.

7. Автоматические системы взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ выдержали испытания на надёжность срабатывания в соответствии с «Программой и методикой проведения дополнительных испытаний по проверки надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления - локализации взрывов АСВП-ЛВ (постановление п.3 Протокола совещания в Ростехнадзоре по рассмотрению эффективности применения систем АСВП-ЛВ от 01.08.2007 г.)».

В связи с полученными результатами испытаний автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ и на основании сделанных выводов комиссия **рекомендует:**

1. Продолжить эксплуатацию и возобновить внедрение автоматических систем АСВП-ЛВ в угольных шахтах, опасных по газу и пыли, в качестве основных и вспомогательных взрыволокализирующих заслонов согласно Разрешению Ростехнадзора от 05.06.2006 г. № РС 00 21054 «Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ с устройством срабатывания УЛВ или УЛВ2 по ТУ 4252-004-41103410-03»;

2. Разработчику – поставщику систем АСВП-ЛВ (ЗАО «МВК по ВД при АГН») внести изменения в комплектацию системы АСВП-ЛВ, дополнив конструкцию вторым приемным щитом специальной формы и дополнительной поддержкой.

Протоколы проведённых испытаний по проверки надёжности срабатывания десяти серийно выпускаемых автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ прилагаются.

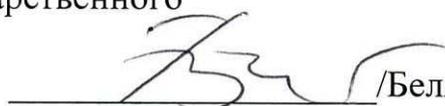
Приложения:

- | | |
|--|---------------------|
| 1. Акт-протокол от 14 сентября 2007 г. | – на 17 стр. 1 экз. |
| 2. Протокол от 18 октября 2007 г. | – на 12 стр. 1 экз. |

От рабочих комиссий:

от Управления государственного горного
и металлургического надзора Ростехнадзора

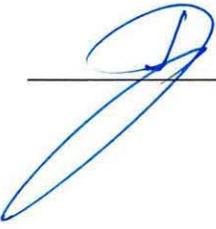
Начальник отдела Управления государственного
горного и металлургического
надзора Ростехнадзора

 /Беляк В.Л./

От НФ «Межотраслевой орган сертификации «Сертиум»

Заместитель руководителя

ОС ГШО НФ «МОС «Сертиум»


_____ /Радулов В.Е./

от ФГУП «ГосНИИ «Кристалл»

Начальник отдела

ФГУП «ГосНИИ «Кристалл»


_____ /Соснин В.А./

от ФГУП «ЦНИИМАШ»

Начальник отдела

Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ»


_____ /Фельдштейн В.А./

от ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского

Директор по научной работе


_____ /Джигрин А.В./

от ООО «Промтехвзрыв»

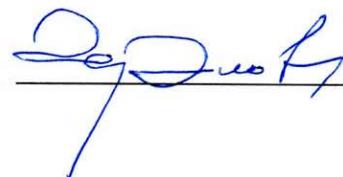
Инженер группы испытаний
взрывчатых веществ


_____ /Ненахов И.А./

от ЗАО «МВК по взрывному делу» при Академии горных наук

Руководитель

научно-производственного отдела


_____ /Горлов К.В./

от ОАО «Северстальресурс»

Старший менеджер


_____ /Бучатский В.М. /

А К Т – ПРОТОКОЛ
испытаний по проверки надёжности срабатывания серийных
автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов
АСВП-ЛВ на первом этапе испытаний по надёжности срабатывания

(серийные номера изделий
№06-730, №06-731, №06-732, №06-732-А, №06-733, №06-734)

г. Дзержинск

14 сентября 2007 г.

Рабочая комиссия в составе:

- Соснин В.А.* начальник отдела ФГУП «ГосНИИ «Кристалл»;
- Смирнов А.С.* начальник лаборатории ФГУП «ГосНИИ «Кристалл»;
- Хторов Ф.Т.* старший научный сотрудник ФГУП «ГосНИИ «Кристалл»;
- Кирсанов А.В.* ведущий инженер ФГУП «ГосНИИ «Кристалл»;
- Сальников А.Р.* главный специалист-эксперт Ростехнадзора;
- Радулов В.Е.* заместитель руководителя НФ «Межотраслевой орган сертификации «Сертиум»;
- Джигрин А.В.* директор по научной работе ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского;
- Поздняков Г.А.* заведующий лабораторией вентиляции и борьбы с пылью ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского;
- Горлов Ю.В.* генеральный директор ЗАО «МВК по взрывному делу» при Академии горных наук;
- Горлов К.В.* руководитель научно-производственного отдела ЗАО «МВК по взрывному делу» при Академии горных наук;
- Горлов А.Ю.* руководитель проекта ЗАО «МВК по взрывному делу» при Академии горных наук;
- Сафенков В.В.* механик ЗАО «МВК по взрывному делу» при Академии горных наук;
- Ненахов И.А.* инженер группы испытаний взрывчатых веществ ООО «Промтехвзрыв»,

составила настоящий акт-протокол по результатам проведённых испытаний по проверки надёжности срабатывания шести серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-730, №06-731, №06-732, №06-732-А, №06-733, №06-734) взятых произвольно из серийной партии подряд по серийным номерам.

Испытания проводились на стендовой базе (испытательный штрек) ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» с 6 по 14 сентября 2007 года в соответствии с

«Программой и методикой проведения дополнительных испытаний по проверке надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления - локализации взрывов АСВП-ЛВ», разработанной ФГУП ННЦ ГПИГД им. А.А. Скочинского (постановление п.3 Протокола совещания в Ростехнадзоре по рассмотрению эффективности применения систем АСВП-ЛВ от 01.08.2007 г.). Все работы по подготовке метановоздушной смеси в газовой камере испытательного штрека, и её подрыв производился сотрудниками ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» в соответствии с «Инструкцией №126-37-01 на проведение испытаний по определению класса предохранительности промышленных ВВ в метановоздушной и пылевоздушной смесях в опытном штреке» и «Временной методикой проведения испытаний установки локализации взрывов» утверждённой 05.09.2007 г. ФГУП «ГосНИИ «Кристалл».

Испытания по проверке надёжности срабатывания систем АСВП-ЛВ проводились в условиях приближенных к реальным условиям. Ударная воздушная волна для срабатывания систем АСВП-ЛВ генерировалась взрывом стехиометрической метановоздушной смеси объёмом 9 м³ в газовой камере испытательного штрека и соответствовала параметрам ударновоздушной волны при затухании детонации и перехода взрыва в весьма сильный взрыв, что соответствует избыточному давлению на фронте ударновоздушной волны 1,7 МПа и более.

Автоматическая система АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-732) была установлена во взрывной трубе испытательного штрека (рис.1). Приёмный металлический щит автономного командного устройства (АКУ) системы был установлен в 1,5 м от диафрагмы газовой камеры, в которой взрывалась метановоздушная смесь.

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости устройства локализации взрыва (УЛВ) системы АСВП-ЛВ по показаниям манометра составляло 12 МПа. Изделие №06-732 было снаряжено меловым порошком в количестве 25 кг. Наружный осмотр автоматической системы показал, что герметизация бункера УЛВ с меловым порошком не нарушена, предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-732 не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-732 удовлетворительное, приёмный щит и состыкованные металлические выносные штанги АКУ общей длиной става 6 м не деформированы.

После ударного воздействия на приёмный щит от избыточного давления на фронте ударновоздушной волны автоматическая система взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ (изделие №06-732) надёжно сработала. В результате было образовано пылевое облако общей длиной более 30 м по ходу выброса порошка от места установки бункера УЛВ. Момент срабатывания системы представлен на рис.2. Выхода фронта пламени из взрывной трубы не зафиксировано. Остатков порошка в бункере системы нет (рис.3). Скользящая муфта системы сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора (показатель отсутствия сжатого воздуха в рабочей полости системы). Контрольный манометр системы поврежден резким сбросом давления, стрелка манометра отсутствует.

Автоматическая система АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-733) была установлена во взрывной трубе испытательного штрека (рис.4). Приёмный металлический щит АКУ был установлен в 5 метрах от диафрагмы газовой камеры, в которой взрывалась метановоздушная смесь.

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости УЛВ по показаниям манометра составляло 12 МПа. Изделие №06-733 было снаряжено меловым порошком в количестве 25 кг. Наружный осмотр автоматической системы показал, что герметизация бункера УЛВ с меловым порошком не нарушена, предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-733 не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-733 удовлетворительное, приёмный щит и состыкованные металлические выносные штанги АКУ общей длиной става 6 м не деформированы.

После ударного действия на приёмный щит от избыточного давления на фронте ударновоздушной волны автоматическая система АСВП-ЛВ (изделие №06-733) надёжно сработала. В результате было образовано пылевое облако общей длиной более 37 м по ходу выброса порошка от места установки бункера УЛВ. Момент срабатывания системы представлен на рис.5. Зафиксировано образование пылевого облака до подхода фронта пламени из взрывной трубы (рис.5). Скользящая муфта системы сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора (показатель отсутствия сжатого воздуха в рабочей полости системы). Контрольный манометр системы поврежден резким сбросом давления, поэтому стрелка манометра занимает произвольное положение (показание стрелки на шкале манометра 38 кгс/см²). Остатков порошка в бункере системы нет (рис.6).

Автоматическая система АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-731) была установлена во взрывной трубе испытательного штрека (рис.4).

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости УЛВ по показаниям манометра составляло 12 МПа. Изделие №06-731 было снаряжено огнетушащим порошком «П-АГС» ТУ 2149-001-59158-99, сертификат пожарной безопасности №ССПБ.RU.УП001В01760 в количестве 25 кг. Наружный осмотр автоматической системы показал, что герметизация бункера УЛВ с огнетушащим порошком не нарушена, предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-731 не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-731 удовлетворительное, приёмный щит и состыкованные металлические выносные штанги АКУ общей длиной става 6 м не деформированы.

После ударного действия на приёмный щит от избыточного давления на фронте ударновоздушной волны автоматическая система АСВП-ЛВ (изделие №06-731) надёжно сработала. В результате было образовано пылевое облако общей длиной более 40 м по ходу выброса порошка от места установки бункера УЛВ. Момент срабатывания системы представлен на рис.7. Зафиксировано образование пылевого облака до подхода фронта пламени из взрывной трубы (рис.7). Скользящая муфта системы сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора (показатель отсутствия сжатого возду-

ха в рабочей полости системы). Контрольный манометр системы поврежден резким сбросом давления, поэтому стрелка манометра занимает произвольное положение (показание стрелки на шкале манометра 12 кгс/см²). Остатков огнетушащего порошка в бункере системы нет (рис.8).

Автоматическая система АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-734) была установлена во взрывной трубе испытательного штрека (рис.4).

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости УЛВ по показаниям манометра составляло 12 МПа. Изделие №06-734 было снаряжено огнетушащим порошком «П-АГС» ТУ 2149-001-59158-99, сертификат пожарной безопасности №ССПБ.RU.УП001В01760 в количестве 25 кг. Наружный осмотр автоматической системы показал, что герметизация бункера УЛВ с огнетушащим порошком не нарушена, предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-734 не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-734 удовлетворительное, приёмный щит и состыкованные металлические выносные штанги АКУ общей длиной става 6 м не деформированы.

После ударного действия на приёмный щит от избыточного давления на фронте ударновоздушной волны автоматическая система АСВП-ЛВ (изделие №06-734) надёжно сработала. В результате было образовано пылевое облако общей длиной более 40 м по ходу выброса порошка от места установки бункера УЛВ. Момент срабатывания системы представлен на рис.9. Зафиксировано образование пылевого облака до подхода фронта пламени из взрывной трубы (рис.9). Скользящая муфта системы сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора (показатель отсутствия сжатого воздуха в рабочей полости системы). Контрольный манометр системы поврежден резким сбросом давления, поэтому стрелка манометра занимает произвольное положение (показание стрелки на шкале манометра 0 кгс/см²). Остатков огнетушащего порошка в бункере системы нет (рис.10).

Автоматическая система АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-732-А) была установлена во взрывной трубе испытательного штрека (рис.4).

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости УЛВ по показаниям манометра составляло 12 МПа. Изделие №06-732-А было снаряжено огнетушащим порошком «П-АГС» ТУ 2149-001-59158-99, сертификат пожарной безопасности №ССПБ.RU.УП001В01760 в количестве 25 кг. Наружный осмотр автоматической системы показал, что герметизация бункера УЛВ с огнетушащим порошком не нарушена, предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-732-А не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-732-А удовлетворительное, приёмный щит и состыкованные металлические выносные штанги АКУ общей длиной става 6 м не деформированы.

После ударного действия на приёмный щит от избыточного давления на фронте ударновоздушной волны автоматическая система АСВП-ЛВ (изделие №06-732-А) надёжно сработала. В результате было образовано пылевое облако общей длиной более 40 м по ходу выброса порошка от места установки бункера УЛВ. Момент срабатывания системы представлен на рис.11. За-

фиксировано образование пылевого облака до подхода фронта пламени из взрывной трубы (рис.11). Скользящая муфта системы сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора (показатель отсутствия сжатого воздуха в рабочей полости системы). Контрольный манометр системы поврежден резким сбросом давления, поэтому стрелка манометра занимает произвольное положение (показание стрелки на шкале манометра 8 кгс/см^2). Остатков огнетушащего порошка в бункере системы нет (рис.12).

Для моделирования процесса, когда ударновоздушная волна, образованная в результате взрыва метановоздушной смеси в газовой камере испытательного штрека, обгоняет по времени процесс выброса пламегасящего порошка из бункера системы, была сокращена длина става АКУ, что позволило смоделировать процесс выброса пламегасящего порошка из бункера при срабатывании системы в область высокого давления создаваемого ударновоздушной волной при весьма сильном взрыве метановоздушной смеси. Для этого автоматическая система АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-730) была установлена во взрывной трубе испытательного штрека по схеме представленной на рис.13. Для проверки гашения фронта пламени взрывокализирующим заслоном в виде облака из пламегасящего порошка во взвешенном состоянии, создаваемого системой АСВП-ЛВ, в последней была установлена одна металлическая выносная штанга АКУ длиной 2 м вместо трех общей длиной 6 м. В этом случае, расстояние от бункера системы до выхода взрывной трубы составило 6,5 м. Таким образом, было получено пространство во взрывной трубе испытательного штрека длиной 6,5 м для формирования взрывокализирующего заслона в виде облака из пламегасящего порошка во взвешенном состоянии. Приёмный металлический щит АКУ был установлен в 1,5 метрах от диафрагмы газовой камеры, в которой происходил подрыв метановоздушной смеси.

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости УЛВ по показаниям манометра составляло 12 МПа. Изделие №06-730 было снаряжено огнетушащим порошком «П-АГС» ТУ 2149-001-59158-99, сертификат пожарной безопасности №ССПБ.RU.УП001В01760 в количестве 25 кг. Наружный осмотр автоматической системы показал, что герметизация бункера УЛВ с огнетушащим порошком не нарушена, предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-730 не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-730 удовлетворительное, приёмный щит и одна металлическая выносная штанга АКУ длиной 2 м не деформированы.

После ударного действия на приёмный щит от избыточного давления на фронте ударно-воздушной волны автоматическая система АСВП-ЛВ (изделие №06-730) надёжно сработала. В результате было образовано пылевое облако общей длиной более 30 м по ходу выброса порошка от места установки бункера УЛВ. Момент срабатывания системы представлен на рис.14. Выхода фронта пламени из взрывной трубы не было зафиксировано (рис.14). Скользящая муфта системы сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора (показатель отсутствия сжатого воздуха в рабочей полости

системы). Контрольный манометр системы поврежден резким сбросом давления, поэтому стрелка манометра занимает произвольное положение (показание стрелки на шкале манометра 8 кгс/см^2). Остаток огнетушащего порошка в бункере системы $35\div 40\%$ (рис.15), что подтверждает предположение о возможности остатка пламегасящего порошка в бункере системы при опережении ударновоздушной волной начала процесса выброса пламегасящего порошка из бункера, что может происходить при весьма сильных взрывах и детонационных процессах в подземных горных выработках.

Характерная динамика образования взрыволокализирующего заслона из пламегасящего порошка во взвешенном состоянии испытанных систем представлена на рис.16. Как видно из полученных результатов не в одном случае не было опережения фронта пламени до образования пламегасящего облака. Следовательно, в реальных условиях угольных шахт система АСВП-ЛВ может подавлять фронт пламени, прекращая процессы горения-детонации угольной пыли, а следовательно прекращать распространение взрывов угольной пыли по сети горных выработок.

Рабочая комиссия сделала следующие выводы:

1. Представленные серийно изготавливаемые автоматические системы АСВП-ЛВ (изготовитель ЗАО «Межведомственная комиссия по взрывному делу» при Академии горных наук) по рабочим чертежам АСВП-ЛВ 00.000 соответствуют требованиям ТУ 425240-004-41103410-03 «Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ».

2. Проведённые испытания в условиях приближенных к реальным в испытательном штреке ФГУП «ГосНИИ «Кристалл» по проверке надёжности срабатывания шести серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-730, №06-731, №06-732, №06-732-А, №06-733, №06-734) показали надёжность (100%) и работоспособность изделий, обеспечивающих создание взрыволокализирующего заслона в виде облака пламегасящего порошка во взвешенном состоянии.

3. Полученные результаты при моделировании процесса, когда ударновоздушная волна, образованная в результате взрыва метановоздушной смеси в газовой камере испытательного штрека, обгоняет по времени процесс выброса пламегасящего порошка из бункера системы, объясняют частичный остаток пламегасящего порошка в бункере системы при взрывах метано-пылевоздушных смесей на угольных шахтах «Ульяновская» и Юбилейная», так как по данным экспертной комиссии эти взрывы были отнесены к весьма сильным переходящим в детонационный взрыв. При этом результаты этого эксперимента показали, что даже не полное выбрасывание пламегасящего порошка при срабатывании системы АСВП-ЛВ обеспечивает полное погашение фронта пламени.

4. Рабочая комиссия отмечает, что для вывода о срабатывании системы АСВП-ЛВ нельзя пользоваться показаниями контрольного манометра, так как после срабатывания системы контрольный манометр выходит из строя и

стрелка манометра может занимать произвольное положение на шкале манометра. Признаком срабатывания является положение скользящей муфты системы, которая должна быть сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора, что свидетельствует об отсутствии сжатого воздуха в рабочей полости системы.

5. Автоматические системы взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ выдержали испытания на надёжность срабатывания в соответствии с «Программой и методикой проведения дополнительных испытаний по проверке надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления - локализации взрывов АСВП-ЛВ (постановление п.3 Протокола совещания в Ростехнадзоре по рассмотрению эффективности применения систем АСВП-ЛВ от 01.08.2007 г.)».

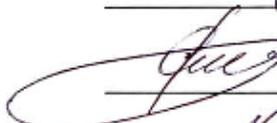
6. Рабочая комиссия рекомендует продолжить эксплуатацию установленных и внедрение новых автоматических систем АСВП-ЛВ в угольных шахтах России, опасных по газу и пыли в соответствии с Разрешением Ростехнадзора от 05.06.2006 г. № РСР 00 21054.

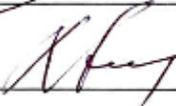
Члены рабочей комиссии:

Особое мнение по проверке первого этапа испытаний;
- не определять характеры развития ударной волны на первом этапе испытаний;
- п. 6 выводов рабочей комиссии первого этапа испытаний оформлен неправильно, методика предусматривает делать выводы по результатам всех проверочных испытаний.

А. Сальников
20.09.07г.


 _____ /Соснин В.А./


 _____ /Смирнов А.С./


 _____ /Хоров Ф.Г./


 _____ /Кирсанов А.В./

Особое мнение
А. Сальников
20.09.07г.
 _____ /Сальников А.Р./


 _____ /Радулов В.Е./


 _____ /Джигрин А.В./


 _____ /Поздняков Г.А./


 _____ /Горлов Ю.В./


 _____ /Горлов К.В./


 _____ /Горлов А.Ю./


 _____ /Сафенков В.В./


 _____ /Ненахов И.А./

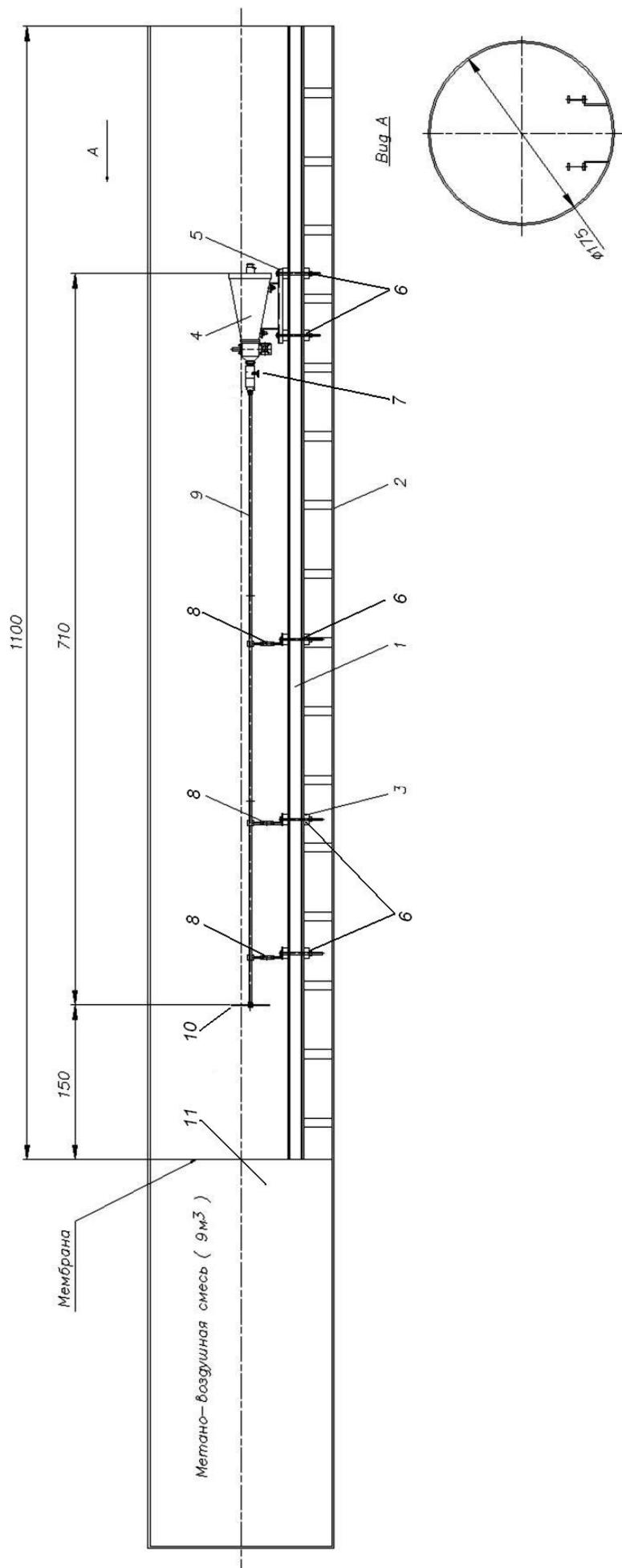


Рис.1.

1 - металлические рельсы; 2 - взрывная труба; 3 - деревянные бруски; 4 - УЛВ; 5 - подвеска; 6 - крепёжные детали; 7 - предохранительный болт; 8 - поддержки; 9 - став из состыкованных выносных штанг АКУ1; 10 - приёмный щит; 11 - газовая камера.



Рис.2.



Рис.3.

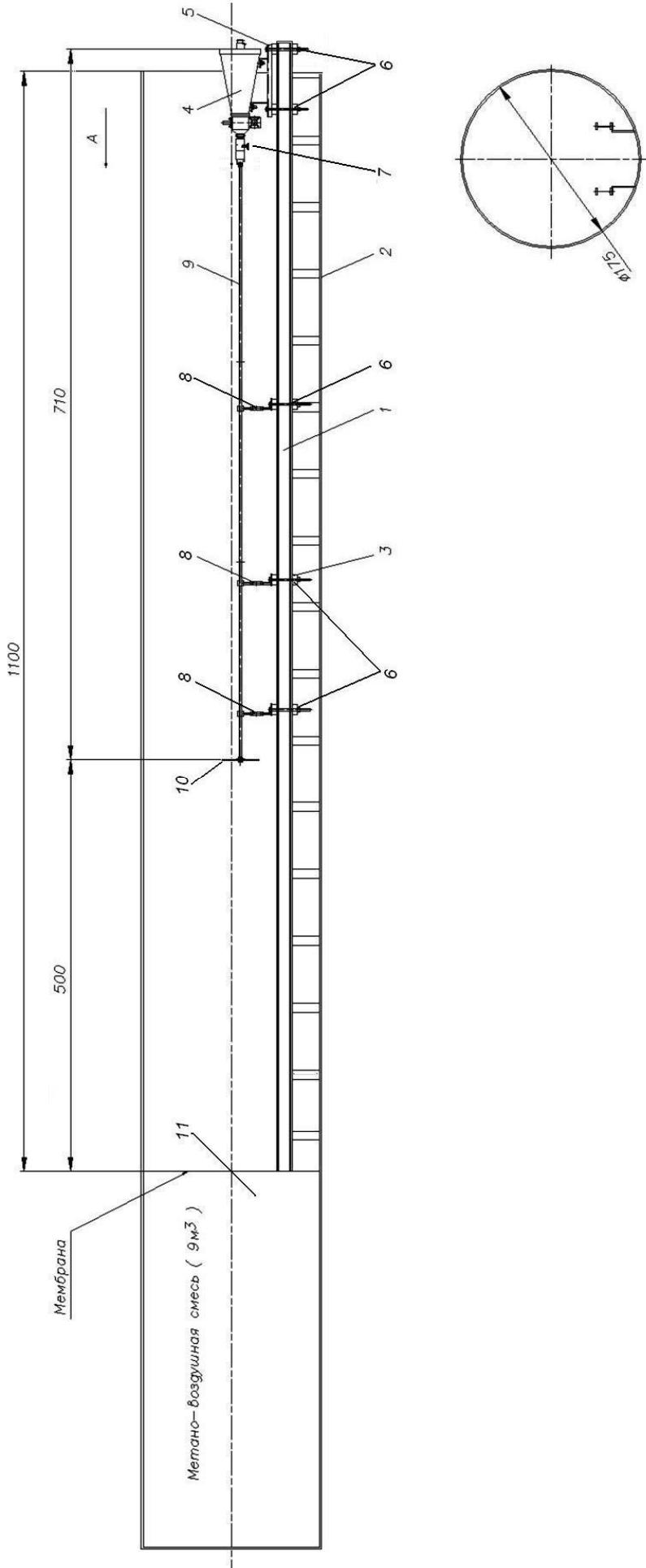


Рис.4.

1 - металлические рельсы; 2 - взрывная труба; 3 - деревянные бруски; 4 - УЛВ; 5 - подвеска; 6 - крепёжные детали; 7 - предохранительный болт; 8 - поддержки; 9 - став из состыкованных выносных штанг АКУ1; 10 - приёмный щит; 11 - газовая камера.



Рис.5.



Рис.6.



Рис.7.

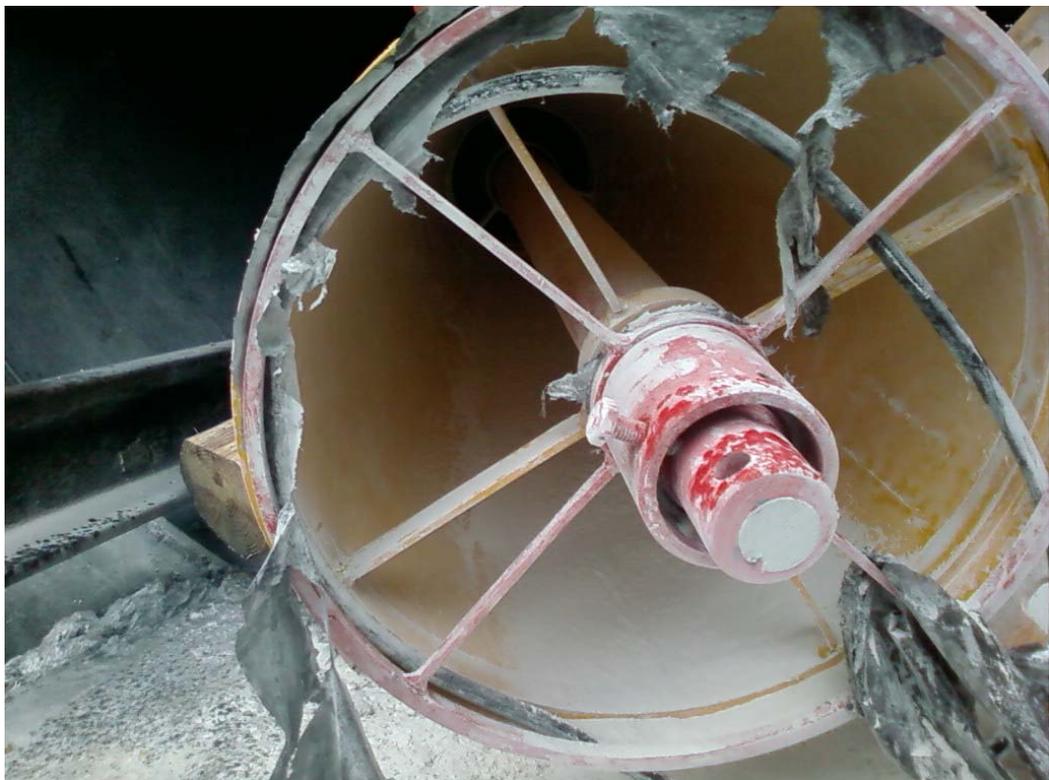


Рис.8.



Рис.9.



Рис.10.



Рис.11.



Рис.12.

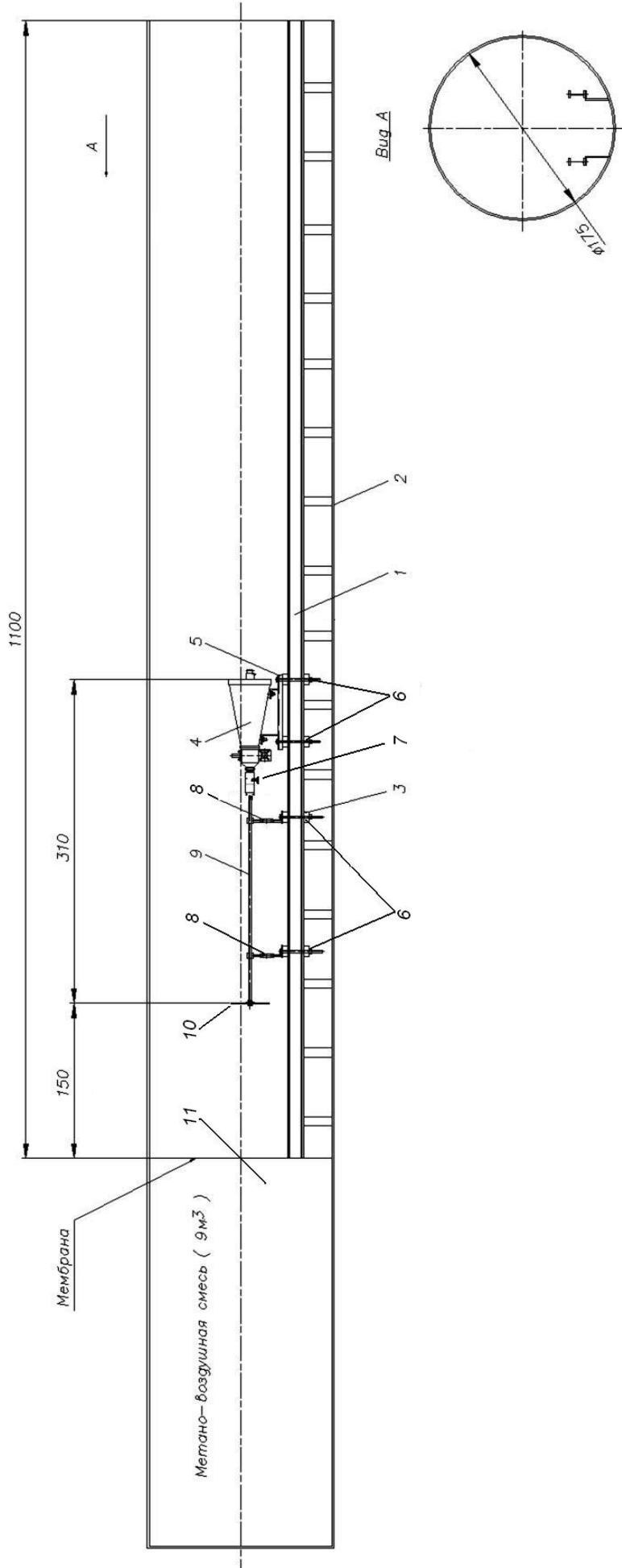


Рис.13.

1 - металлические рельсы; 2 - взрывная труба; 3 - деревянная труба; 4 - УЛВ; 5 - подвеска; 6 - крепежные детали; 7 - предохранительный болт; 8 - поддержки; 9 - став из состыкованных выносных штанг АКУ1; 10 - приёмный щит; 11 - газовая камера.



Рис.14.



Рис.15.

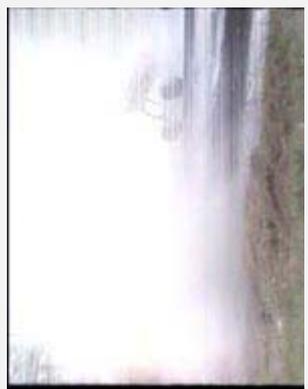
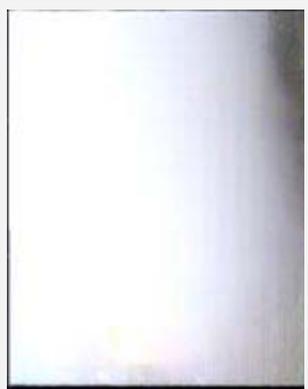
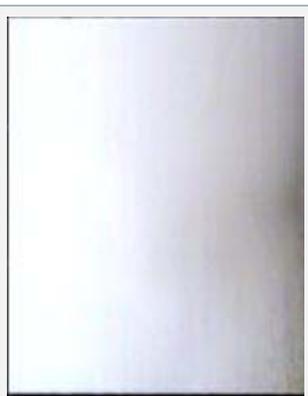
АСВП-ЛВ №06-730



АСВП-ЛВ №06-731



АСВП-ЛВ №06-732A



АСВП-ЛВ №06-734



160 мс

120 мс

80 мс

40 мс

0 мс

Рис. 16.

ПРОТОКОЛ
испытаний по проверки надёжности срабатывания серийных
автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов
АСВП-ЛВ на втором этапе испытаний по надёжности срабатывания

(серийные номера изделий
№06-726, №06-727, №06-728, №06-729)

г. Королёв

18 октября 2007 г.

Рабочая комиссия в составе:

- Бемяк В.Л.* – начальник отдела Управления государственного горного и металлургического надзора Ростехнадзора;
- Радуров В.Е.* – заместитель руководителя ОС ГШО НФ «Межотраслевой орган сертификации «Сертиум»;
- Фельдштейн В.А.* – начальник отдела Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ», докт. техн. наук;
- Судомоев А.Д.* – начальник лаборатории Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ», канд. техн. наук;
- Сергеев Г.Н.* – начальник сектора измерений Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ», канд. техн. наук;
- Филатов В.И.* – начальник экспериментального производства ФГУП «ЦНИИМАШ»;
- Джигрин А.В.* – директор по научной работе ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского, докт. техн. наук;
- Поздняков Г.А.* – заведующий лабораторией вентиляции и борьбы с пылью ФГУП ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского, докт. техн. наук;
- Бучатский В.М.* – старший менеджер ОАО «Северстальресурс», канд. техн. наук;
- Верзилов М.М.* – менеджер ОАО «Северстальресурс», канд. техн. наук;
- Горлов Ю.В.* – генеральный директор ЗАО «МВК по взрывному делу» при Академии горных наук, канд. техн. наук;
- Горлов К.В.* – руководитель научно-производственного отдела ЗАО «МВК по взрывному делу» при Академии горных наук, канд. техн. наук;

составила настоящий протокол по результатам проведённого второго этапа испытаний по проверки надёжности срабатывания четырёх серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-726, №06-727, №06-728, №06-729) взятых произвольно из заводской партии подряд по серийным номерам.

Испытания проводились на стендовой базе Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ» Роскосмоса в специализированной взрывной камере с 15 по 18 октября 2007 года в соответствии с «Программой и методикой проведения дополнительных испытаний по проверки надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления - локализации взрывов АСВП-ЛВ», разработанной ФГУП ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского (постановление п.3 Протокола совещания в Ростехнадзоре по рассмотрению эффективности применения систем АСВП-ЛВ от 01.08.2007 г.). Все работы в специализированной взрывной камере по подготовке стенда, используемого на втором этапе испытаний, производились сотрудниками Центра прочности ФГУП «ЦНИИМАШ» Роскосмоса.

Цель второго этапа испытаний - проверка надёжности срабатывания систем АСВП-ЛВ от ударновоздушной волны (у.в.в.) на пороге чувствительности системы, что соответствовало избыточному давлению на фронте у.в.в. $0,2 \text{ кг/см}^2$ ($0,02 \text{ МПа}$) и длительности действия импульса давления 10 мс (интегральная характеристика = $0,001 \text{ кг/см}^2 \cdot \text{с}$), т.е. параметрам у.в.в., возникающей в угольных шахтах при переходе от балансирующего к слабому взрыву метана. Отмечено, что у.в.в., генерируемая ударной трубой на стенде, по длительности импульса намного короче естественной у.в.в., создаваемой при объемном взрыве метановоздушной смеси, и соответственно, энергия передаваемая у.в.в. на приемный щит на стенде меньше, чем в реальных условиях. Поэтому условия испытания систем АСВП-ЛВ созданы более жесткие по надёжности срабатывания, чем создаются в угольной шахте.

Схема расположения оборудования при испытаниях приведена на рис.1. Системы АСВП-ЛВ закреплялись в специализированной взрывной камере. Приёмный металлический щит (п. 1 на рис. 1) системы устанавливался на расстоянии $0,385 \text{ м}$ от среза ствола ударной трубы. Заданные параметры у.в.в (интегральная характеристика импульса в пределах $0.001 \text{ атм} \cdot \text{с}$) для срабатывания систем АСВП-ЛВ при испытаниях генерировалась специально изготовленной ударной трубой (п.2 на рис. 1) от расположенного в ней заряда ВВ (п. 3 на рис. 1). Величина у.в.в. фиксировалась датчиком **Р1** на выходе из ударной трубы и датчиком **Р2** на приемном щите системы.

Кроме испытаний на надёжность срабатывания на втором этапе было проведено измерение временных параметров системы АСВП-ЛВ (инерционность срабатывания). Для этих измерений дополнительно использовался контактный датчик **Д1**, установленный на рассекателе (п. 4 на рис.1) бункера (п. 5 на рис.1) устройства локализации взрыва (УЛВ) системы АСВП-ЛВ (п.6 на рис.1).

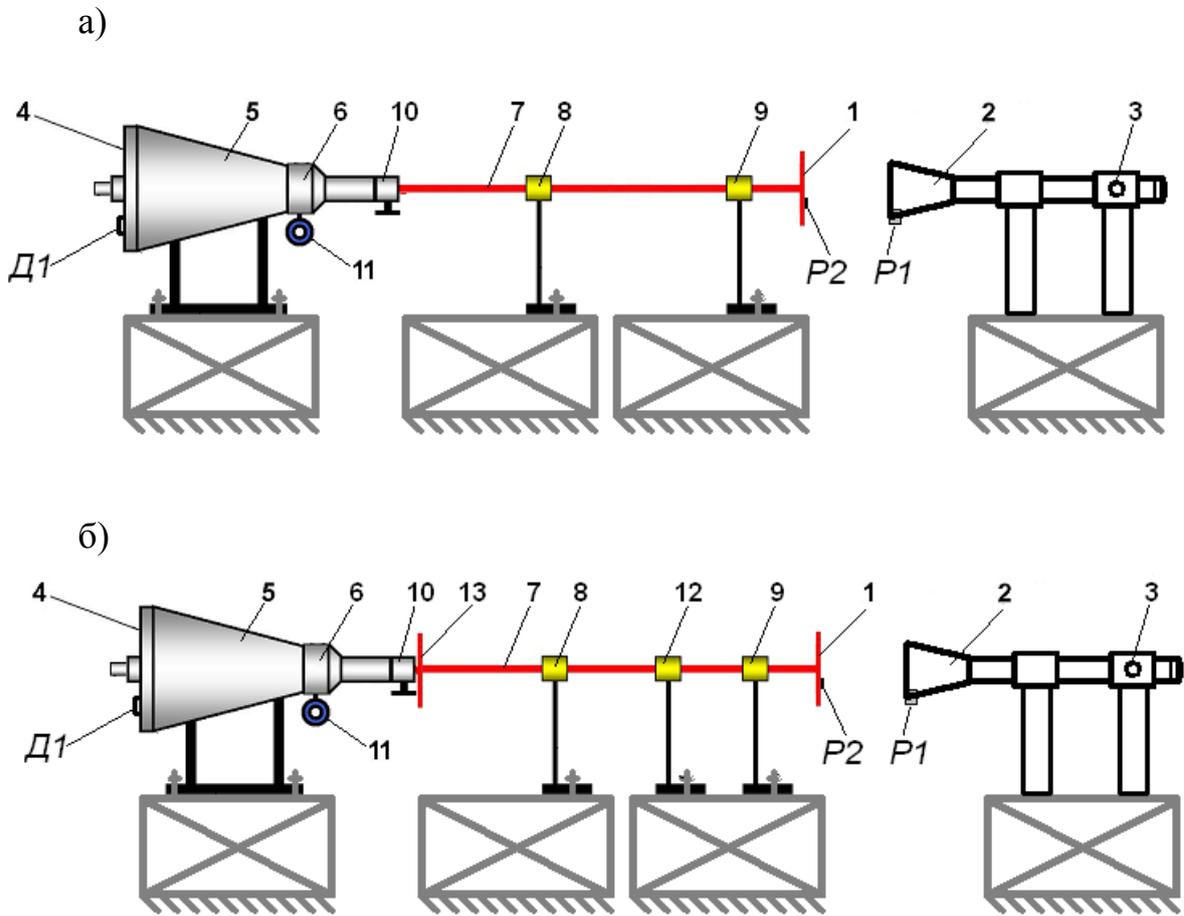


Рис.1. Схема расположения оборудования при проведении испытаний систем АСВП-ЛВ (серийные номера №06-726, №06-727, №06-728, №06-729):

а) испытание систем АСВП-ЛВ серийной комплектации;

б) испытание систем АСВП-ЛВ серийной комплектации, доукомплектованных дополнительным приемным щитом и поддержкой.

где 1 – приёмный щит; 2 – ударная труба; 3 – заряд ВВ; 4 – рассекатель;

5 – бункер; 6 – устройство локализации взрыва (УЛВ);

7 – став из состыкованных выносных трех штанг АКУ1;

8, 9 – поддержки; 10 – муфта скользящая; 11 – контрольный манометр;

12 – дополнительная поддержка; 13 – дополнительный приёмный щит.

Испытания проводились следующим образом

1. Испытание систем АСВП-ЛВ (серийные номера №06-726, №06-727, №06-728, №06-729) на надежность срабатывания

1.1. Испытание системы АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-729) в обычной комплектации (рис.1- а).

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости УЛВ системы АСВП-ЛВ по показаниям манометра составляло 120 кг/см^2 (11,8 МПа). Наружный осмотр автоматической системы показал, что предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-729 не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-729 удовлетворительное, приёмный щит (п.1 на рис.1-а) и состыкованные три выносные штанги (п.7 на рис.1-а) системы общей длиной става 6 м не деформированы. Штанги снабжены двумя поддержками (п.8 и п.9 на рис.1-а).

После ударного воздействия на приёмный щит от избыточного давления на фронте у.в.в. автоматическая система АСВП-ЛВ (изделие №06-729) надёжно сработала. Скользящая муфта (п.10 на рис.1-а) системы сдвинута по ходу прохождения у.в.в. до упора (показатель отсутствия сжатого воздуха в рабочей полости системы). Контрольный манометр (п.11 на рис.1-а) системы поврежден резким сбросом давления, стрелка манометра заняла произвольное положение (показание по стрелке на шкале манометра 25 кг/см^2), при этом сжатого воздуха в рабочей полости системы нет. Отсутствие сжатого воздуха в рабочей камере также подтверждено открытием игольчатого клапана заправочного штуцера. Поэтому по показаниям манометра, поврежденного после срабатывания системы, нельзя определять наличие сжатого воздуха в рабочей камере системы.

1.2. Испытание системы АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-728), укомплектованной дополнительными приемным щитом и поддержкой (рис.1-б).

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости устройства локализации взрыва (УЛВ) системы АСВП-ЛВ по показаниям манометра составляло 120 кг/см^2 (11,8 МПа). Наружный осмотр автоматической системы показал, что предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-728 не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-728 удовлетворительное, приёмный щит (п.1 на рис.1-б) и состыкованные три выносные штанги (п.7 на рис.1-б) системы общей длиной става 6 м не деформированы. Штанги снабжены двумя поддержками (п.8 и п.9 на рис. 1).

С целью дальнейшего усовершенствования системы для более устойчивого поддержания става из трех штанг была добавлена одна дополнительная поддержка (п.12 на рис.1-б) и для повышения эксплуатационных характеристик системы на другом конце става встык с устройством срабатывания УЛВ был установлен второй дополнительный приёмный щит специальной

формой в виде плоской чаши вогнутой навстречу у.в.в. (п.13 на рис.1-б). При испытаниях также проверялось влияние дополнительной комплектации на срабатывание системы.

После ударного воздействия на приёмный щит от избыточного давления на фронте у.в.в. автоматическая система АСВП-ЛВ (изделие №06-728) надёжно сработала. Скользящая муфта системы сдвинута по ходу прохождения у.в.в. до упора (показатель отсутствия сжатого воздуха в рабочей полости системы). Контрольный манометр (п.11 на рис.1-б) системы поврежден резким сбросом давления, стрелка манометра заняла произвольное положение (показание по стрелке на шкале манометра 80 кг/см^2), при этом сжатого воздуха в рабочей полости системы нет. Отсутствие сжатого воздуха в рабочей камере также подтверждено открытием игольчатого клапана заправочного штуцера. Поэтому по показаниям манометра, поврежденного после срабатывания системы, нельзя определять наличие сжатого воздуха в рабочей камере системы.

Дополнительная комплектация поддержкой (п.12 на рис.1-б) для более устойчивого поддержания става и приемным щитом (п.13 на рис.1-б) для повышения эксплуатационных характеристик не снизила порога чувствительности и не повлияла на надежность срабатывания системы.

1.3. Испытание системы АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-726) в обычной комплектации (рис. 1-а).

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости устройства локализации взрыва (УЛВ) системы АСВП-ЛВ по показаниям манометра составляло 120 кг/см^2 (11,8 МПа). Наружный осмотр автоматической системы показал, что предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-726 не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-726 удовлетворительное, приёмный щит (п.1 на рис.1-а) и состыкованные три выносные штанги (п.7 на рис.1-а) системы общей длиной става 6 м не деформированы. Штанги снабжены двумя поддержками (п.8 и п.9 на рис.1-а).

После ударного воздействия на приёмный щит от избыточного давления на фронте у.в.в. автоматическая система АСВП-ЛВ (изделие №06-726) надёжно сработала. Скользящая муфта системы сдвинута по ходу прохождения у.в.в. до упора (показатель отсутствия сжатого воздуха в рабочей полости системы). Контрольный манометр (п.11 на рис.1-а) системы поврежден резким сбросом давления, стрелка манометра заняла произвольное положение (показание по стрелке на шкале манометра 50 кг/см^2), при этом сжатого воздуха в рабочей полости системы нет. Отсутствие сжатого воздуха в рабочей камере также подтверждено открытием игольчатого клапана заправочного штуцера. Поэтому по показаниям манометра, поврежденного после срабатывания системы, нельзя определять наличие сжатого воздуха в рабочей камере системы.

1.4. Испытание системы АСВП-ЛВ (серийный номер изделия №06-727), укомплектованной дополнительными приемным щитом и поддержкой (рис.1-б).

На момент испытаний рабочее давление в рабочей полости устройства локализации взрыва (УЛВ) системы АСВП-ЛВ по показаниям манометра составляло 120 кг/см^2 (11,8 МПа). Наружный осмотр автоматической системы показал, что предохранительный болт снят, следов заметной коррозии металлических деталей изделия №06-727 не обнаружено, состояние поддерживающего крепления изделия №06-727 удовлетворительное, приёмный щит (п.1 на рис.1-б) и состыкованные три выносные штанги (п.7 на рис.1-б) системы общей длиной става 6 м не деформированы. Штанги снабжены двумя поддержками (п.8 и п.9 на рис.1-б).

С целью дальнейшего усовершенствования системы для более устойчивого поддержания става из трех штанг была добавлена одна дополнительная поддержка (п.12 на рис.1-б) и для повышения эксплуатационных характеристик системы на другом конце става встык с устройством срабатывания УЛВ был установлен второй дополнительный приёмный щит специальной формой в виде плоской чаши вогнутой навстречу у.в.в. (п.13 на рис.1-б). При испытаниях также проверялось влияние дополнительной комплектации на срабатывание системы.

После ударного воздействия на приёмный щит от избыточного давления на фронте у.в.в. автоматическая система АСВП-ЛВ (изделие №06-727) надёжно сработала. Скользящая муфта системы сдвинута по ходу прохождения у.в.в. до упора (показатель отсутствия сжатого воздуха в рабочей полости системы). Контрольный манометр (п.11 на рис.1-б) системы поврежден резким сбросом давления, стрелка манометра заняла произвольное положение (показание по стрелке на шкале манометра 90 кг/см^2), при этом сжатого воздуха в рабочей полости системы нет. Отсутствие сжатого воздуха в рабочей камере также подтверждено открытием игольчатого клапана заправочного штуцера. Поэтому по показаниям манометра, поврежденного после срабатывания системы, нельзя определять наличие сжатого воздуха в рабочей камере системы.

Дополнительная комплектация поддержкой (п.12 на рис.1-б) для более устойчивого поддержания става и приемным щитом (п.13 на рис.1-б) для повышения эксплуатационных характеристик не снизила порога чувствительности и не повлияла на надежность срабатывания системы.

2. Дополнительные измерение параметров срабатывания систем АСВП-ЛВ (инерционность срабатывания).

Кроме испытаний на надежность срабатывания систем на втором этапе было проведено измерение временных параметров срабатывания систем (инерционность срабатывания).

Измерение времени протекания процесса от момента восприятия у.в.в. приёмным щитом АСВП-ЛВ до начала истечения сжатого воздуха из бункера

УЛВ производилось совместно с испытаниями по определению надёжности срабатывания систем АСВП-ЛВ и выполнялось следующим образом. На системе АСВП-ЛВ были установлены датчики в двух местах. Первый – на приёмном щите АСВП-ЛВ (**Р2** на рис.1), второй – на рассекателе бункера УЛВ (**Д1** на рис.1).

В испытаниях в качестве отметчика момента начала процесса использовался датчик давления **Р2** (регистрация датчиком **Р2** фронта у.в.в., падающей на приёмный щит системы); в качестве отметчика момента истечения воздуха из бункера УЛВ использовался контактный датчик **Д1** (разрыв проволочной перемычки датчика **Д1**).

Регистрация процессов осуществлялась на двухканальном запоминающем цифровом осциллографе, на мониторе которого интервал времени между фронтами сигналов определяется маркерами с погрешностью 1 % от выбранного режима развертки.

Для оценки временных задержек сигналы от всех датчиков записывались и передавались в компьютер от единой временной привязки (фронт сигнала датчика **Р2**).

При проведении испытаний были использованы следующие средства измерений:

- датчик Д1 (4 шт.) – медный проволочный диаметром 0,15 мм, разрывной;
- источник питания Б5-11 (зав. №021565), напряжение 8В;
- кабель типа КММ 4x0,35 (3 линии);
- осциллограф цифровой запоминающий 2-канальный типа С9-8 (2 шт.), зав. №№ 0084-1987, 0797-1988, 0803-1988;
- ударная труба, включающая камеру высокого давления и ствол калибра 100 мм с конической насадкой;
- датчик давления Р2.

Условия измерений:

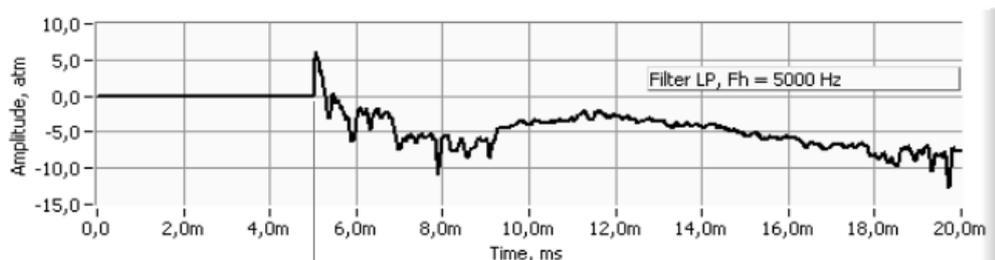
- температура окружающей среды от 10 до 25 °С;
- относительная влажность от 40 до 80 % при +25 °С;
- атмосферное давление от 720 до 780 мм рт. ст.;
- напряжение в сети 220 В ± 22 В, частота 50 Гц ± 0,5 Гц, содержание гармоник до 5 %.

Данные, полученные при измерениях, занесены в табл.1. Из таблицы видно, что интегральная характеристика импульса передаваемого у.в.в. системе АСВП-ЛВ через приёмный щит в четырех опытах имела величины от 0,0009 до 0,0016 атм.сек, что соответствует параметрам у.в.в., возникающей в угольных шахтах при переходе от начальной стадии балансирующего к слабому взрыву метана, т.е. соответствует порогу чувствительности срабатывания системы. Характерные сигналы датчиков отображены на рис.2 и рис.3 при испытаниях систем № 06-726 и № 06-727. Инерционность систем определялась по разнице во времени между включениями (пиками) датчиков Р2 и Д1.

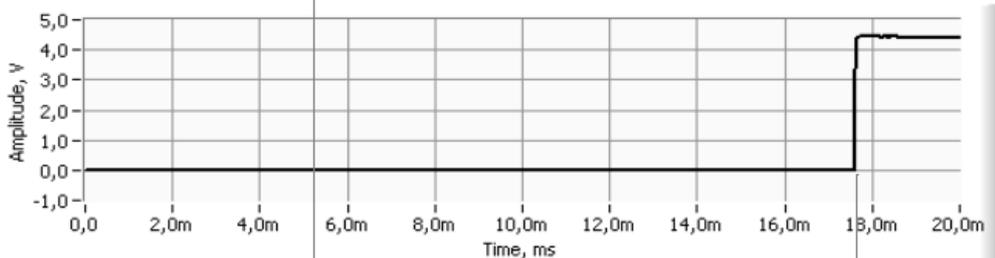
Таблица 1

№ опыта	№ Системы	Дата	Параметры отраженной у.в.в.			Задержка срабатывания [мс]
			Амплитуда отраженной волны [МПа]	Длительность фазы сжатия [мс]	Интегральная характеристика импульса [атм·сек]	
1	06-729	17.10.2007	0,22	1,0	0,0011	24
2	06-728	17.10.2007	0,46	0,7	0,0016	12
3	06-726	18.10.2007	0,68	0,3	0,0009	12
4	06-727	18.10.2007	0,60	0,3	0,0009	12

Сигнал датчика давления P2

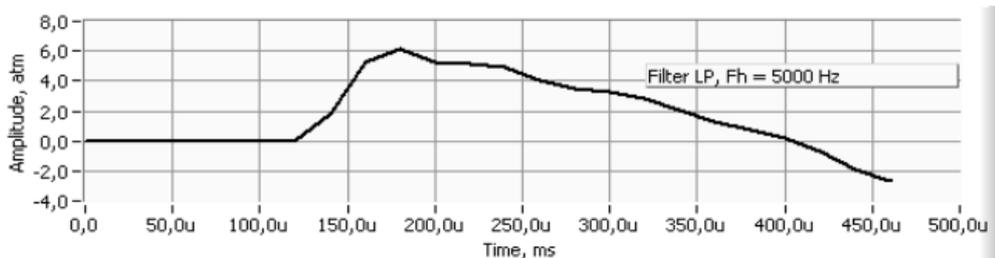


Сигнал датчика Д1



12.2 мс

Отфильтрованный сигнал датчика давления P2



P max, atm

6,18

T imp, s

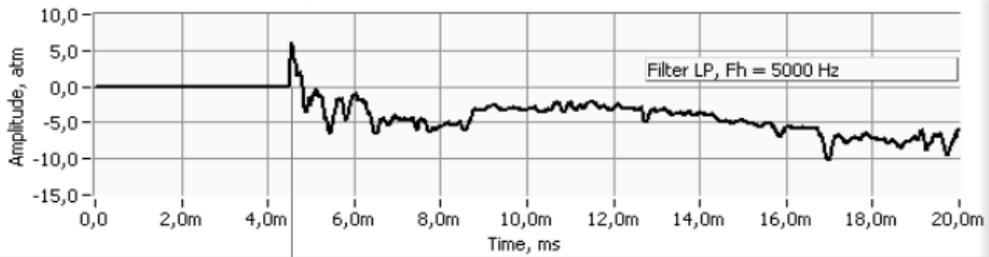
0,00027

Imp P, atm*s

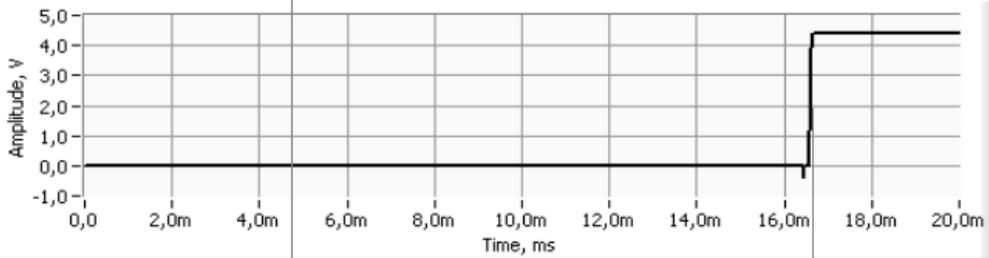
0,00093

Рис.2. Сигналы датчиков P1 и Д1 при срабатывании системы АСВП-ЛВ № 06-726

Сигнал датчика давления P2

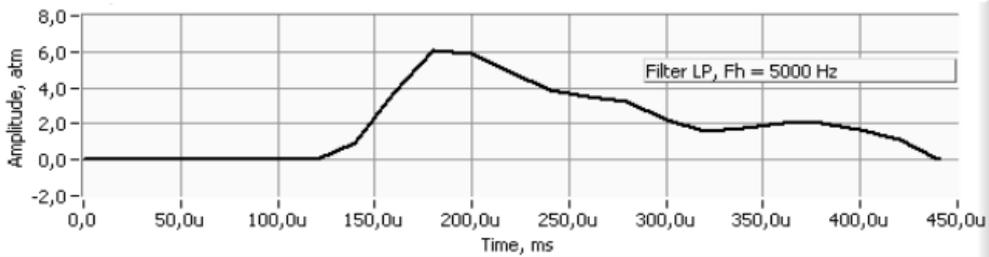


Сигнал датчика Д1



12 мс

Отфильтрованный сигнал датчика давления P2



P max, atm

6,03

T imp, s

0,00031

Imp P, atm*s

0,00089

**Рис.3. Сигналы датчиков P1 и Д1
при срабатывании системы АСВП-ЛВ № 06-727**

Результаты испытаний

1. Поставленные на испытания серийные автоматические системы взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ общую проверку на надежность срабатывания выдержали.

1.1. Изделия выполнены в соответствии с рабочей конструкторской документацией АСВП-ЛВ 00.000СБ.

1.2. Изделия полностью укомплектованы.

1.3. Повреждений в процессе транспортировки изделий и при монтаже изделий на испытательный стенд не обнаружено.

2. Принято к сведению, что поставленные на испытания системы АСВП-ЛВ были приняты ОТК: предварительно прошли испытания на прочность и герметичность в ФГУП «ЦНИИМАШ».

3. При проверке функциональных параметров работоспособности согласно методике испытаний было установлено:

3.1. Зарядание систем сжатым воздухом прошло нормально. Давление воздуха в основном узле (источнике сжатого воздуха высокого давления) систем при проведении испытаний составляло 12 МПа.

3.2. Все поставленные на испытания серийные системы АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-726, №06-727, №06-728, №06-729) надёжно работали.

3.3. Время срабатывания автоматической системы АСВП-ЛВ (время между приходом фронта у.в.в. к приемному щиту и выбросом пламегасящего порошка за пределы бункера) составило $12 \div 24$ мс (см. таблицу 2), что удовлетворяет требованиям ТУ 425240-004-41103410-03 «Автоматическая система взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ» и техническим характеристикам АСВП-ЛВ (не более 30 мс).

4. Ревизия изделий в период испытаний показала:

4.1. Вздутие корпуса рабочей камеры у головки разрядной не наблюдается.

4.2. Испытанные изделия работали стабильно.

4.3. Система проста в обслуживании. Удобно осуществляется заправка системы сжатым воздухом и контроль давления по показаниям манометра.

5. При определении стабильности работы изделий было установлено:

5.1. При срабатывании систем открытие выхлопных отверстий было полным, заклинивания поршня не наблюдалось.

5.2. При заполнении систем сжатым воздухом утечки воздуха не наблюдались.

По результатам второго этапа испытаний комиссия сделала следующие выводы:

1. Представленные четыре взятых случайным образом из заводской партии серийно изготавливаемых автоматических систем АСВП-ЛВ (серийные номера изделий №06-726, №06-727, №06-728, №06-729) по рабочим чертежам АСВП-ЛВ 00.000 (изготовитель ЗАО «МВК по ВД при АГН») соответствуют требованиям ТУ 425240-004-41103410-03 «Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ».

2. Проведённые испытания по проверке надёжности срабатывания автоматических систем АСВП-ЛВ в специализированной взрывной камере ФГУП «ЦНИИМАШ» показали надёжность (100%) срабатывания изделий от ударновоздушной волны по величине соответствующей нормированному порогу чувствительности срабатывания систем АСВП-ЛВ (0,02 МПа).

3. Рабочая комиссия отмечает, что для вывода о срабатывании системы АСВП-ЛВ нельзя пользоваться показаниями контрольного манометра, так как после срабатывания системы контрольный манометр выходит из строя и стрелка манометра может занимать произвольное положение на шкале манометра. Признаком срабатывания является положение скользящей муфты системы, которая должна быть сдвинута по ходу прохождения ударновоздушной волны до упора, что свидетельствует об отсутствии сжатого воздуха в рабочей камере системы. Отсутствие сжатого воздуха в рабочей камере системы может проверяться открытием клапана заправочного штуцера.

5. Использование дополнительной поддержки увеличивает устойчивость поддержания става из трех штанг АКУ, а установка второго дополнительного приёмного щита специальной формы улучшает эксплуатационные характеристики и не снижает надёжности срабатывания системы.

6. Автоматические системы взрывоподавления – локализации взрывов АСВП-ЛВ выдержали испытания на надёжность срабатывания в соответствии с «Программой и методикой проведения дополнительных испытаний по проверке надёжности срабатывания серийных автоматических систем взрывоподавления - локализации взрывов АСВП-ЛВ (постановление п.3 Протокола совещания в Ростехнадзоре по рассмотрению эффективности применения систем АСВП-ЛВ от 01.08.2007 г.)».

В связи с полученными результатами испытаний автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ и на основании сделанных выводов комиссия **рекомендует:**

1. Продолжить эксплуатацию и возобновить внедрение автоматических систем АСВП-ЛВ в угольных шахтах, опасных по газу и пыли, в качестве основных и вспомогательных взрыволокализирующих заслонов согласно Разрешению Ростехнадзора от 05.06.2006 г. № РСС 00 21054 «Автоматическая си-

тема взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ с устройством срабатывания УЛВ или УЛВ2 по ТУ 4252-004-41103410-03»;

2. Разработчику – поставщику автоматических систем АСВП-ЛВ (ЗАО «МВК по ВД при АГН») внести изменения в техническую документацию на систему АСВП-ЛВ, дополнив конструкцию вторым приемным щитом специальной формы и дополнительной поддержкой.

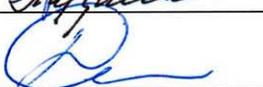
Члены рабочей комиссии:

 /Беляк В.Л./

 /Радулов В.Е./

 /Фельдштейн В.А./

 /Судомоев А.Д./

 /Сергеев Г.Н./

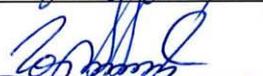
 /Филатов В.И./

 /Джигрин А.В./

 /Поздняков Г.А./

 /Бучатский В.М. /

 /Верзилов М.М./

 /Горлов Ю.В./

 /Горлов К.В./

ПРИЛОЖЕНИЕ

**к протоколу испытаний по проверки надёжности срабатывания
серийных автоматических систем взрывоподавления – локализации взрывов
АСВП-ЛВ на втором этапе испытаний по надёжности срабатывания**



Ударная труба для генерации УВВ



**Система АСВП-ЛВ, закрепленная в
специализированной взрывной камере**



Показания манометра сработавшей системы АСВП-ЛВ №06-726 – стрелка занимает произвольное положение (50 кг/см^2)



Показания манометра сработавшей системы АСВП-ЛВ №06-728 – стрелка занимает произвольное положение (80 кг/см^2)



Показания манометра сработавшей системы АСВП-ЛВ №06-727 – стрелка занимает произвольное положение (90 кг/см^2)



Показания манометра сработавшей системы АСВП-ЛВ №06-729 – стрелка занимает произвольное положение (25 кг/см^2)

**ПРОТОКОЛЫ ИСПЫТАНИЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ ИСПЫТАНИЙ
АВТОМАТИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЗРЫВОПОДАВЛЕНИЯ-ЛОКАЛИЗА-
ЦИИ ВЗРЫВОВ АСВП-ЛВ В КИТАЕ**

自动化系统隔爆装置的试验报告
 “矿山科学院爆炸部委员会封闭式股份公司”
 根据山东立业矿井隔爆装备有限公司的试验申请

Протокол испытания автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ.1М
 разработки ЗАО «МВК по ВД при АГН» по заказу испытателя компании
 «Шандунская компания Ли Е по шахтным автоматическим системам и оборудованию»

测试单位：“中国煤炭科工集团公司重庆煤炭科学研究院”

Испытания проводились на базе Чунцинского научно-исследовательского угольного института (Китайская угольная технологическая группа)

样品描述:

- 1、材质: Q235-A ; 颜色: 主体外壳黄色, 其它红色。
- 2、尺寸: 总长 7250mm, 主体长 1265mm, 主体 Φ 最大 371mm。
- 3、主要组成: 主体部分含有高压气腔), 推杆, 方形冲击波接收板, 圆形冲击波接收板。
- 4、产品照片

Описание образцов:

1. Образцы за номером Q235-A, цвет наружной окраски – желтый, с противоположного конца – красный.
2. Габаритные размеры: длина 7250 мм, основного узла 1265 мм, основной диаметр 371 мм.
3. Основные составные части: основной узел (с полостью для сжатого воздуха), выносные штанги, квадратный приемный щит, круглый приемный щит.
4. Фотография образца прилагается.

山东立业矿井隔爆装备有限公司
 «Шандунская компания Ли Е по шахтным
 автоматическим системам и оборудованию»



试验条件			测试结果	备注
序号	项目名称	试验次数		
1	2	3	5	6
1	1 喷出距离 2 长度 3 扩散范围 4 粉尘浓度	1 第一次 2 第二次	31 30	每次试验可同时进行四个项目，每次使用一套自动化隔爆装置。共试验两次，在地面Ф29m试验管道进行。
2	1 悬浮时间 2 爆炸时间	1 第一次 2 第二次	370 390	每个对象试验的 p.p. 1-4 控制阀门在两个试验中，一个和两个系统 ASVP-ЛВ в 29-метровый взрывной трубе。
3	1 粉尘浓度 2 浓度 3 扩散范围 4 粉尘浓度	1 第一次 2 第二次	110, 6 114, 3	计算粉尘的喷出质量，估算喷出粉尘的体积，计算平均浓度，g/m ³ 计算粉尘的喷出质量，估算喷出粉尘的体积，计算平均浓度，g/m ³ 计算粉尘的喷出质量，估算喷出粉尘的体积，计算平均浓度，g/m ³ 计算粉尘的喷出质量，估算喷出粉尘的体积，计算平均浓度，g/m ³
4	1 启动时间 2 爆炸时间	1 第一次 2 第二次	22 24	用高速摄影系统拍摄自动隔爆装置喷射过程，拍摄到自动隔爆装置喷射口开始喷射的时间与冲击波接收盘动作的时间差即为启动时间，ms 用高速摄影系统拍摄自动隔爆装置喷射过程，拍摄到自动隔爆装置喷射口开始喷射的时间与冲击波接收盘动作的时间差即为启动时间，ms

试验条件

4

1、长 29m，直径 2m，可承受 2MPa 的爆炸压力管道。将槽钢焊接于管道顶部，伸出管道外约 150cm，自动化隔爆装置主体用螺栓安装在管道外边的槽钢上，冲击波接收盘超出管道出口横截面约 20cm，冲击波接收板和接收杆用螺栓连接安装在管道内部的槽钢上。装置设定为正常工作状态。
2、管道中末端封闭 18m³ 甲烷空气混合气体，用 2 根 8# 工业电雷管引火药头点爆，第一次试验体积浓度 9.2%。
3、采用采样率为 62.5K，采样长度为 256K 的 PXI50612 动态测试分析系统测试管道封闭空间中间爆炸压力和管道出口压力以供参考。
4、每次试验在管道出口外约 8m 处用高速摄影系统拍摄隔爆装置动作过程，记录灭火剂喷射状态。

1. Испытания проводились во взрывной трубе длиной 29m диаметром 2m, выдерживающей давление 2МПа. Специальная поддерживающая конструкция приварена в верхней части трубы и выступает за ее пределы на величину порядка 150cm. Автомагическая система АСВП-ЛВ. 1М прикручена к специальной крепежной конструкции таким образом, что расстояние от среза трубы до торца приемного щита системы составляет порядка 20cm. Выносные штанги со вторым приемным щитом смонтированы внутри трубы.
2. В противоположном крае трубы была подготовлена метановоздушная смесь объемом 18м³ в концентрации 8,9% (первый опыт) и 9,2%(второй опыт). Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами #8.
3. Динамическая испытательная система PXI50612 фиксировала давление в середине трубы и, для справки давление на выходе из трубы (частота дискретизации 62,5 кГц, длина записи 256 тыс.точек).
4. На расстоянии примерно 8m от выхода из трубы была установлена высокоскоростная камера для фиксирования распространения облака огнетушащего порошка.

5	1	2	3	4	5	6
	隔爆性能	Взрывоопасность	第一次	<p>巷道断面积 7.2m², 长 896m, 其中主巷道长 710m。采用采样率为 62.5K, 采样长度为 256K 的 PXI50612 动态测试分析系统测试火焰和侧面压力 (压力仅供参考) :</p> <p>1、将槽钢焊接于巷道顶部的挂钩上; 自动隔爆装置用螺栓连接安装于槽钢上, 其横向往中心线与巷道顶巷道断面距离约 30~40cm, 其冲击波接收面积距爆源约 60m 处, 装置喷粉口距爆源约 67m, 冲击波板及接受盘与爆源传播方向相对。调试装置处于正常工作状态。</p> <p>2、以巷道隔爆门处为爆源 0m 点, 用 0.14mm 厚聚氯乙烯塑料薄膜封闭巷道形成 50m³ 甲烷爆炸室, 体积浓度 8.3%。</p> <p>在巷道 10m~70m 之间均匀布置试验煤尘 (85% 粒径小于 0.075mm, 挥发分大于 40%), 煤尘用量约 65kg。</p> <p>用 2 根 8# 工业电雷管引火药头作为点爆源, 引爆甲烷空气混合气体, 使试验煤尘飞扬形成煤尘云参与爆炸。</p> <p>3、在巷道壁 60m、80m、100m 处分别安装火焰传感器和压力传感器, 用 PXI50612 动态测试分析系统测试爆炸火焰到达位置。在 60m 到 100m 之间的巷道两帮壁上每隔 1m 系上塑料条, 试验后观察塑料条状况, 以辅助定位火焰到达位置。</p>	<p>俄方资料没有相关数据要求。</p> <p>Особые требования по проведению испытаний МВК по ВД при АГН не предоставлены.</p>	<p>距爆源 60m、80m 处测试火焰传感器均探测到爆炸火焰, 100m 处测试火焰传感器未探测到爆炸火焰。</p>
				<p>Испытания в штреке сечением 7,2м², длиной 896м (из которых длина основного штрека 710м). Динамическая испытательная система PXI50612 фиксировала давление и наличие пламени в штреке. (частота дискретизации 62,5 кГц, длина записи 256 тыс. точек):</p> <p>1. Специальная поддерживающая конструкция приварена к верхней части штрека. АСВП-ЛВ.1М соединена с ней болтами, находится на расстоянии 30-40 см от кровли и выровнена по оси штрека.</p> <p>Расстояние от места взрыва до приемного щита системы – 60 м; расстояние от места взрыва до торца рассекающей системы – 67 м.</p> <p>Система расположена в направлении распространения ударной волны от взрыв и приведена в рабочее состояние.</p> <p>2. Взрывчатая смесь газа метана объемом 50 м³ в объемной концентрации 8,3 % была изолирована пленочной диафрагмой из полиэтилена (РВС) толщиной 0,14 мм. На расстоянии 10-70 м от начала штрека была равномерно рассыпана угольная пыль общей массой 65 кг (параметры пыли: выход летучих более 40%, частиц размером менее 0,075 мм – 85%).</p> <p>Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами #8, взрывающимися метано-воздушную смесь с дальнейшим формированием пылевоздушного облака и взрыва пыли.</p> <p>3. В стенках штрека на расстояниях 60м, 80м, 100м расположены датчики пламени и давления динамической испытательной системы PXI50612. На всем расстоянии 60-100 м в штреке были свешены с интервалом в 1 м пластиковые полосы в качестве индикатора распространения пламени.</p>	<p>Системы сработали.</p> <p>Датчики в позициях 60 и 80 м зафиксировали наличие пламени взрыва.</p> <p>Датчик в позиции 100 м не зафиксировал наличие пламени.</p>	

1	2	3	4	5	6	
6	<p>隔爆性能</p> <p>Взрывоопасность</p>	第二次	<p>巷道断面面积 7.2m³，长 896m，其中主巷道长 710m。采用采样率为 62.5k，采样长度为 256K 的 PXI50612 动态测试分析系统测试火焰和侧面压力（压力仅供参考）：</p> <p>1、将槽钢焊接于巷道顶部的挂钩上；自动隔爆装置螺栓连接安装于槽钢上，其横向中心线与巷道顶巷道断面距离约 30~40cm，</p> <p>其冲击波接收面积距爆炸源约 107m，装置喷粉口距爆炸源约 107m，冲击波板及接收盘与爆炸传播方向相对。调试装置处于正常工作状态。</p> <p>2、以巷道隔爆门处为爆炸 0m 点，用 0.14mm 厚聚氯乙烯塑料薄膜封闭巷道形成 100m³ 甲烷爆炸室，体积浓度 8.2%。</p> <p>在巷道 30m~110m 之间均匀布置试验煤尘 (85% 粒径小于 0.075mm，挥发分大于 40%)，煤尘用量约 86kg。</p> <p>用 2 根 8# 工业电雷管引火药头作为点爆源，引爆甲烷空气混合气体，使试验煤尘飞扬形成煤尘云参与爆炸。</p> <p>3、在巷道壁 100m、120m、140m 处分别安装火焰传感器和压力传感器，用 PXI50612 动态测试分析系统测试爆炸火焰到达位置。在 100m 到 140m 之间的巷道两帮壁上每隔 1m 系上塑料条，试验后观察塑料条状况，以辅助定位火焰到达位置。</p>	<p>俄方资料没有相关数据要求。</p> <p>Особые требования по проведению испытаний МВК по ВД при АГН не предоставлены.</p>	<p>距爆源 100m、120m 处测试火焰传感器均探测到爆炸火焰，140m 处测试火焰传感器未探测到爆炸火焰。</p> <p>Системы сработали.</p> <p>Датчики в позициях 100 и 120 м зафиксировали наличие пламени взрыва.</p> <p>Датчик в позиции 140 м не зафиксировал наличие пламени</p>	
			<p>Испытания в штреке сечением 7,2м², длиной 896м (из которых длина основного штрека 710м). Динамическая испытательная система PXI50612 фиксировала давление и наличие пламени в штреке. (частота дискретизации 62,5 кГц, длина записи 256 тыс.точек):</p> <p>1. Специальная поддерживающая конструкция приварена к верхней части штрека; АСП-ЛВ-1М соединена с ней болтами, находится на расстоянии 30-40 см от кровли и выровнена по оси штрека.</p> <p>Расстояние от места взрыва до приемного щита системы – 100 м; расстояние от места взрыва до торца расщепителя системы – 107 м.</p> <p>Система расположена в направлении распространения ударной волны от взрыв и приведена в рабочее состояние.</p> <p>2. Взрывчатая смесь газа метана объемом 100 м³ в объемной концентрации 8,2 % была изолирована пленочной диафрагмой из полиэтилена (PVC) толщиной 0,14 мм. На расстоянии 30-110 м от начала штрека была равномерно рассыпана угольная пыль общей массой 86 кг (параметры пыли: выход летучих более 40%, частиц размером менее 0,075 мм – 85%).</p> <p>Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами #8, взрывающими метано-воздушную смесь с дальнейшим формированием пылевоздушного облака и взрыва пыли.</p> <p>3. В стенках штрека на расстояниях 100м, 120м, 140м расположены датчики пламени и давления динамической испытательной системы PXI50612. На всем расстоянии 100-140 м в штреке были свешены с интервалом в 1 м пластиковые полосу в качестве индикатора распространения пламени.</p>			



图一 Рисунок 1



图二 Рисунок 2



图三 Рисунок 3

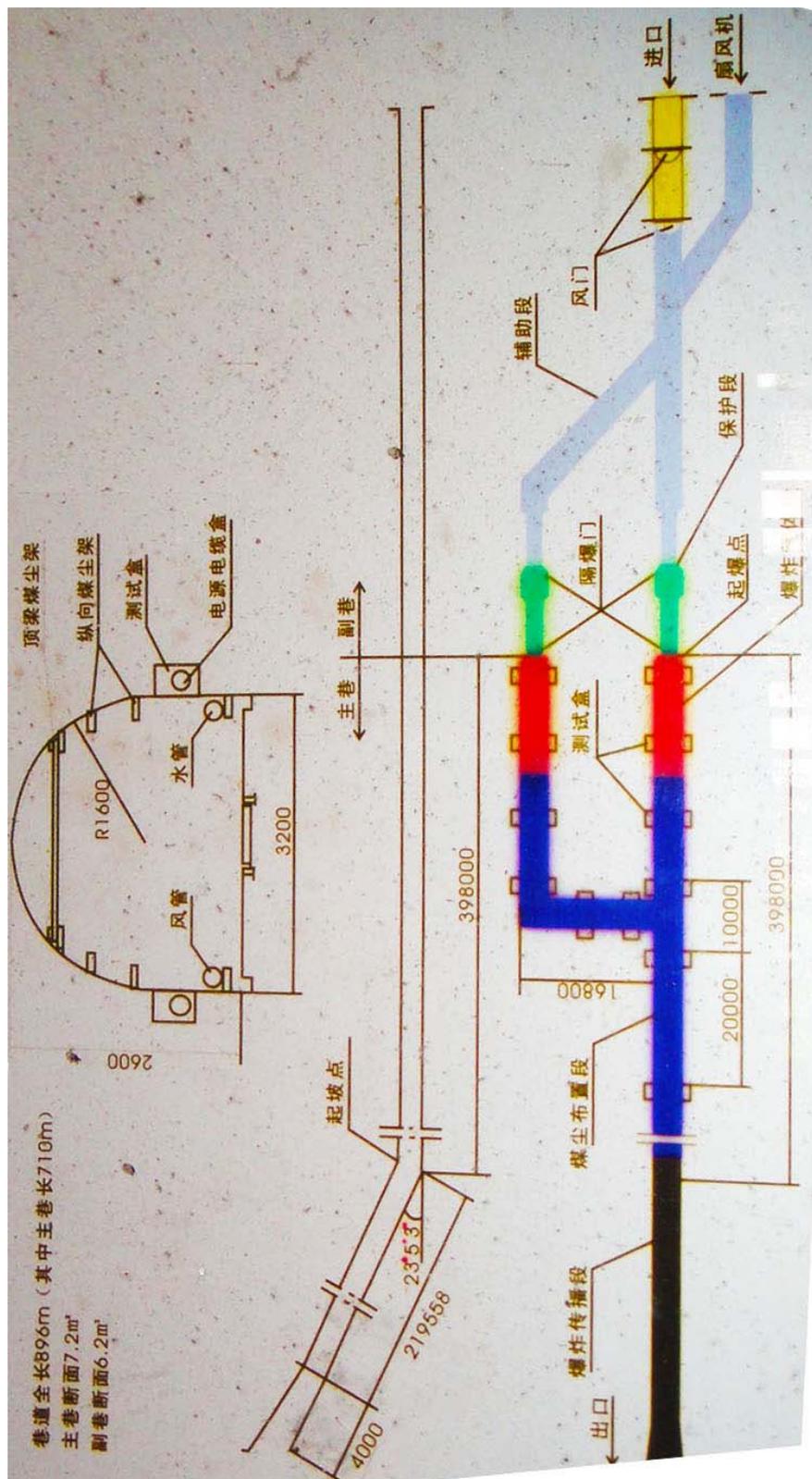


图 4 Рисунок 4

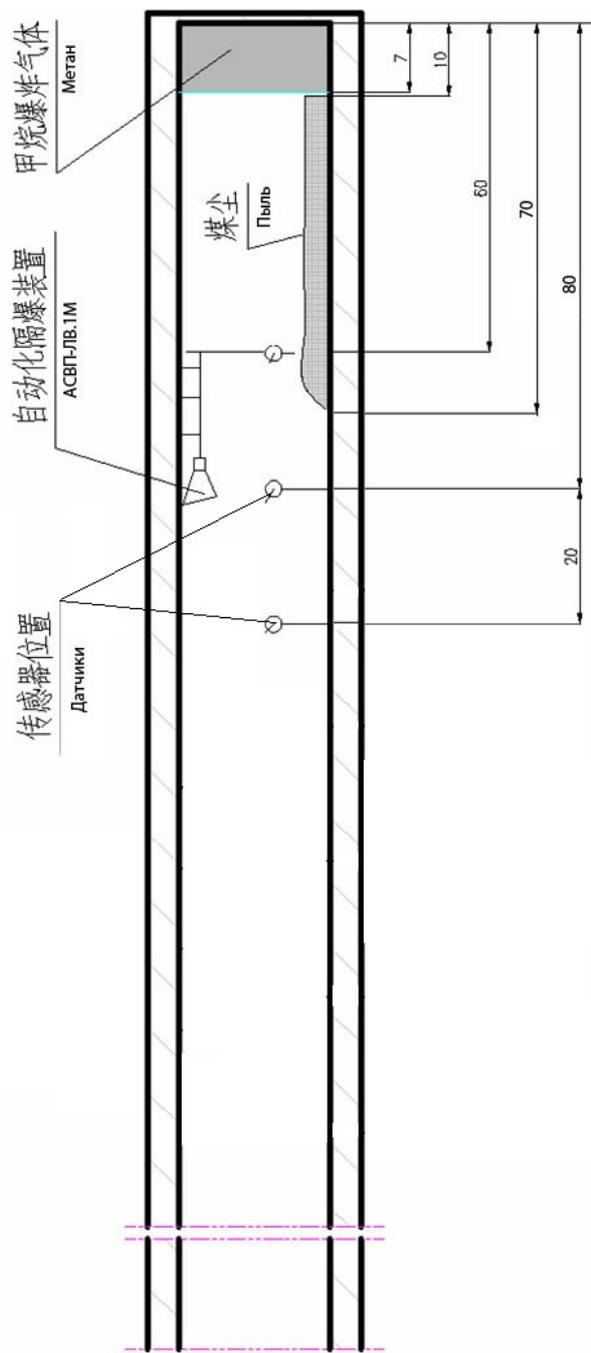


图 5 Рисунок 5

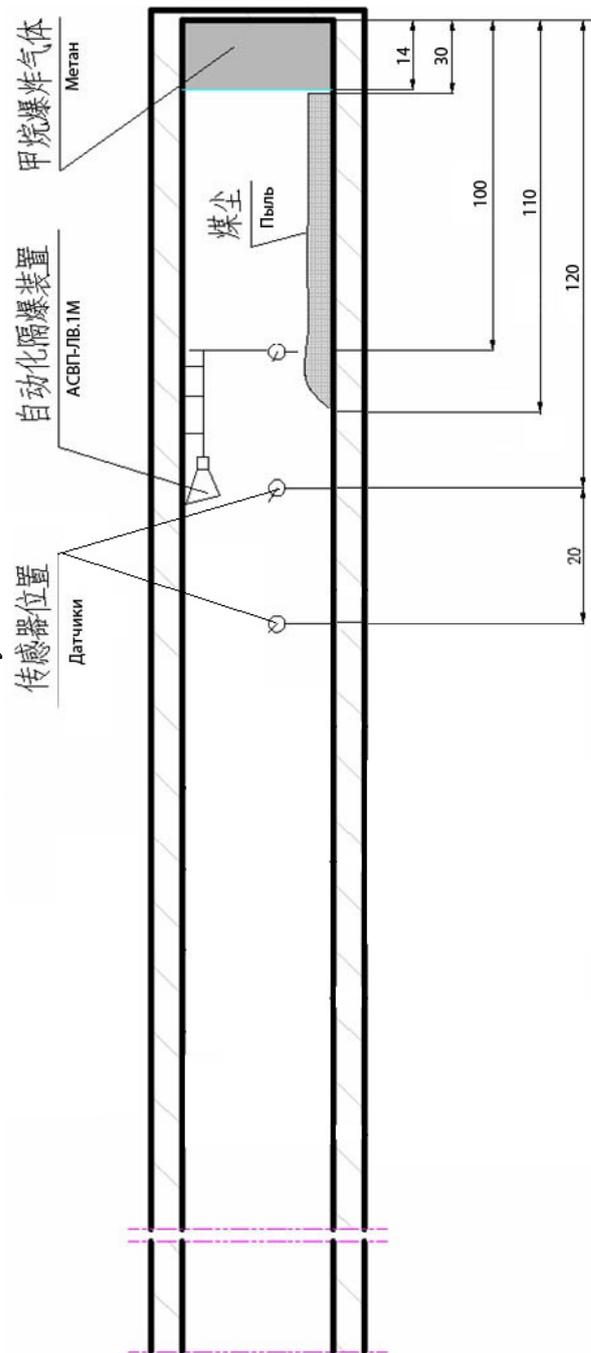


图 6 Рисунок 6



图 7



Рисунок 7



图 8 Рисунок 8



自动化系统隔爆装置的试验报告
“矿山科学院爆炸部委员会封闭式股份公司”
根据山东立业矿井隔爆装备有限公司的试验申请

Протокол дополнительных испытаний автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ.1М
разработки ЗАО «МВК по ВД при АГН» по заказу испытания компании
«Шандунская компания Ли Е по шахтным автоматическим системам и оборудованию»

测试单位: “中国煤炭科工集团公司重庆煤炭科学研究院”

Испытания проводились на базе Чунцинского научно-исследовательского угольного института (Китайская угольная технологическая группа)

样品描述:

- 1、材质: Q240-A ; 颜色: 主体外壳黄色, 其它红色。
- 2、尺寸: 总长 7250mm , 主体长 1265mm , 主体 Φ 最大 371mm 。
- 3、主要组成: 主体部分 (主体部分含有高压气腔) , 推杆, 方形冲击波接收板, 圆形冲击波接收板。
- 4、产品照片

Описание образцов:

5. Образцы за номером Q240-A, цвет наружной окраски – желтый, с противоположного конца – красный.
6. Габаритные размеры: длина 7250 мм, основного узла 1265 мм, основной диаметр 371 мм.
7. Основные составные части: основной узел (с полостью для сжатого воздуха), выносные штанги, квадратный приемный щит, круглый приемный щит.
8. Фотография образца прилагается.

山东立业矿井隔爆装备有限公司

«Шандунская компания Ли Е по шахтным
автоматическим системам и оборудованию»



Объект испытания

Взрыволокализирующие свойства

Условия проведения испытания, контролируемые параметры

Испытания в штреке сечением $7,2 \text{ м}^2$, длиной 896 м (из которых длина основного штрека 710 м, рабочая длина 398 м). Динамическая испытательная система РХ150612 фиксировала наличие пламени в штреке и скорость распространения пламени. (частота дискретизации 62,5 кГц, длина записи 256 тыс.точек):

1. Специальная поддерживающая конструкция приварена к верхней части штрека; АСВП-ЛВ.1М соединена с ней болтами, находится на расстоянии 30-40 см от кровли и выровнена по оси штрека.

Расстояние от места взрыва до приемного щита системы – 60 м; расстояние от места взрыва до торца рассекателя системы – 67 м.

Система расположена в направлении распространения ударной волны от взрыва и приведена в рабочее состояние.

2. Взрывчатая смесь газа метана объемом 50 м^3 в объемной концентрации 8,3 % была изолирована пленочной диафрагмой из полиэтилена (ПВХ) толщиной 0,14 мм. На расстоянии 10-120 м от начала штрека была равномерно распылена угольная пыль общей массой 95 кг (параметры пыли: выход летучих более 40%; частиц размером менее 0,075 мм – 85%). Пыль до проведения испытания перемешивалась потоком воздуха от вентиляторов.

3. Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами #8, взрывающими метано-воздушную смесь с дальнейшим взрывом пыли.

4. В стенках штрека на расстояниях 60м, 80м, 100м, 120м, 140м расположены датчики пламени и динамической испытательной системы РХ150612.

5. Схема испытания приведена на рисунке 1.

6. Результаты испытания приведены в таблице 1.

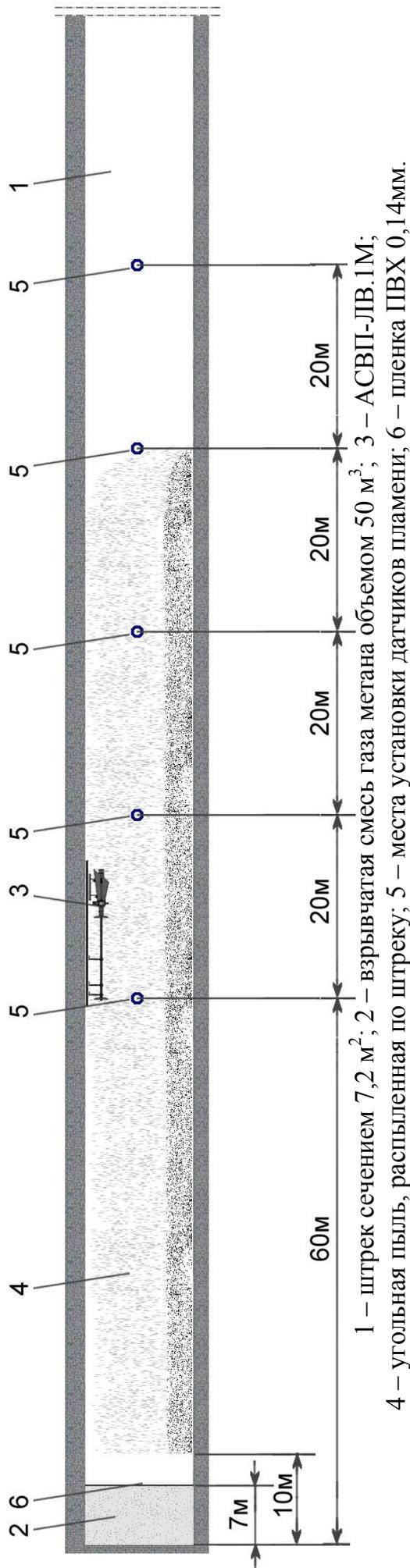


Рисунок 1 – Испытательный штрэк с системой АСВП-ЛВ.1М для первого испытания

Таблица 1 – Результаты испытаний АСВП-ЛВ.1М

Контролируемый параметр	Датчик 60 м	Датчик 80 м	Датчик 100 м	Датчик 120 м	Датчик 140 м
Значения датчиков пламени	Есть пламя	Есть пламя	Нет пламени	Нет пламени	Нет пламени
Продолжительность распространения пламени до датчика	1,23 с	1,32 с	--	--	--
Расстояние от точки взрыва	60 м	80 м	100 м	120 м	140 м
Средняя скорость ФП между датчиками	$60 / 1,23 = 49 \text{ м/с}$	$20 / 0,09 = 220 \text{ м/с}$	--	--	--
Расчетное давление УВВ $\Delta P = 10^5 \frac{U - 56,3}{65,3}$	--	$2,5 \cdot 10^5 \text{ Па}$	--	--	--
Длина пламени за АСВП-ЛВ.1М, м	13 - 33 м (Мах. 33 м)				
Заключение по испытанию (эффективность АСВП-ЛВ.1М)	Система сработала				

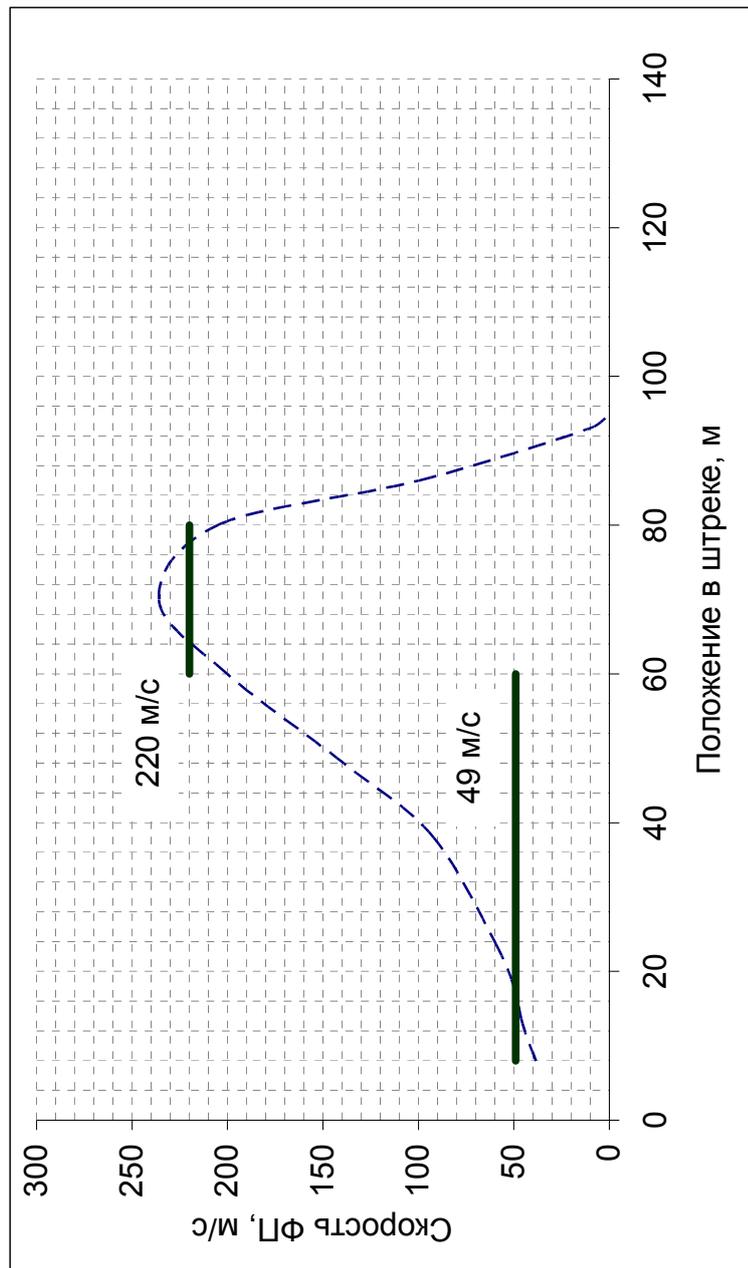


График 1 – Анализ скорости распространения ФП

На участке 7(10)-60 м скорость ФП нарастает.

На участке 60-80 м (место установки АСВП-ЛВ.1М) происходит локализация взрыва и замедление распространения ФП.

На участке 80-100 м ФП останавливается и далее расположенные датчики не фиксируют наличие пламени.

Объект испытания

Взрыволокализирующие свойства

Условия проведения испытания, контролируемые параметры

Испытания в штреке сечением $7,2 \text{ м}^2$, длиной 896 м (из которых длина основного штрека 710 м, рабочая длина 398 м). Динамическая испытательная система РХ150612 фиксировала наличие пламени в штреке и скорость распространения пламени. (частота дискретизации 62,5 кГц, длина записи 256 тыс.точек):

1. Специальная поддерживающая конструкция приварена к верхней части штрека; АСВП-ЛВ.1М соединена с ней болтами, находится на расстоянии 30-40 см от кровли и выровнена по оси штрека.

Расстояние от места взрыва до приемного щита системы – 100 м; расстояние от места взрыва до торца рассекателя системы – 107 м.

Система расположена в направлении распространения ударной волны от взрыва и приведена в рабочее состояние.

2. Взрывчатая смесь газа метана объемом 50 м^3 в объемной концентрации 8,3 % была изолирована пленочной диафрагмой из полиэтилена (ПВХ) толщиной 0,14 мм. На расстоянии 10-160 м от начала штрека была равномерно распылена угольная пыль общей массой 130 кг (параметры пыли: выход летучих более 40%; частиц размером менее 0,075 мм – 85%). Пыль до проведения испытания перемешивалась потоком воздуха от вентиляторов.

3. Подрыв осуществлялся двумя промышленными детонаторами #8, взрывающими метано-воздушную смесь с дальнейшим взрывом пыли.

4. В стенках штрека на расстояниях 60м, 80м, 100м, 120м, 140м расположены датчики пламени и динамической испытательной системы РХ150612.

5. Схема испытания приведена на рисунке 2.

6. Результаты испытания приведены в таблице 2.

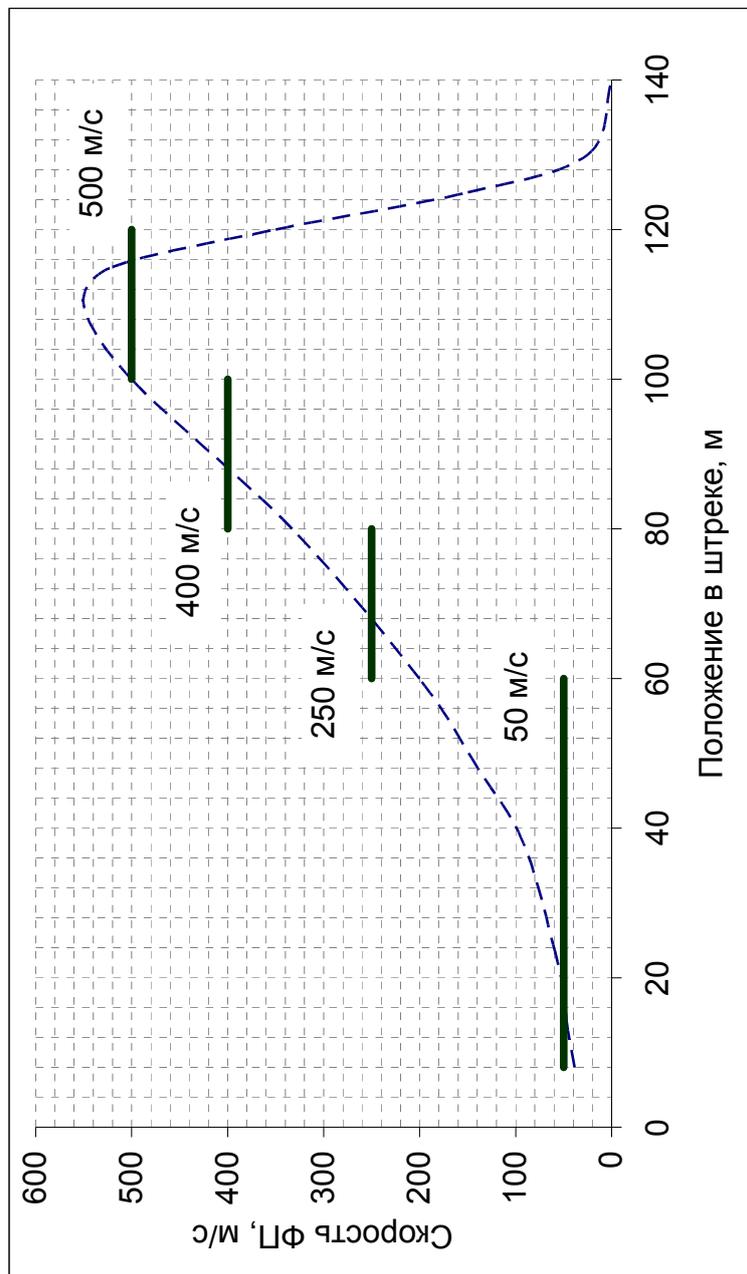


График 2 – Анализ скорости распространения ФП

На участке 7(10)-100 м скорость ФП нарастает.

На участке 100-120 м (место установки АСВП-ЛВ.1М) происходит локализация взрыва и замедление распространения ФП.

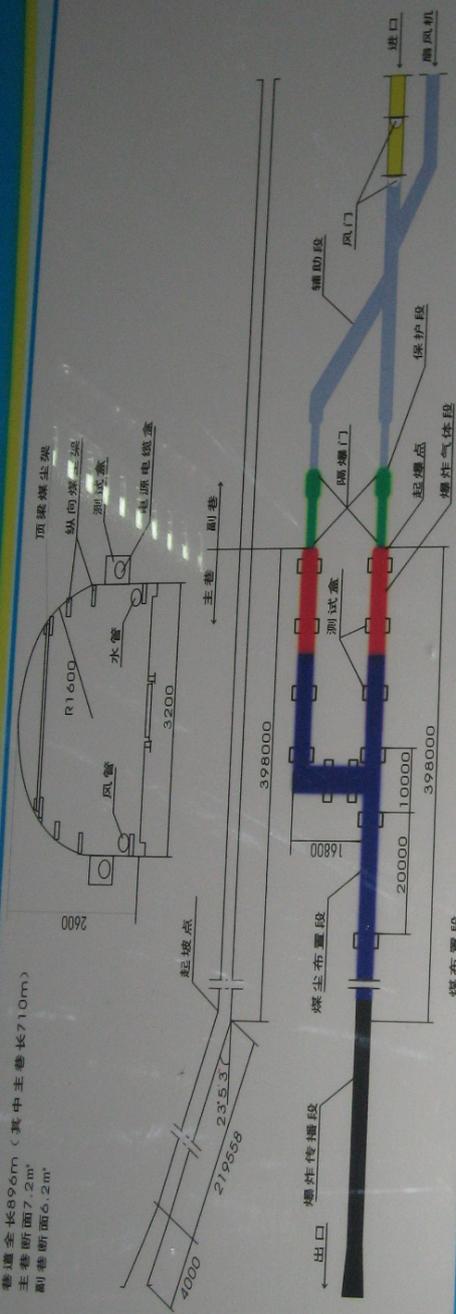
На участке 120-140 м ФП останавливается и датчик не фиксирует наличие пламени.



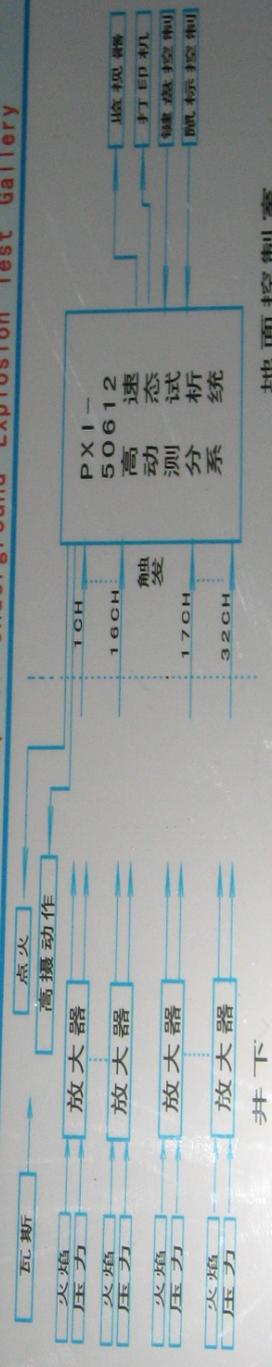
Рисунок 3

爆炸试验巷道及测试系统

巷道全长896m (其中主巷长710m)
 主巷断面7.2m²
 副巷断面6.2m²



地下爆炸试验巷道图 Schematic Map of Underground Explosion Test Gallery



试验测试系统图 Schematic Map of Test Monitoring System

Explosion Test Gallery and Monitoring System

13/10/2010 11:47

Рисунок 4



Рисунок 5



Рисунок 6

**СХЕМЫ УСТАНОВКИ РАЗЛИЧНЫХ
ВЗРЫВОЛОКАЛИЗУЮЩИХ ЗАСЛОНОВ**

На рисунках 1–9 настоящего приложения используются следующие условные обозначения:

 – сланцевый взрыволокализирующий заслон;

 – водяной взрыволокализирующий заслон;

 – автоматический взрыволокализирующий заслон;

 – направление вентиляционного потока.

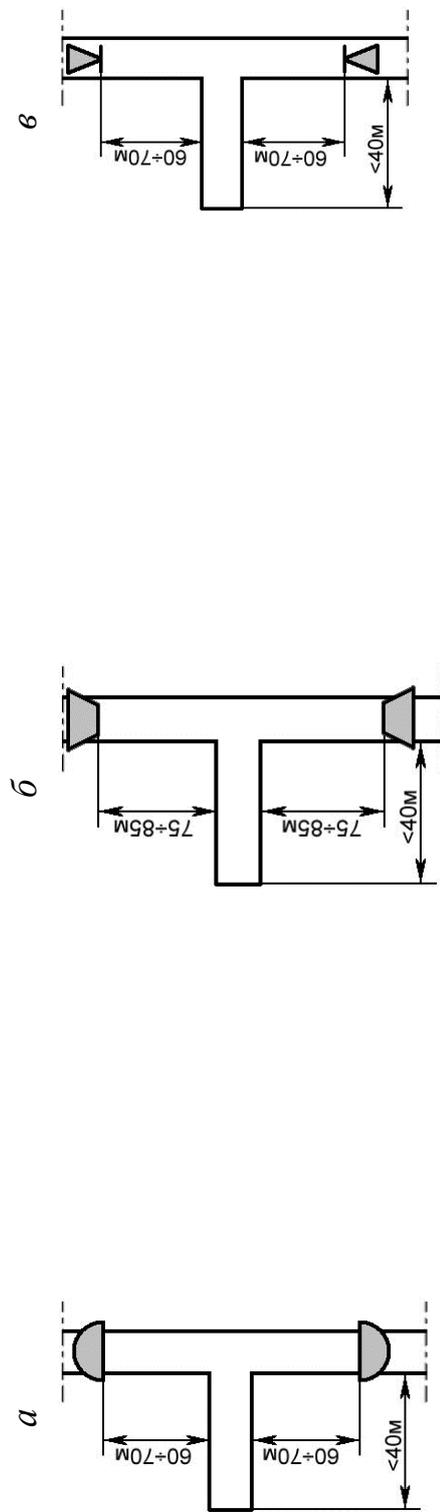


Рис. 1. Схемы установки заслонов в выработке, сопряженной с подготовительной выработкой, проводимой по уголю или по углю и горной породе, длиной меньше 40 м

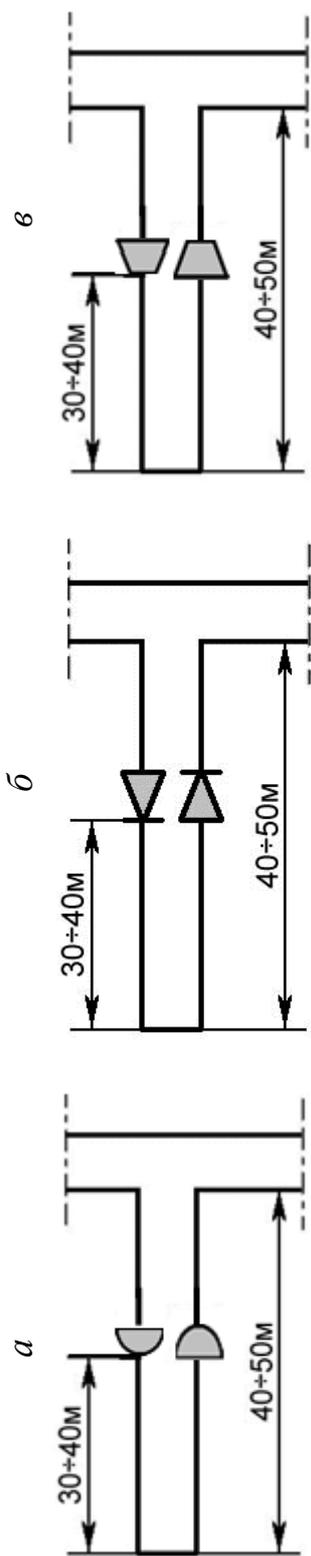


Рис. 2. Схемы установки заслонов в подготовительной выработке длиной 40–50 м

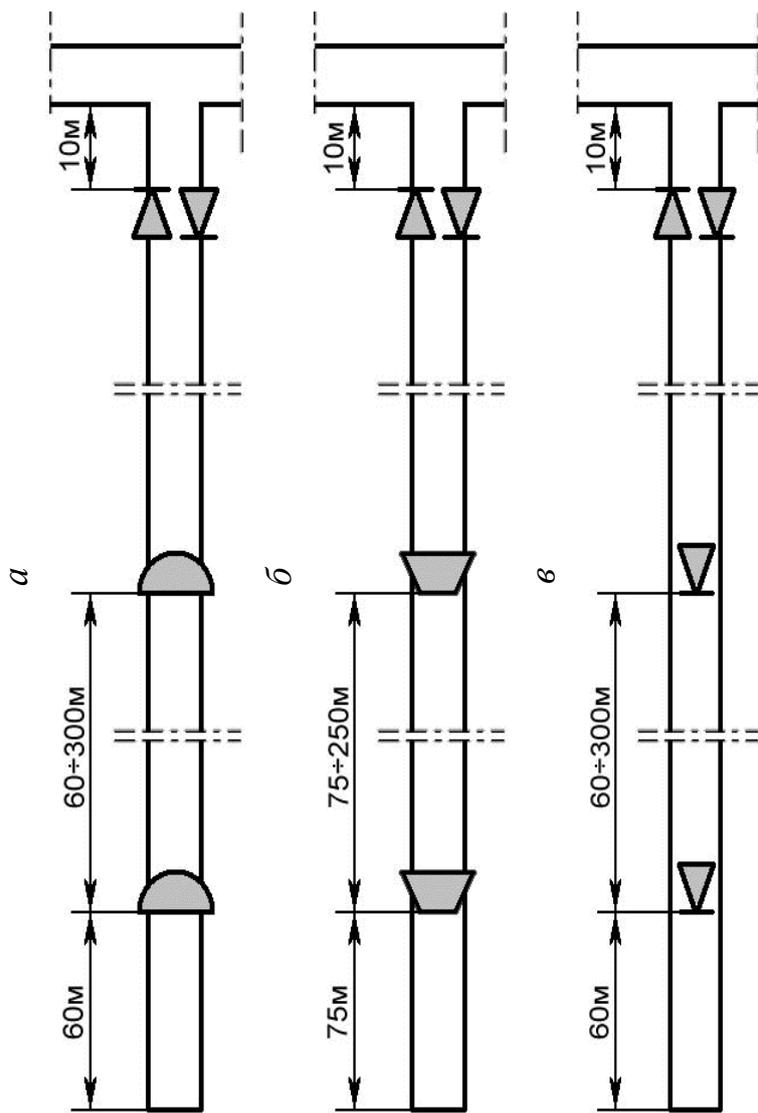


Рис. 3. Схемы установки заслонов в подготовительной выработке

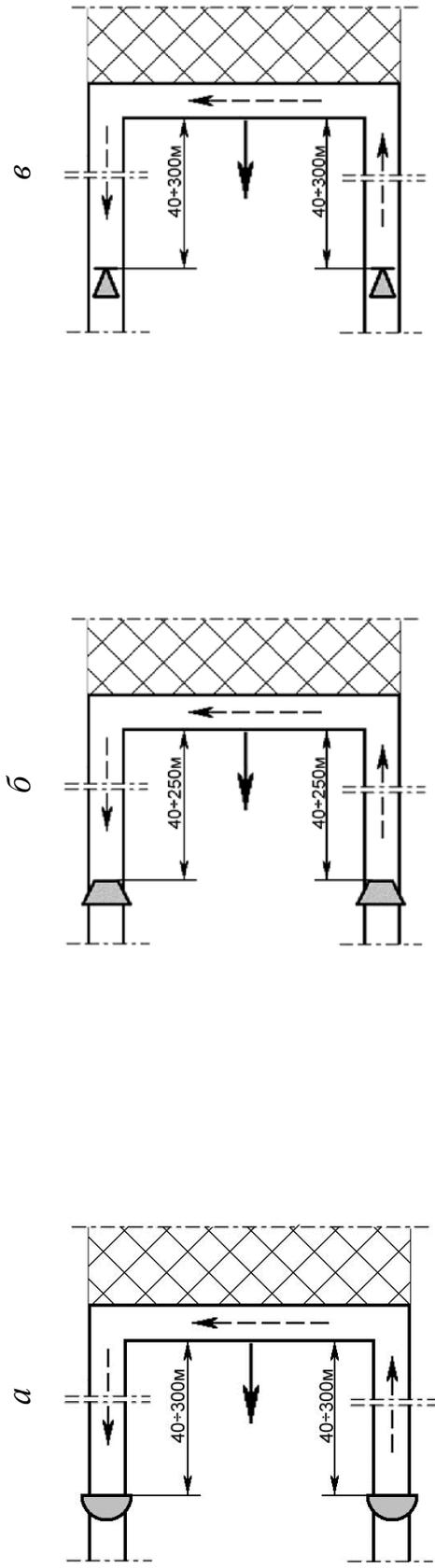


Рис. 4. Схемы установки заслонов от сопряжения с очистной выработкой по ходу движения забоя в конвейерной и вентиляционной выработке с возвратной схемой проветривания

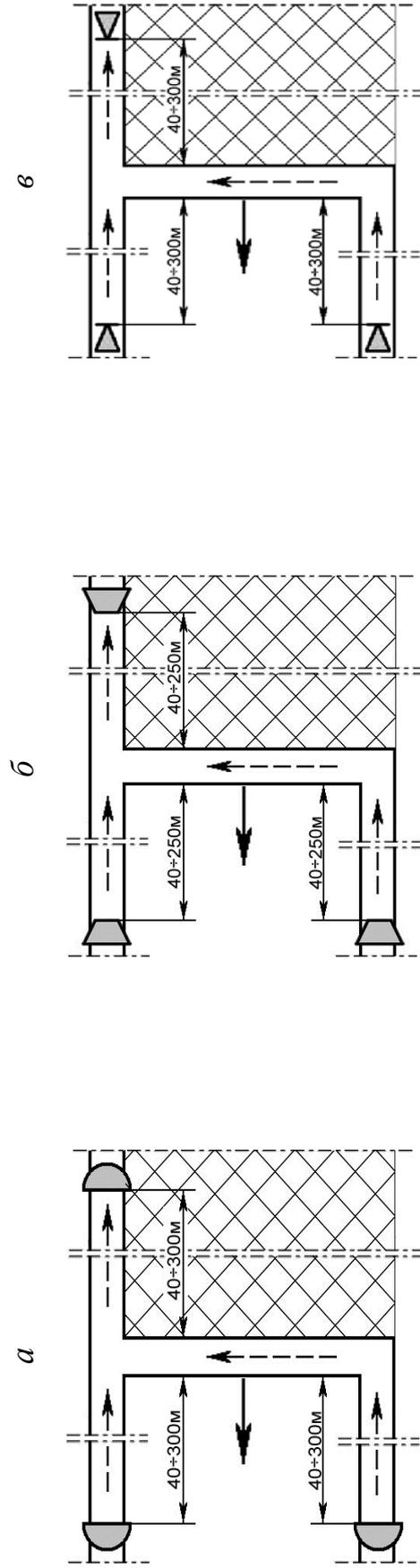


Рис. 5. Схемы установки заслонов от сопряжения с очистной выработкой в конвейерной выработке и в вентиляционной выработке, по которой отводится вентиляционная струя при прямооточных с подсвежением схемах проветривания

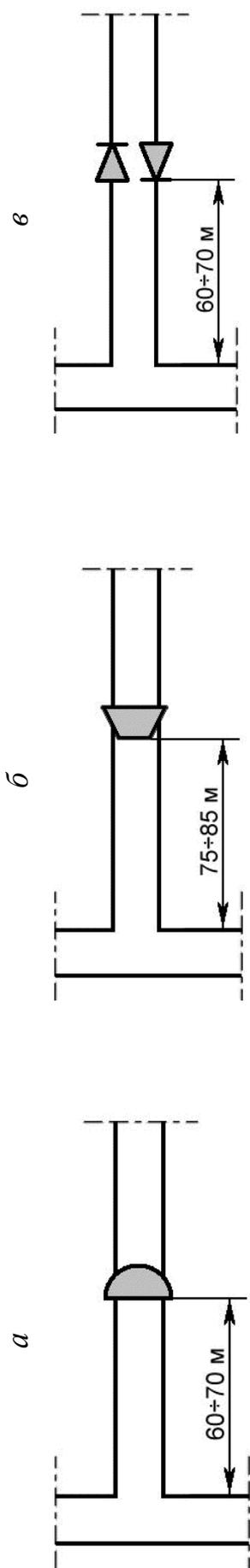


Рис. 6. Схемы установки заслонов в конвейерной и вентиляционной выработках у сопряжений данных выработок с бремсбергами, уклонами, квершлагами

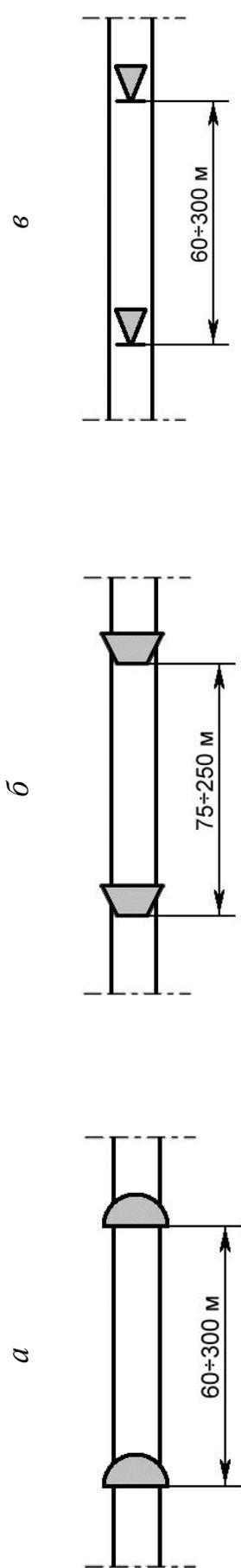


Рис. 7. Схемы установки заслонов в выработках, оборудованных ленточными конвейерами

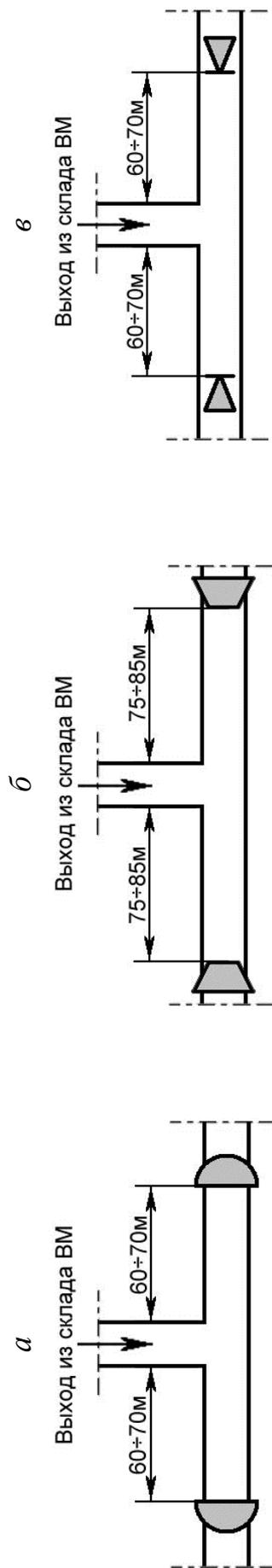


Рис. 8. Схемы установки заслонов в выработках, сопряженных с выходами из склада ВМ

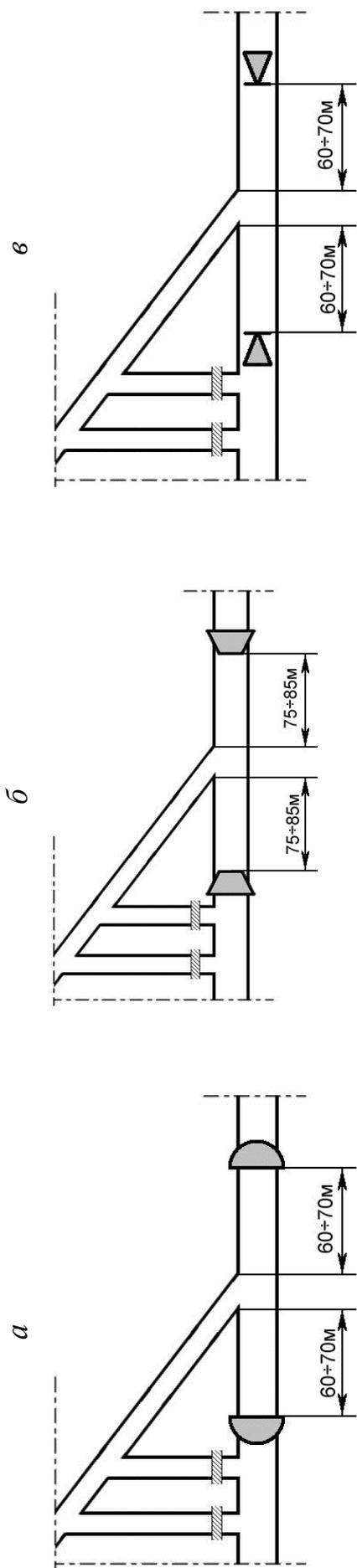


Рис. 9. Схемы установки заслонов в действующей выработке с двух сторон от ее сопряжения с газодренажной выработкой

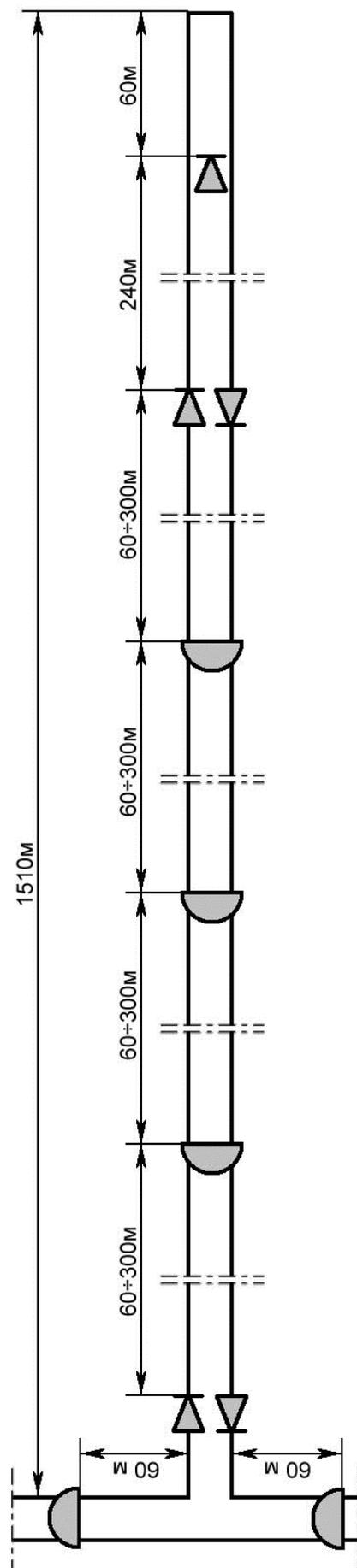


Рис. 10. Схемы установки двух видов заслонов в подготовительной выработке

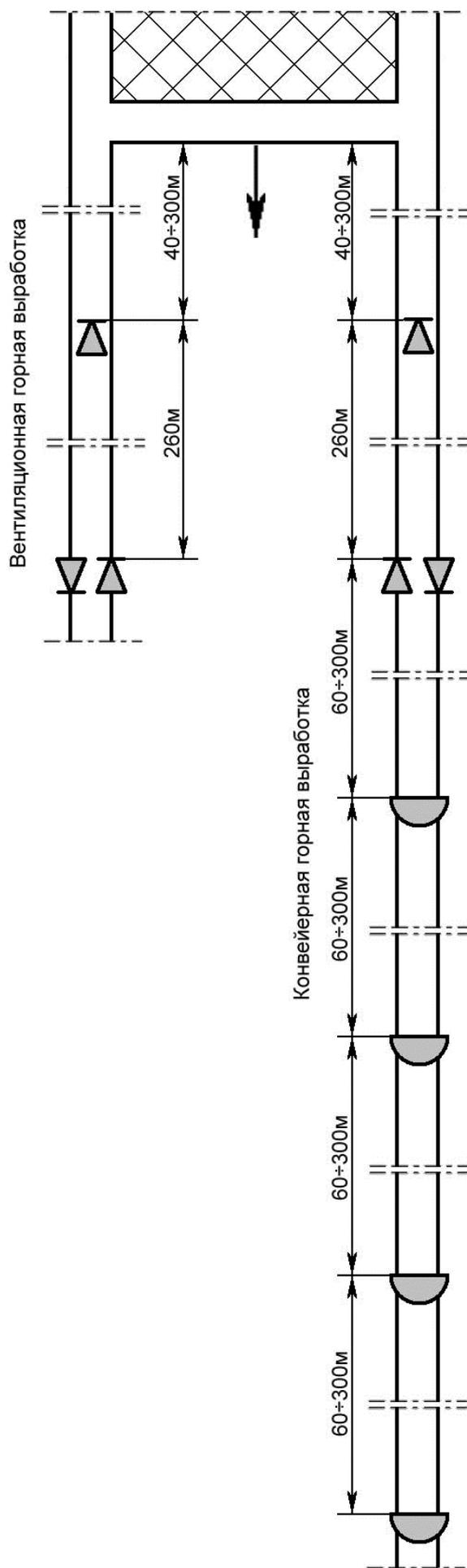


Рис. 11. Схемы установки двух видов заслонов на выемочном участке