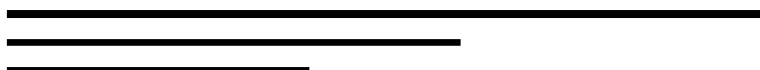


ISSN 2415-8585



ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ

**«МАКЕЕВСКИЙ
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
ПО БЕЗОПАСНОСТИ РАБОТ
В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ»**



***Способы и средства
создания безопасных и здоровых
условий труда в угольных шахтах***

Выпуск № 4 (октябрь – декабрь) (71) 2025

Макеевка

2025

Комитет по науке и технологиям
Донецкой Народной Республики

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
«МАКЕЕВСКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
ПО БЕЗОПАСНОСТИ РАБОТ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ»**

***Способы и средства создания безопасных и
здоровых условий труда в угольных шахтах***

Сборник

Выходит 4 раза в год

Основан в декабре 1988 г.

Выпуск № 4 (октябрь – декабрь) (71) 2025

**Макеевка
ГБУ «МАКНИИ»
2025**

УДК 622.8.004.2

ISSN 2415-8585

Учредитель, редакция и изготовитель – *Государственное бюджетное учреждение «Макеевский научно-исследовательский институт по безопасности работ в горной промышленности»*

СМИ зарегистрировано Министерством информации Донецкой Народной Республики: Свидетельство ААА № 000203 от 26.06.18 г.

Редакционная коллегия:

канд. техн. наук Безбородов В.А.	– главный редактор
канд. техн. наук Диденко В.В.	– заместитель главного редактора
канд. техн. наук Кременев О.Г.	– ответственный секретарь
канд. техн. наук Гладков А.Ю.	– технический секретарь
д-р техн. наук Алабьев В.Р.	
канд. техн. наук Диденко В.П.	
д-р техн. наук Долженков А.Ф.	
д-р техн. наук Канин В.А.	
д-р техн. наук Ковалев А.П.	
канд. техн. наук Лобода В.В.	– научный редактор

Сборник включен в библиографическую базу данных Российского индекса научного цитирования (договор № 84-03/2018 от 07.03.2018 г.)

Подписан к печати по рекомендации Ученого совета ГБУ «МАКНИИ» (протокол № 14 от 12.12.2025).

Освещаются вопросы состояния безопасности труда в угольных шахтах. Предлагаются меры для предупреждения несчастных случаев, улучшения санитарно-гигиенических условий труда в шахтах. Указываются перспективные направления для обеспечения безопасности горных работ.

Статьи, помещенные в сборнике, актуальны, посвящены современным проблемам снижения травматизма, содержат полезную информацию и практические рекомендации для инженерно-технических работников отрасли.

СОДЕРЖАНИЕ

I. АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ БЕЗОПАСНОСТИ

**Богоудинов Р.М., Рыжков М.Ф., Бондаренко А.Д., Цопа А.Н.,
Левченко Л.М., Черниговцев А.А.**

**К вопросу применения гидрорыхления угольных пластов для
предотвращения динамических явлений в шахтах 6**

Строев Н.Н., Кривоноженков М.В.

**О зависимости напряжений и деформаций элементов станка копра
от воздействия шахтной депрессии 13**

II. ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Безбородов В.А., Медведев В.Н., Беляева Е.В., Скляров А.Л.

**Прогнозирование газовой опасности в рудничной атмосфере
средствами контроля содержания метана 19**

Диденко В.В., Пархоменко Р.А., Карповский А.Ю.

**К вопросу защиты от тока короткого замыкания в системе
участкового электроснабжения..... 26**

Диденко В.П.

**О контроле исправности искрозащиты источников питания с
динамической защитой на постоянном токе 32**

Зельдин Б.Б., Андрусенко И.Н.

О ликвидации угольных шахт Донбасса..... 40

Андрусенко И.Н.

**О возможности восстановления и дальнейшей эксплуатации угольных
шахт Донецко-Макеевского района Донбасса 45**

Свечкаренко Е.Н., Исаев Е.Л.

**Обеспечение безопасных условий труда при обслуживании
ленточных конвейеров на угольных предприятиях 52**

Тараненко А.А., Маренич О.К.

**Исследование процессов в участковой электросети угольной шахты
при групповом выбеге асинхронных электродвигателей 58**

Тараненко А.А., Маренич О.К.

**Математическое моделирование процессов при дуговом замыкании в
шахтной низковольтной сети 66**

III. ОХРАНА ТРУДА

Яковенко Е.А., Тимофеева Н.Л.

**О параметрах дегазационных скважин для подавления горения
метана при пожарах в шахтах 73**

Деменков А.И., Белоносова Н.А., Майбенко Н.И., Толстова А.В.

**О зависимости концентрации метана в местах разрушения угольного
массива от метаноносности угольного пласта 81**

Лобода В.В., Белоносова Н.А., Верещагина Е.В., Манец Н.В.

**Об исследовании локальных аварийных температур в камерах
постоянного объема винтовых маслозаполненных компрессорных
установок 88**

Деревянский В.Ю., Деньга В.В.

**О заслоне взрывного типа для гашения вспышек газозвушных
смесей при проходке вертикальных стволов буровзрывным способом.. 100**

Тында Г.Б.

**О процессе выделения метана из выработанного пространства
угольных шахт при изменении депрессии выемочного участка..... 107**

Деревянский В.Ю., Деньга В.В., Голик И.Ю.

О направлениях совершенствования средств защиты шахтеров от поражающих факторов взрыва в угольных шахтах..... 116

Стельмах В. А., Евдокимов С.Г., Маслова М.Ю.

Об актуальности разработки датчика локальных дефектов стальных канатов..... 122

Деревянский В.Ю., Деньга В.В.

Разработка заслона взрывного типа для локализации взрыва в угольных шахтах..... 127

Деревянский В.Ю., Деньга В.В.

К выбору материала цилиндрической оболочки заслона взрывного типа для локализации взрывов в угольных шахтах 133

Вустяк Н.Ф., Вустяк Д.Н.

Об изготовлении бесколлекторного мотора для БПЛА класса А..... 140

УДК 622.831

Р.М. БОГОУДИНОВ, зав. отд.,
М.Ф. РЫЖКОВ, зав. лаб.,
А.Д. БОНДАРЕНКО, ст. науч. сотр.,
А.Н. ЦОПА, науч. сотр.,
Л.М. ЛЕВЧЕНКО, инж.,
А.А. ЧЕРНИГОВЦЕВ, инж.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка

К ВОПРОСУ ПРИМЕНЕНИЯ ГИДРОРЫХЛЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ДЛЯ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В ШАХТАХ

Проведен анализ нормативной документации в части существующих мер предотвращения динамических явлений, объемов их применения на шахтах Донбасса. Выполнен сбор и анализ сведений о динамических явлениях, произошедших при гидрорыхлении угольных пластов в шахтах, обоснованы причины их возникновения. На основе сопоставления нормативных параметров гидрорыхления с параметрами напряженно-деформированного состояния призабойной части массива намечены пути дальнейших исследований для повышения эффективности способа.

Ключевые слова: динамические явления, меры предотвращения, гидрорыхление пласта, параметры способа, напряженно-деформированное состояние призабойной части.

Процесс подземной разработки угольных пластов на шахтах Донбасса неразрывно связан с осложняющими факторами, к которым следует относить сложные горно-геологические условия (влияние зон геологических нарушений) и возможное проявление динамических явлений (внезапных выбросов угля и газа, выдавливаний угля и др.). Динамические явления (ДЯ) сопровождаются нарушением технологических процессов, проветривания горных выработок, нередко смертельным травматизмом шахтеров, повреждением оборудования, а ликвидация их последствий всегда сопряжена со значительными материальными и трудовыми затратами.

Согласно действующей нормативной базе для предотвращения ДЯ в шахтах применяются региональные и локальные меры [1, 2]. К числу локальных мер, выполняемых непосредственно из забоев горных выработок, относится гидрорыхление угольных пластов. Анализ использования мер, предотвращающих ДЯ в шахтах Донбасса с 2001 г до 2024 г показал, что:

- гидрорыхление применялось в 78 % очистных и подготовительных забоев от общего их количества с локальными мероприятиями;
- бурение разгрузочных скважин в 18 % забоев;
- образование разгрузочных пазов и разгрузочной щели по длине очистного забоя – 4 %.

Таким образом, гидрорыхление пласта является наиболее распространенной на сегодня локальной мерой предотвращения ДЯ. В связи с этим, исследование эффективности применения гидрорыхления угольных пластов для устранения проявления ДЯ в шахтах является актуальной научно-технической задачей, от решения которой зависит безопасность ведения горных работ.

Цель работы – сбор и анализ сведений о проявлении динамических явлений при применении гидрорыхления пластов для обоснования путей повышения его эффективности.

Сущность гидрорыхления заключается в высоконапорном нагнетании воды в пласт через скважины, пробуренные из забоя горной выработки для разупрочнения угля в массиве системой трещин. Конечной целью способа является разгрузка пласта, и дегазация его призабойной части, т.е. устранение опасности проявления ДЯ в призабойной зоне.

Как показала практика, почти при всех способах предотвращения, применяемых в шахтах, имели место случаи проявления ДЯ. Это относится и к гидрорыхлению угольных пластов. Анализ большого объема статистических данных показал, что при гидрорыхлении произошло 20,3 % случаев ДЯ от общего их количества при применении локальных способов [3]. Эти явления происходили как в процессе выполнения гидрорыхления, так и после его выполнения при ведении горных работ. В таблице приведены сведения о некоторых ДЯ, произошедших на шахтах Донбасса за период 2001– 2025, при применении гидрорыхления угольных пластов.

Таблица

Сведения о динамических явлениях на шахтах Донбасса
за период 2001 – 2025 гг. при применении гидрорыхления пластов

Дата ДЯ	Наименование шахты, выработки	Работы перед ДЯ	Вид ДЯ	Интенсивность ДЯ: уголь, т /газ, м ³	Причины ДЯ
2	3	4	5	6	7
03.03.01	Им. А.Ф. Засядько, 9 западный конвейерный штрек пласта I ₁ гор.1010 м	Гидрорыхление пласта	Внезапное выдавливание угля	15 / 250	Проведение выработки в зоне пликативного ГН

Продолжение таблицы

2	3	4	5	6	7
03.01.2002	Им. А.Ф. Засядько, 10 западный конвейерный штрек пласта I ₁ гор.1078 м	Гидрорыхление пласта	Внезапное выдавливание угля	39 / 340	Проведение выработки в зоне ГН
10.01.2002	То же	То же	То же	75 / 450	То же
09.04.2005	Им. А.Ф. Засядько, 13 западный конвейерный штрек пласта I ₁ гор.1240 м	-"	Выброс угля и газа	139 / 1242	Работы в зоне тектонического ГН типа «надвиг»
11.04.2005	Им. А.Ф. Засядько, 17 западный конвейерный штрек пласта m ₃ гор.1320 м	-"	То же	210 / 6500	Вскрытие ГН при нагнетании воды
12.02.2007	Им. В.М. Бажанова, нижняя ниша 4 западной лавы пласта m ₃ гор.1012 м	Крепление сопряжения лавы с конвейерным штреком	Внезапный выброс угля и газа	55 / 1700	Нарушены параметры гидрорыхления: нагнетание выполнено только в одну из двух скважин. Зона ГН типа «надвиг» с Н=2,2-2,6 м
08.11.2007	То же	Выемка угля ОМ	Внезапное выдавливание угля	11 / 200	Неэффективность гидрорыхления в непрогнозируемой зоне аномального изменения прочности пласта
12.02.2009	Им. А.Ф. Засядько, 18 западный конвейерный	Отбойка кровли комбайном КСП-32	То же	220 / 750	Неэффективность гидрорыхления в зоне

Окончание таблицы

2	3	4	5	6	7
	штрек пласта m ₃ гор.1330 м				повышенной трещинова- тости пласта с высокими фильтраци- онными свойствами
18.01.2010	№22 «Ком- мунарская», нижняя ниша 11 западной лавы пласта k ₃ гор.637 м	Выемка угля ОМ	Внезап- ный вы- брос угля и газа	20 / 800	Нарушены параметры гидрорыхле- ния. Выемка на участке неснижаемо- го опереже- ния скважин, в зоне влия- ния ГН (раз- мыв пласта)
26.12.2013	«Комсомолец Донбасса», вентиляци- онная выра- ботка блока №3 пласта l ₃ гор.810 м	Гидрорых- ление пла- ста	То же	134 / 3700	Зона ПГД I кат. от пласта l ₄ , осложнен- ная непрогно- зируемым ГН (флексурный перегиб с уве- личением мощности пласта)
29.06.2016	Им. А.Ф. За- сядько, 9 во- сточный кон- вейерный штрек пласта l ₄ гор.1078 м	Воздей- ствие на углепород- ный массив комбайном КСП-35	Внезап- ный вы- брос угля и газа из верхней пачки угля	55 / 1000	Непрогнози- руемое ГН (мелкоампли- тудная склад- ка, характери- зуемая умень- шением кре- пости угля и утонением верхней пач- ки). ДЯ про- изошло после гидрорыхле- ния, на рас- стоянии 8-9 м от ГН)

Примечания:

1 ГН – геологическое нарушение.

2 ОМ – отбойный молоток.

Анализ представленных в таблице данных показал, что практически все ДЯ при гидрорыхлении произошли в зонах влияния геологических нарушений (дизъюнктивного, пликативного и седиментационного типов), причем нарушений технологии выполнения способа, при расследовании аварий, выявлено не было. В отдельных случаях было установлено нарушение параметров гидрорыхления в части количества нагнетательных скважин, величины их неснижаемого опережения, что привело к неэффективности способа в сложившихся горно-геологических условиях.

Если нарушений параметров гидрорыхления не выявлено, причина проявления ДЯ, а точнее неэффективность гидрорыхления заключалась в несоответствии принятых параметров конкретным горно-геологическим условиям и фактическому напряженно-деформированному состоянию (НДС) призабойной части пласта на участках выполнения способа.

Представляет научный интерес анализ параметров гидрорыхления. В соответствии с нормативными требованиями [2] длина нагнетательных скважин составляет от 6 до 9 м, в отдельных случаях возможно уменьшение длины скважин до 4 м, глубина их герметизации – от 4 до 7 м, в отдельных случаях – 3 м, а величина неснижаемого опережения скважин составляет 2 м, в отдельных случаях – 1 м.

Сопоставим данные параметры с положением максимума опорного давления. Согласно [4] расстояние l_m до максимума опорного давления составляет $l_m = (3-6) m_{\text{с}}$. При вынимаемой мощности пласта на шахтах Донбасса $m_{\text{с}} = 0,7-2,0$ м величина l_m может изменяться в диапазоне от 2,1 до 12 м. По данным измерений на шахте им. А.Ф. Засядько, использовавшей гидрорыхление в качестве локальной меры предотвращения ДЯ, расстояние до максимума опорного давления составляло от 4,0 до 7,0 м. Таким образом, иногда гидрорыхление пласта в зоне максимума опорного давления может стать причиной невозможности его выполнения в полном объеме и, как следствие, сохраняется опасность проявления ДЯ как в процессе гидрорыхления, так и после него.

Поэтому, для повышения эффективности гидрорыхления угольных пластов в шахтах необходимо учитывать горно-геологические условия на участке выполнения способа и НДС призабойной части пластов, исключая заложение нагнетательных скважин, как в разгруженной зоне, так и в области повышенных концентраций напряжений. Для этого необходимо провести комплекс исследований напряженно-деформированного и газодинамического состояний углепородного массива в выработках, в которых предусмотрено выполнение гидрорыхления пластов. Полученные результаты

позволят обосновать оптимальные параметры способа для обеспечения безопасности ведения горных работ на пластах, склонных к ДЯ.

ВЫВОДЫ

Анализ объемов применения на шахтах Донбасса локальных мер предотвращения ДЯ показал, что гидрорыхление угольных пластов применяется в среднем в 78 % очистных и подготовительных забоев, и является, на сегодня, самой распространенной локальной мерой борьбы с ДЯ.

На основе анализа обстоятельств ДЯ, произошедших на шахтах в период 2001–2025 гг. при применении гидрорыхления угольных пластов, установлены причины и горно-геологические особенности их проявления.

Сопоставление нормативных параметров гидрорыхления (длины, глубины герметизации скважин) с положением максимума опорного давления позволило установить, что причиной проявления ДЯ при гидрорыхлении пластов может выступать заложение нагнетательных скважин в районе максимума опорного давления.

Полученные результаты позволили обосновать направления дальнейших исследований для повышения эффективности применения гидрорыхления угольных пластов в шахтах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». Утверждены Приказом Ростехнадзора от 10.12.2020. – № 515. – 96 с.
2. Руководство по безопасности «Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах». Утверждено Приказом Ростехнадзора от 07.12.2023 № 441. – 137 с.
3. Внезапные выдавливания угля / В.П. Коптиков, И.А. Южанин, В.П. Евдокимова [и др.]. – Донецк: Изд-во «Ноулидж», 2010. – 240 с.
4. Теория защитных пластов / И.М. Петухов, А.М. Линьков, В.С. Сидоров, И.А. Фельдман. – Москва: Недра, 1976. – 224 с.

Получено: 17.10.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Лысиков Б.А.

UDC 622.831

**R.M. BOGOUDINOV, head of department,
M.F. RYZHKOV, head of laboratory,
A.D. BONDARENKO, senior research worker,
A.N. TSOPA, research worker,
L.M. LEVCHENKO, engineer,
A.A. CHERNIGOVTSSEV, engineer; GBU MAKNI, Makeyevka**

**THE PROBLEM OF APPLIANCE OF HYDRAULIC LOOSENING
OF COAL SEAMS FOR PREVENTION
OF DYNAMIC CONDITIONS IN MINES**

The analysis has been carried out of regulatory documents as related to existing measures for prevention of dynamic conditions and extent of application thereof in Donbas mines. Data collection and evaluation have been carried out concerning dynamic conditions occurred during hydraulic loosening of coal seams in mines, their causes have been demonstrated. On basis of comparison of specified parameters of hydraulic loosening and parameters of stressed-strained state of bottom-hole area further research lines have been determinated for efficiency improvement of the method.

Keywords: dynamic conditions, preventive measures, hydraulic loosening of a seam, method parameters, stressed-strained state of bottom-hole area.

УДК 622.673.2

**Н.Н. СТРОЕВ, зав. лаб.,
М.В. КРИВОНОЖЕНКОВ, ст. науч. сотр.; ГБУ «МАКНИИ»,
г. Макеевка**

О ЗАВИСИМОСТИ НАПРЯЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ В ЭЛЕМЕНТАХ СТАНКА КОПРА ОТ ВОЗДЕЙСТВИЯ ШАХТНОЙ ДЕПРЕССИИ

Определена зависимость напряжений и деформаций в элементах металлоконструкции станка копра от воздействия шахтной депрессии. Учет этого воздействия повышает точность оценки технического состояния конструкции копрового сооружения.

Ключевые слова: шахтная депрессия, деформация, станок копра, нагрузка.

Нагрузка на элементы станка копра, вследствие воздействия депрессии, является значительной и цикличной. Она приводит к накоплению остаточных деформаций, а ее изменение – к образованию и развитию микротрещин в сварных швах, отверстиях для болтов, соединительных узлах. Кроме того, может произойти опасное отклонение стоек от вертикали или деформация всего каркаса копра, приводящая к деформации направляющих для подъемного сосуда, что грозит заклиниванием или ускоренному износу. Смещение направляющих шкивов приводит к неправильной навивке, и, как следствие, ускоренному износу каната и даже сходу его со шкива, возникновению зазоров в проводнике.

Актуальность исследования обусловлена необходимостью обеспечения надежности и безопасности эксплуатации надшахтных копров – критически важных сооружений в горнодобывающей промышленности.

Цель работы – ознакомление специалистов, занимающихся проектированием и эксплуатацией шахтных копров, установленных на вентиляционных стволах, с особенностями воздействия шахтной депрессии и деформаций элементов металлических копров.

Для построения аналитической модели копрового сооружения была составлена геометрическая схема, а также измерены сечения всех элементов металлоконструкций копра. На рис. 1 представлена пространственная модель металлического копра вентиляционного ствола ООО «ИМПЭК - ДОН» «Шахта «Заря» [1].

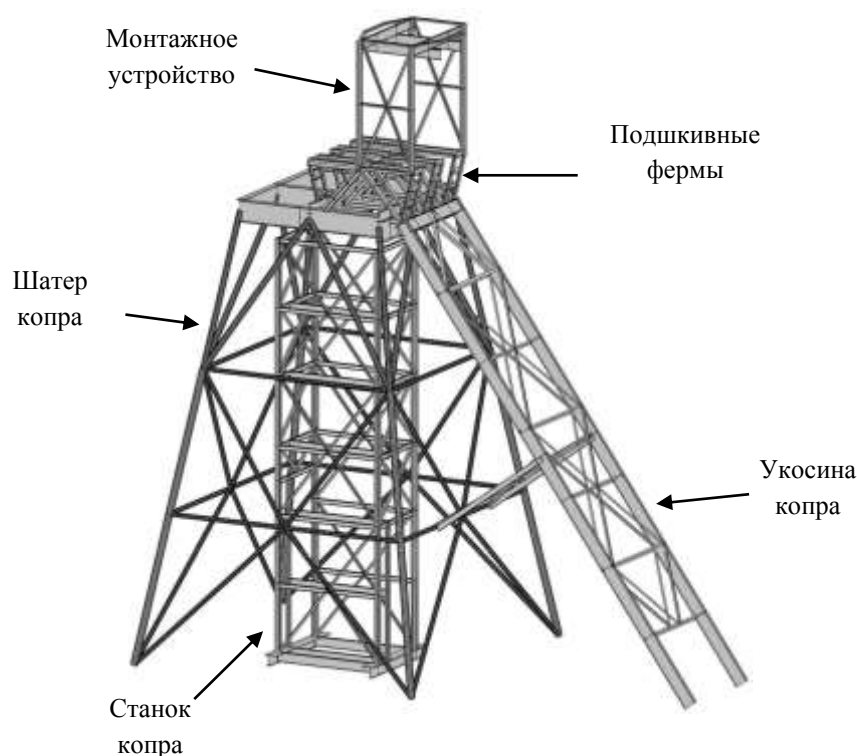


Рис. 1. Пространственная модель металлического копра вентиляционного ствола ООО «ИМПЭК - ДОН» «Шахта «Заря»

В расчетной схеме, построенной в программном комплексе SCAD Office, воздействие шахтной депрессии прилагается в виде равномерно распределенной нагрузки на листы обшивки станка, как показано на рис. 2.

Равномерно распределенная нагрузка – это система параллельных сил, характеризующаяся постоянной интенсивностью q , т. е., силой, приходящейся на единицу длины нагруженного участка AB длиной a . При расчете эта система параллельных сил заменяется равнодействующей, приложенной в середине отрезка AB , ее модуль равен $Q = q \cdot a$.

Станок копра обшит листами металла, они сварены сплошным швом для максимальной герметичности. Распределенная нагрузка прикладывается с внешней стороны обшивки, в сторону оси станка.

Согласно [2, 3] шахтная депрессия не должна превышать установленного нормами технологического проектирования угольных шахт предела депрессии 3000 Па. Для сверхкатегорийных шахт, газообильность которых более 15 т/м^3 , и шахт мощностью 4000 т в сутки и более допускается депрессия не более 4500 Па.

Нагрузка от депрессии при расчете, прикладывается к узлам конструкции, как это принято при расчете ферм. Узловые нагрузки определяются величиной общей площади, соответствующей каждому узлу.

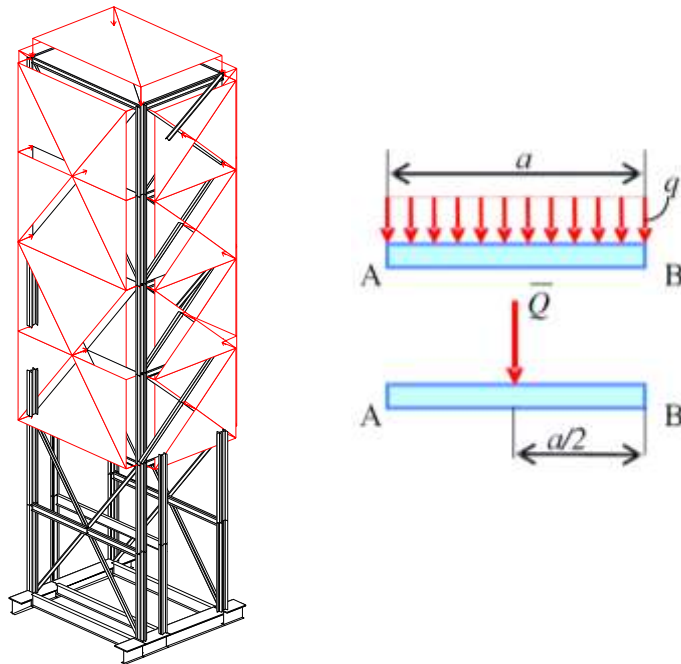


Рис. 2. Схема приложения нагрузки от воздействия шахтной депрессии

Нагрузки для расчетной схемы приняты в соответствии с измеренной шахтной депрессией в станке копра. Измерения шахтной депрессии проводились в трех положениях подъемных сосудов: 1 – один из подъемных сосудов находится в районе вентиляционного канала, второй сосуд – в стволе; 2 – оба сосуда находятся в стволе на одном уровне и максимально перекрывают сечение ствола; 3 – один из сосудов находится в районе приемной площадки, второй сосуд – в стволе.

В ходе расчета установлены суммарные деформации конструкций станка копра от действия общешахтной депрессии, а также суммарные напряжения в элементах станка копра, представленные в таблице.

Таблица
Расчетные значения деформаций и напряжений в элементах станка копра

Величина деформации, мм	Напряжение, кгс/см ²	Величина депрессии, Па (кг · с)	Положение подъемных сосудов
1	2	3	4
12,2	45,5	2655	1
12,2	45,4	2651	

Окончание таблицы

1	2	3	4
12,2	45,6	2662	
11,7	44,5	2598	2
11,7	44,4	2590	
11,7	44,8	2592	
12,8	47,8	2789	3
12,8	47,7	2780	
12,8	47,9	2792	
12,3	46,1	2687	2
12,4	46,2	2695	
12,4	46,1	2690	

На рис. 3 представлены схемы станковой части копра вентиляционного ствола ООО «ИМПЭК - ДОН» «Шахта «Заря» при шахтной депрессии равной 2590 Па (положение – 2).

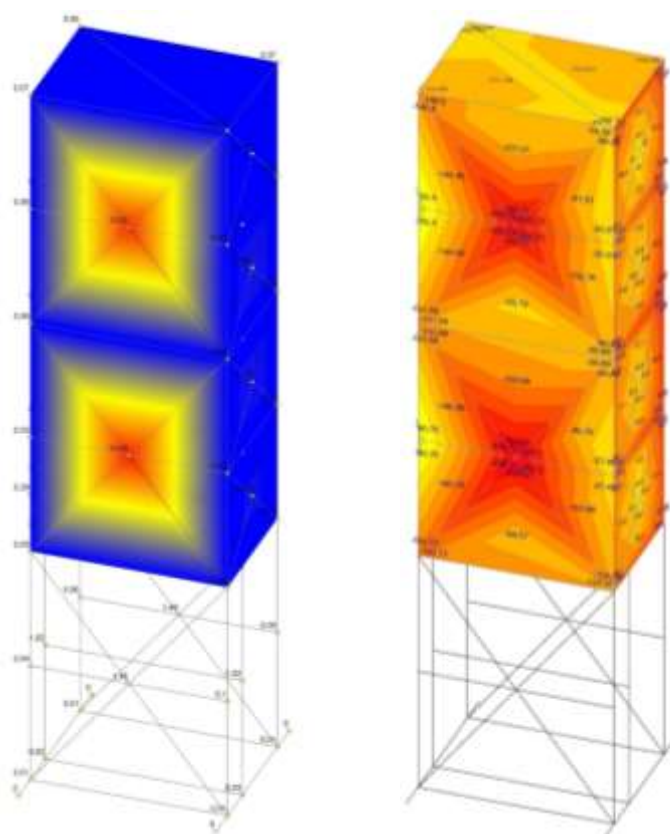


Рис. 3. Суммарные деформации и напряжения конструкций станка копра под действием общешахтной депрессии 2590 Па

По полученным расчетным данным деформаций и напряжений в элементах станка копра от величины шахтной депрессии, построим график зависимости (рис. 4)

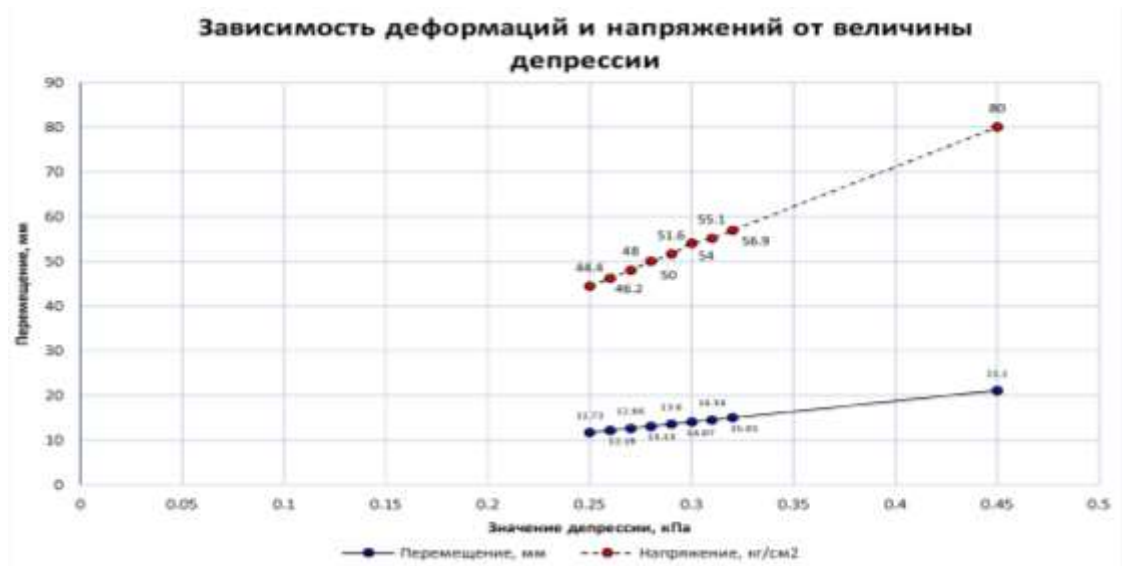


Рис. 4. Зависимость деформаций и напряжений в элементах станка копра от величины шахтной депрессии

Анализируя график, видим, что полученные зависимости деформаций и напряжений в элементах в результате воздействия депрессии являются линейными. С помощью полученного графика можно, зная значение шахтной депрессии на конкретной шахте, определить дополнительные деформации и напряжения, вызванные ее воздействием. Это актуально при расчетах на прочность металлических конструкций копровых сооружений, оценке их технического состояния и возможности дальнейшей эксплуатации.

ВЫВОДЫ

Установлено, что напряжения в элементах копра от воздействия шахтной депрессии достигают величины 100 кг/см^2 , что составляет 6,5% от допустимого напряжения 1600 кг/см^2 . Зависимость деформации и напряжений в металлоконструкциях шахтных копров от воздействия общешахтной депрессии – значительная, и пренебрегать ею не стоит. Поэтому учет всех факторов воздействия шахтной депрессии является обязательным как на стадии проектирования копра, так и в течение всего срока его службы. Игнорирование этого воздействия может привести к прогрессирующим

деформациям, и, в конечном счете, к аварийному состоянию конструкции копрового сооружения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Заключение экспертизы промышленной безопасности зданий и сооружений на опасном производственном объекте. Металлический копер вентиляционного ствола ООО «ИМПЭК - ДОН» «Шахта «Заря» №02-ЗС-24-0154.21 - 2021 г. – 50 с.

2. Абрамов Ф.А. Инструментальные средства и методы депрессионных съемок шахт / Ф.А. Абрамов, А.Ф. Милетин, В.Э. Стрейманн. – Москва: Недра, 1974. – 144 с.

3. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка-Донбасс, 1989. – 319 с.

Получено: 18.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Лобода В.В.

UDC 622.673.2

N.N. STROEV, *head of laboratory,*
M.V. KRIVONozHENKOV, *senior research worker; GBU MAKNI, Makeyevka*

DEPENDENCE OF VOLTAGES AND DEFORMATIONS IN THE ELEMENTS OF A HEADFRAME TOOL ON MINE DEPRESSION

The dependence has been identified of voltages and deformations in the elements of the metalwork of the headframe tool on the impact of mine depression. Consideration of this impact increases the accuracy of assessment of the engineering status of the construction of a headframe installation.

Keywords: mine depression, deformation, headframe tool, load.

II. ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

УДК 622.412:622.817

**В.А. БЕЗБОРОДОВ, директор,
В.Н. МЕДВЕДЕВ, д-р техн. наук,
Е.В. БЕЛЯЕВА, ведущий науч. сотр.,
А.Л. СКЛЯРОВ, ст. науч. сотр.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка**

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ГАЗОВОЙ ОПАСНОСТИ В РУДНИЧНОЙ АТМОСФЕРЕ СРЕДСТВАМИ КОНТРОЛЯ СОДЕРЖАНИЯ МЕТАНА

В статье представлена классификация газовых ситуаций, формирующихся в горных выработках, основанная на особенностях процесса изменения содержания метана при обычном и интенсивном газовыделении. Предложены алгоритмы обнаружения и прогнозирования газовых ситуаций. Показана возможность расширения функциональных возможностей технических средств для контроля содержания метана в угольных шахтах.

Ключевые слова: угольная шахта, метан, контроль, рудничная атмосфера, прогнозирование, безопасность.

Формирование взрывоопасных и угрожающих удушью метановоздушных смесей в рудничной атмосфере угольных шахт может приводить к авариям и травматизму горнорабочих. Достигнуть минимального содержания метана в рабочих зонах вентиляцией, дегазацией, снижением уровня нагрузки на забой и пр. удастся не всегда. Поэтому для принятия своевременных мер, предотвращающих аварийные ситуации, необходим постоянный мониторинг текущей газовой ситуации и ее прогнозирование на определенный период времени. Выпускаемая в настоящее время газоаналитическая техника функциями прогнозирования не обладает. Разработка алгоритма прогнозирования требует наличия сведений об объекте прогноза, отвечающих сущности контролируемых процессов.

Цель работы – обобщение результатов исследований, направленных на прогнозирование газовой ситуации, с использованием новых алгоритмов работы технических средств для контроля содержания метана.

Процессы изменения концентрации метана в угольных шахтах, разрабатывающих газоносные пласты, можно разделить на обычные, обусловленные технологическими работами по добыче угля, и необычные

(интенсивные), вызванные внезапными выбросами, прорывами газа и аналогичными явлениями [1]. Интенсивное газовыделение характеризуется внезапностью, кратковременностью, а также значительно большей динамикой в сравнении с обычными процессами. Оно трудно прогнозируемо и угрожает не только взрывами метановоздушных смесей, но и удушьем горнорабочих, т. к. формирует среду с пониженным содержанием кислорода в результате его вытеснения метаном.

Анализ различных источников информации, включая электронные ресурсы, показал, что обычные процессы изменения концентрации метана, применительно к широкому кругу решаемых задач в области безопасности подземной добычи угля, изучены достаточно глубоко [1, 3-7]. Необычные газовыделения, в силу своей специфики, пока не имеют детального обобщающего описания.

На основе материалов экспериментальных исследований разработана информационная модель, характеризующая составляющие процессов изменения содержания метана $C(t)$ в горных выработках:

$$C(t) = C_0(t) + X(t) + Y(t), \quad (1)$$

где $C_0(t)$ – медленно изменяющаяся компонента (фоновое значение), % об.;

$X(t)$ – компонента, характеризующая интенсивность процесса изменения содержания метана (тренд процесса), % об.;

$Y(t)$ – случайный процесс, характеризующий отклонение содержания метана от тренда (флуктуации), % об.

Процесс $C(t)$ можно разделить на ряд составляющих, что дает возможность отдельно изучить каждую компоненту.

Компонента $C_0(t)$ на отрезках времени, соизмеримых с инерционностью средств контроля метана в десятки секунд, практически не претерпевает изменений. Следовательно, ее можно рассматривать как величину постоянную. При правильно рассчитанных параметрах вентиляции абсолютное значение $C_0(t)$ находится на уровне нескольких долей % об. Компонента $C_0(t)$ несет основную информацию о динамике процесса. Эта составляющая характеризуется графиками, представленными на рис.1. Анализ графиков показывает, что с ростом количества угля, выброшенного в выработку при газодинамическом явлении, увеличиваются значения производных, характеризующих интенсивность процесса, и, в первую очередь, скорость нарастания содержания метана.

Экспериментально установлено, что наиболее интенсивное газовы-

деление, при обычных технологических циклах, наблюдается во время включения в работу добычных механизмов. Максимальная скорость нарастания содержания метана при этом не превышает 0,04 % об/с.

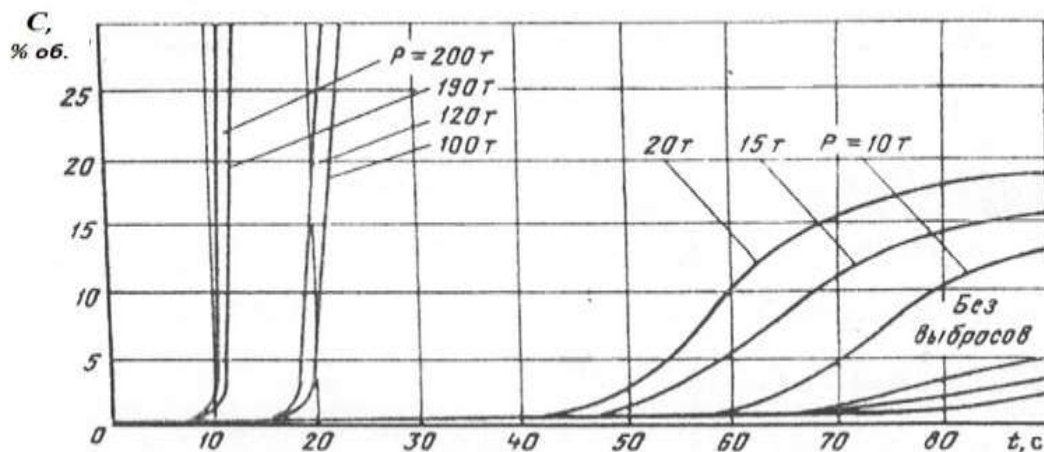


Рис.1. Динамика трендов начальной фазы процессов изменения концентрации метана, где P – количество угля, выброшенного в выработку при газодинамическом явлении, т

Взрывные работы в режиме сотрясательного взрывания, не сопровождающиеся выбросами угля и газа, приводят к $V_{н.мах}$ до 0,2 % об/с. При газодинамических явлениях $V_{н.мах} \geq 0,5$ % об./с. Кроме того, максимальная скорость нарастания содержания метана тесно коррелирует с количеством угля, выброшенного в выработку, и зависит от расстояния l между местом появления выброса и местом контроля, что проиллюстрировано рис. 2.

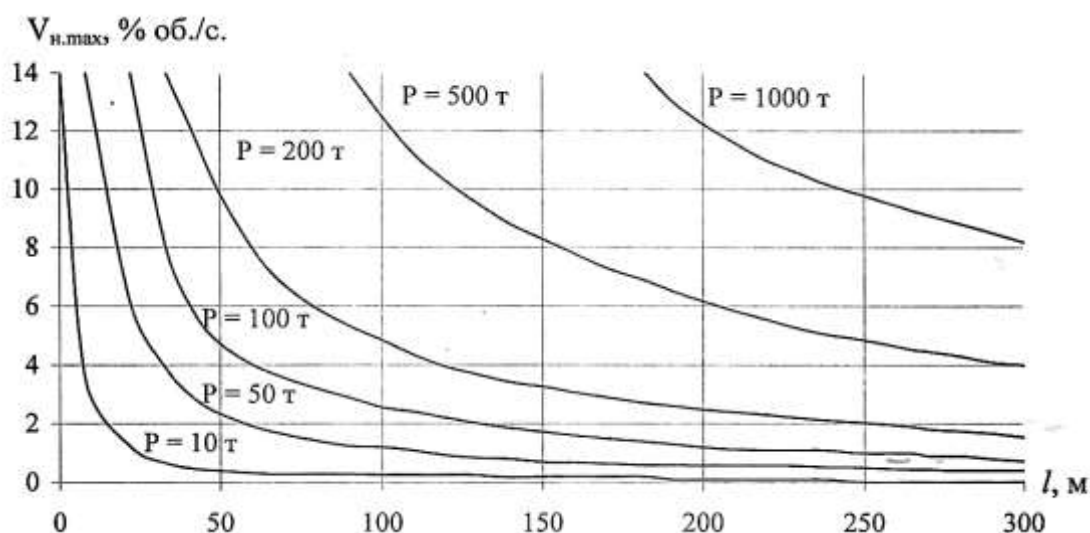


Рис. 2. Поле максимальных скоростей нарастания содержания метана

Компонента $Y(t)$ является высокочастотной составляющей $C(t)$ и представляет собой флуктуации концентрации метана, которые можно рассматривать в виде стационарных случайных процессов с нормальным законом распределения флуктуаций (отклонений значений концентрации от математического ожидания). С точки зрения получения информации о содержании метана средствами газового контроля, флуктуации являются помехами, ограничивающими быстродействие этих средств.

На основании информационной модели (1), с учетом динамики процессов, происходящих во время обычных и необычных газовыделений, построен алгоритм работы метанометрической техники для угольных шахт.

Указанные процессы формируют в горных выработках определенные газовые ситуации (рис. 3), исходя из угрозы взрыва метановоздушных смесей и удушья горнорабочих.



Рис. 3. Схема классификации газовых ситуаций для метановоздушных смесей

В настоящее время горнорабочий, получая информацию о содержании метана в числовом значении, сравнивает ее с ранее сформированными

Одной из задач совершенствования метанометрической техники является автоматическое распознавание газовых ситуаций, представленных на рис. 3. Одновременно с этим для принятия своевременных мер по обеспечению безопасности, необходимо учитывать инерционные свойства средств контроля содержания метана, различные помехи, включая флуктуации, которые требуют определенного промежутка времени для обработки поступающей информации. Поэтому предложено осуществлять обнаружение газовых ситуаций по текущим и прогнозируемым значениям согласно следующему алгоритму.

где $A_1...A_5$ – газовые ситуации: A_1 – неопасная, A_2 – предаварийная, A_3 – взрывоопасная, A_4 – угнетающая, A_5 – удушливая;

$D_1 \dots D_5$ – области значений, соответственно характеризующие определенные газовые ситуации $A_1 \dots A_5$;

$(c_1 \dots c_n)$ и $(u_1 \dots u_n)$ – значения концентрации метана (% об.) и пропорциональные им значения электрических сигналов;

$\wedge$ – символ, указывающий на операцию прогнозирования.

Для решения этой задачи необходимо средствам контроля содержания метана придать способность предвидеть ход событий, т.е. прогнозировать газовые ситуации. Таким образом, персонал шахты будет обладать сведениями о газовой ситуации в текущий момент времени и аналогичной информацией на прогнозируемый промежуток времени для выбора стратегии поведения. На основе изложенного, можно представить структурную схему обнаружения и прогнозирования газовых ситуаций (рис. 4).



Рис. 4. Структурная схема обнаружения и прогнозирования газовых ситуаций

Таким образом, представленная структурная схема позволяет осуществить обнаружение и прогнозирование всех газовых ситуаций в полном соответствии с результатами проведенных исследований и показывает возможность их реализации в метанометрической технике.

ВЫВОДЫ

Предложена классификация газовых ситуаций, формирующихся в рудничной атмосфере в процессе изменения концентрации метана.

Разработаны алгоритмы обнаружения и прогнозирования газовых ситуаций для расширения функциональных возможностей технических средств для контроля содержания метана.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Петросян А. Э. Выделение метана в угольных шахтах. Закономерности и их инженерное использование / А. Э. Петросян. – Москва: Наука, 1975. – 188 с.

2. Карпов Е.Ф. Автоматическая газовая защита и контроль рудничной атмосферы / Е.Ф. Карпов, И.Э. Биренберг, Б.И. Басовский. – Москва: Недра, 1984. – 285 с.
3. Ушаков К.З. Газовая динамика шахт / К.З. Ушаков. – Москва: Недра, 1984. – 248 с.
4. Гусев М.Г. Высокочастотные составляющие процессов изменения концентрации метана и их влияние на средства газового контроля / М.Г. Гусев, В.Н. Медведев, В.А. Святный // Горный журнал. – 1983. – № 7. – С. 55-58.
5. Минеев, С.П. Закономерности метановыделения при высоких скоростях подвигания очистного забоя / С.П.Минеев, В.Н.Кочерга, А.С. Янжула // Уголь Украины. – 2015. – № 7. – С. 26-31.
6. Геомеханические процессы и прогноз динамики газовыделения при ведении очистных работ в угольных шахтах / Н.И. Антощенко, В.Н. Окаелов, В.Н. Павлов [и др.]. – Алчевск: ДонГТУ, 2010. – 449 с.
7. Трубецкой К. Н. Особенности метановыделения в высокопроизводительных угольных шахтах / К.Н. Трубецкой, А.Д. Рубан, В.С. Забурдяев // ФТПРПИ. – 2011. – № 4. – С. 76 - 85.

Получено: 13.10.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Диденко В.В.

UDC 622.412:622.817

V.A. BEZBORODOV, *Cand. Sc. Eng., Director*

V.N. MEDVEDEV, *Dr. Eng.,*

E.V. BELYAEVA, *leading research worker;*

A.L. SKLYAROV, *senior research worker; GBU MAKNI, Makeyevka*

FORECASTING OF GAS HAZARD IN MINE AIR BY MEANS OF METHANE CONTENT CONTROL

This research paper presents the classification of gas events developing in mine workings which is based on particularities of the process of changes in methane content both during normal and intensive gas emission. The algorithms are suggested for detection and forecasting of gas events. The possibility has been demonstrated of enhancement of technical means for control of methane content in coal mines.

Keywords: coal mine, methane, control, mine air, forecasting, safety.

УДК: 621.3.064.1

В.В. ДИДЕНКО, канд. техн. наук, зав. лаб.,
Р.А. ПАРХОМЕНКО, зав. лаб.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка
А.Ю. КАРПОВСКИЙ, зав. отд.; ГБУ «Автоматгормаши
им. В.А. Антипова», г. Донецк

К ВОПРОСУ ЗАЩИТЫ ОТ ТОКА КОРОТКОГО ЗАМЫКАНИЯ В СИСТЕМЕ УЧАСТКОВОГО ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ

Приведены результаты анализа режимов короткого замыкания в системе участкового электроснабжения. На базе экспериментальных исследований разработан комбинированный способ обнаружения короткого замыкания на начальной стадии его развития. Это позволит создать устройство, отключающее напряжение до начала развития аварии, и повышающее безопасность системы электроснабжения.

Ключевые слова: анализ, ток короткого замыкания, система участкового электроснабжения, алгоритм работы защиты, быстродействие.

Создание защиты от тока короткого замыкания (КЗ), обеспечивающей отключение аварийного участка в системе участкового электроснабжения на начальной стадии развития КЗ, имеет много достоинств: повышение безопасности труда, снижение материальных потерь, возможность использования силовых полупроводниковых компонентов (СПК) и т.п. Поэтому разработка способа для определения аварийной ситуации на стадии ее развития, является актуальной.

Цель работы – определение параметров начальной стадии развития процесса короткого замыкания.

Система участкового электроснабжения (СЭ) горношахтного оборудования (ГШО) содержит пускатель взрывозащищенный искробезопасный (ПВИ) с дистанционным управлением и блоком максимальной токовой защитой (МТЗ), автоматический фидерный выключатель (АФВ) с блоком МТЗ, передвижную трансформаторную подстанцию (ТСВП), у которой во вторичной цепи низкого напряжения предусмотрен выключатель и блок МТЗ (рис.1). Питается СЭ ГШО посредством высоковольтного кабеля от ячейки КРУВ, содержащей выключатель и блок МТЗ.

Все блоки защиты работают на прямом измерении тока в фазах и расположены последовательно, а функционально – работают параллельно и, самое главное, ток уставки блока МТЗ устанавливается человеком, т. е., не ис-

ключается человеческий фактор, в тоже время ток КЗ должен превысить ток уставки блока МТЗ на $10 \div 20\%$.

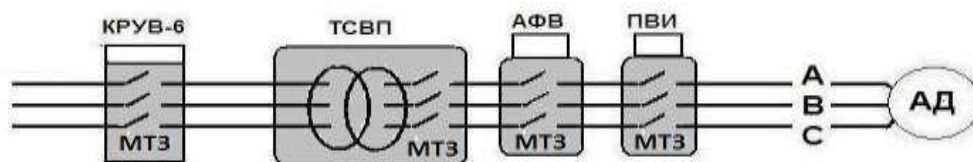


Рис. 1. Шахтная низковольтная сеть

Такой подход имеет много достоинств, а именно: простота структурного и схемного решения, дешевизна. К недостаткам необходимо отнести инерционность работы блоков МТЗ, а также невозможность применения СПК (симисторов, модулей IGBT и др.) для отключения КЗ. Объясняется это тем, что СПК разрушаются при протекании сверхтоков длительностью более 10 мс. А блоки МТЗ формируют сигнал отключения напряжения через $80 \div 100$ мс [1], для исключения ложных срабатываний.

В результате экспериментальных исследований и математического моделирования было установлено, что начальную стадию развития процесса КЗ можно определить по изменению:

- скорости и ускорения тока в силовой цепи, т.е., по первой и второй производной тока, рис. 2;
- площади в единицу времени $S_{кз}$, т.е. интегральному показателю количества тока в каждой фазе, заштрихованная площадь на рис. 2;
- токов в фазах силовой цепи (асимметрия токов), рис. 3;
- угла между фазами токов, рис. 3.

Ток КЗ в СЭ не изменяет частоту сети (рис. 2). Но амплитуды рабочего тока АД, пускового тока АД и тока КЗ значительно отличаются. Следовательно, скорость, ускорение изменения тока в силовой цепи и интегральный показатель количества тока в каждой фазе ($S_{кз} > S_{пуск} > S_{ном}$), протекающего за выделенное время можно использовать для определения аварийной ситуации, т.е. тока КЗ в СЭ. Определение ситуации возможным за время до 5 мс, обработка сигнала до 2 мс, отключение СПК в фазах при прохождении тока через нуль от 7 до 14 мс и общее время отключения напряжения от 16 до 21 мс.

При нормальной работе АД ток в фазах **A, B, C** одинаковый, синусоидальный, частотой 50 Гц, период 20 мс, угол между фазами 120° , временной порядок чередования фаз $10:3 = 3,33$ мс.

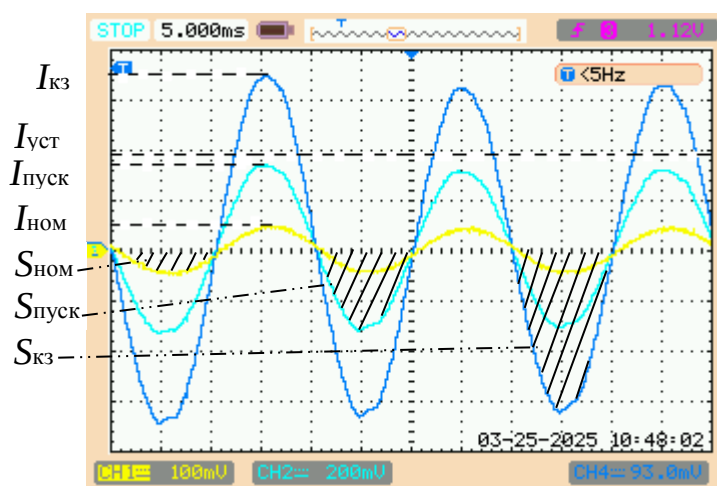


Рис. 2. Диаграммы токов в СЭ,
где I_{K3} – ток КЗ синяя осциллограмма, $I_{пуск}$ – пусковой ток АД зеленая осциллограмма, $I_{ном}$ – рабочий ток АД желтая осциллограмма, $I_{уст}$ – ток уставки МТЗ, $S_{K3} > S_{пуск} > S_{ном}$

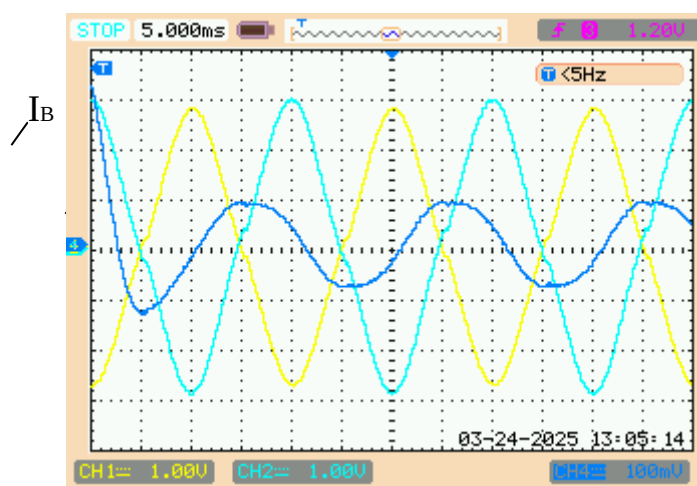


Рис. 3. Диаграммы токов в СЭ,
где I_C – ток в фазе **С** – синяя осциллограмма, I_A – ток в фазе **А** – зеленая осциллограмма, I_B – ток в фазе **В** – желтая осциллограмма, $I_A = I_B \gg I_C$ (ток в фазе **С** в 30 раз меньше)

Анализ диаграмм рис. 3 показал, что токи в фазах **А** и **В**, ($I_A = I_B \gg I_C$), между которыми произошло КЗ увеличились. В фазе **С** ток остался практически без изменения. Угол между фазами **А** и **В** изменился на 60° , т.е., со

120° до 180°, токи в противофазе, угол между фазами В и С, а также между А и С изменился на 90°, временной порядок чередования фаз равен примерно 5 мс. Все остальное, а именно: синусоидальная форма, частота 50 Гц, период 20 мс остались прежними.

Реализовать эти решения возможно, применив СПК и оригинальную логическую схему управления, обеспечивающую отключение тока КЗ на стадии развития аварийной ситуации. Структурная схема предлагаемой защиты приведена на рис. 4.

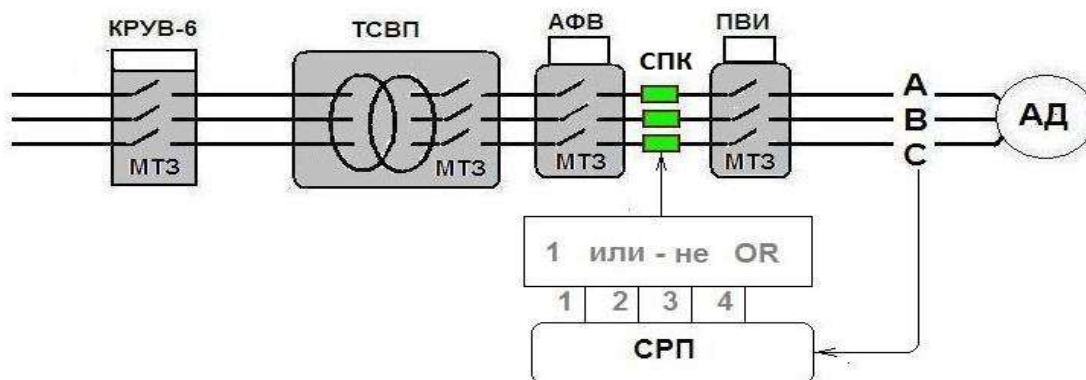


Рис. 4. Шахтная низковольтная сеть с СПК и логическим элементом И-НЕ

СРП по информации от сети посредством логического элемента И-НЕ контролирует работу СПК и при возникновении КЗ в сети выдает команду на отключение.

В электрической цепи в момент КЗ сила тока и магнитный поток начинают изменяться, т.е. результирующее напряжение в цепи (E) равно [2]:

$$E = U + L \frac{di_k}{dt}, \quad (1)$$

где U – напряжение сети;

$L di_k/dt$ – ЭДС переходного процесса, обусловленная индуктивностью сети.

Ток КЗ определяется параметрами сети и фазой включения. Ток достигает максимального I_m значения при фазе включения $\Psi = \pm \frac{\pi}{2}$ за время до 10 мс. Анализ производной тока $i'_{к.з.}$.

$$i'_{к.з.} = I_m \cdot \left[\omega \cdot \cos(\omega \cdot t + \Psi) + \sin(\Psi/T) \cdot e^{-\frac{t}{T}} \right], \quad (2)$$

где T – период переменного тока,

$\omega = 2\pi f = 314$ – угловая частота показывает, что ее максимальное значение достигается при $\Psi = 0$, а, следовательно, $i'_{к.з.} = I_m \cdot \omega \cdot \cos(\omega \cdot t)$. Если $0 < \Psi < \frac{\pi}{2}$, то максимум значения производной тока достигается с задержкой времени до 5 мс. Быстродействие защиты определяется из трансцендентного уравнения:

$$\cos(\omega \cdot t) = -\frac{1}{\omega^2 \cdot T^2} \cdot e^{-\frac{t}{T}}.$$

Для достижения быстродействия в системе защитного отключения, не превышающего 1 мс, необходимо использовать вторую производную тока КЗ, описываемую следующим уравнением [3]:

$$i''_{к.з.} = I_m \cdot \left[-\omega^2 \cdot \sin(\omega \cdot t + \Psi) - \sin(\Psi/T^2) \cdot e^{-\frac{t}{T}} \right]. \quad (3)$$

Анализ выражений 1-3 показывает, что вторая производная тока КЗ и сам ток КЗ при $\Psi = \frac{\pi}{2}$ максимальны в начальный момент, а первая производная в это время минимальна, при $\Psi = 0$ наоборот. В диапазоне $\frac{\pi}{2} < \Psi < \pi$ по мере уменьшения начального угла значение $I_{к.з.}$ и $i'_{е.с.}$ увеличивается, а $i''_{е.с.}$ уменьшается, затем, наоборот, благодаря чему можно достичь времени срабатывания до 1 мс.

ВЫВОДЫ

Обнаружение начальной фазы развития тока КЗ возможно по изменению временного порядка чередования фаз в СЭ. Эти данные достаточны для синтеза быстродействующей защиты, однако они недостаточны, с точки зрения помехоустойчивости при различных внутрисетевых и коммутационных помехах. Для исключения ложных срабатываний необходимо использовать первую и вторую производные тока в силовой цепи, асимметрию токов в фазах силовой цепи и интегральный показатель количества тока в каждой фазе. Все это позволило разработать комбинированный способ обнаружения короткого замыкания на начальной стадии его развития и в дальнейшем можно создать устройство защиты от тока КЗ, обеспечивающее отключение напряжения на стадии развития аварии. Исполнительным элементом может быть силовой полупроводниковый компо-

нент или быстродействующий коммуникационный аппарат.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Марапулец М.В. Модульный принцип построения многофункциональных микропроцессорных устройств защиты от аварийных режимов / М.В. Марапулец, А.Л. Серов, А.А. Белошистов // Взрывозащищенное электрооборудование: сб. науч. тр./ ГБУ «НИИВЭ». – Донецк, 2022. – №1(53). – С. 37-44.
2. Риман Я.С. Защита шахтных участковых сетей от токов короткого замыкания. – Москва: Недра, 1985. – 88с.
3. Савицкий В.Н. Микропроцессорные защиты от аварийных режимов распределительных сетей напряжением до 1200 В / В.Н.Савицкий, А.И. Белошистов, А.В. Савицкий // Уголь Украины. – 2009. – № 3. – С. 23-25.

Получено: 21.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Диденко В.П.

UDC: 621.3.064.1

**V.V. DIDENKO, Ph. Dr. Eng., head of laboratory,
R.A. PARKHOMENKO, head of laboratory; GBU MAKNIИ, Makeyevka
A.Y. KARPOVSKIY, head of department;
GBU Avtomatgormash im. V.. Antipova, Donetsk**

PROBLEM OF SHORT-CIRCUIT CURRENT PROTECTION IN THE SYSTEM OF SECTIONAL POWER SUPPLY

This research paper presents the results of analysis of short-circuit conditions in mine low-voltage networks. Based on field researches parameters have been identified which characterize the initial stage of short circuit progress. This enables the creation of the device which de-energizes before the beginning of the accident and improves safety of power supply system.

Keywords: analysis, short-circuit current, system of sectional power supply, operation algorithm of protection, response speed.

УДК 622:621.31

**В.П. ДИДЕНКО, канд. техн. наук, ст. науч. сотр.; ГБУ «МАКНИИ»,
г. Макеевка**

О КОНТРОЛЕ ИСПРАВНОСТИ ИСКРОЗАЩИТЫ ИСТОЧНИКОВ ПИТАНИЯ С ДИНАМИЧЕСКОЙ ЗАЩИТОЙ НА ПОСТОЯННОМ ТОКЕ

Разработано устройство для контроля работоспособности искрозащиты в цепях постоянного напряжения, содержащих источники питания с динамической защитой на базе электронного устройства сокращения длительности разряда.

Ключевые слова: искрозащита, контроль исправности, постоянное напряжение, цифровая обработка, искробезопасная электрическая цепь.

Искробезопасность электрических цепей является наиболее эффективным видом взрывозащиты слаботочных электрических цепей горношахтного электрооборудования и позволяет достичь наиболее высокого уровня – особовзрывобезопасный, а также обслуживать оборудование в условиях эксплуатации без отключения электрической энергии.

Обеспечение искробезопасности ограничением длительности разряда электронным устройством, позволяет получить максимальную мощность искробезопасных цепей.

Повышение надежности и искробезопасной мощности источников питания электрических цепей позволило обеспечить искробезопасную мощность цепей питания сосредоточенных индуктивных нагрузок и освещения на уровне 70 и более ватт [1]. Длительная и безопасная эксплуатация электрооборудования возможна при надежном и простом периодическом контроле исправности искрозащиты таких цепей, что делает актуальной разработку такого устройства.

Целью работы является разработка устройства для контроля исправности искрозащиты в цепях постоянного напряжения, содержащих источники питания с динамической защитой.

Государственные стандарты [2, 3], определяющие технические требования и методы испытаний взрывозащиты вида «искробезопасная элек-

трическая цепь», регламентируют для цепей постоянного напряжения контролировать только значения напряжения холостого хода и тока короткого замыкания, что не дает объективную информацию о состоянии искрозащиты, поэтому разработано устройство для контроля исправности искрозащиты. К выходу источника подключают первый резистор заданного сопротивления, при котором должно происходить отключение защиты источника на подключение нагрузки. Затем этот резистор отключают.

Для проверки защиты на отключение нагрузки от выходной цепи источника, отключают предварительно подсоединенный второй резистор сопротивлением, при котором должно происходить выключение источника на отключение нагрузки. Искрозащита источника признается исправной, если в обоих случаях регистрируется отключение выходной цепи. Для большинства искробезопасных источников питания чувствительность защиты на подключение ниже, чем на отключение, поэтому сопротивления проверочных резисторов могут быть различными. Напряжение на закрытом коммутационном элементе в момент коммутации ограничивают до 10В, моделируя начальное падение напряжения на разряде [1].

Предлагаемое устройство содержит блок питания, аналоговый блок и блок управления и обработки с дисплеем. Блок управления формирует цифровые сигналы управления, поступающие в аналоговый блок для воздействия на проверяемый источник питания. Аналоговый блок формирует нагрузку и моделирует разряд, а также передает сигнал отклика источника в блок управления для анализа. Результаты проверки отображаются на дисплее.

Функциональная схема устройства представлена на рис. 1. Она содержит блок питания напряжением 5 В, блок управления и обработки, вырабатывающий цифровые сигналы управления, передаваемые по цепям **D3–D5** в аналоговый блок, и обрабатывающий отклик, получаемый по цепи ВН, проверяемого источника питания.

Кроме того, блок управления и обработки запускается нажатием кнопки **SW1**, обрабатывает результаты проверки и отображает их на дисплее. Связь контроллера блока управления с дисплеем осуществляется аппаратным **SP**-интерфейсом, обеспечивая высокую скорость передачи информации. Входные цепи Input+ и **GND** служат для подключения устройства к проверяемому источнику питания.

Блок питания формирует напряжение +5 В для цифровой части устройства. Аналоговый блок принимает сигналы управления по цепям **D3–D5** от блока управления, формирует сигналы воздействия на проверя-

емый источник питания (подключение и отключение нагрузки, моделирование разряда) и передает сигнал отклика по цепи ВН для анализа.

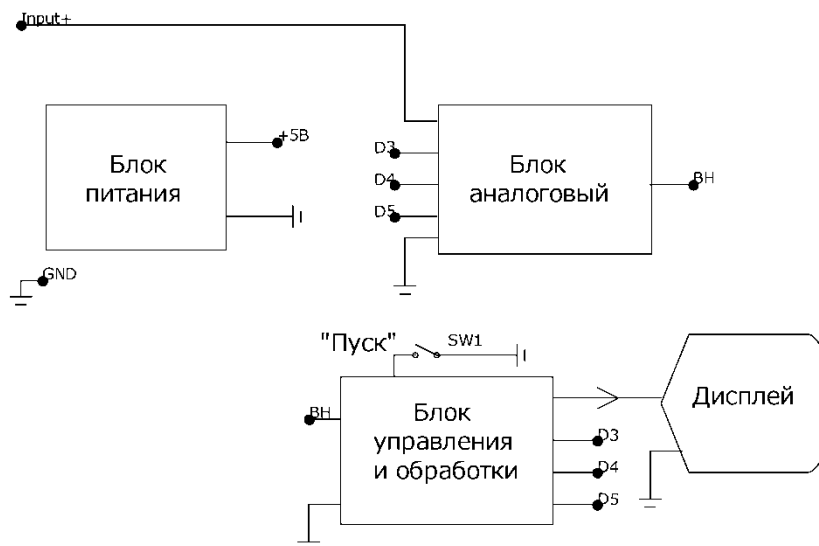


Рис. 1. Схема функциональная устройства
для контроля исправности искрозащиты

Блок управления и обработки, выполненный на плате Arduino Nano с контроллером ATMEGA328, принимает сигнал ВН, выполняет его обработку с использованием встроенного аналогового компаратора и управляет устройством. Результаты отображаются на дисплее разрешением 128×128 с контроллером *ST7735*, использующим интерфейс *SPI* для связи с блоком управления. Кнопка *SW1* («Пуск») инициирует процесс проверки, подавая сигнал на блок управления через цепь Start, подключенную к нулевому прерыванию контроллера (вывод *D2*).

Схема электрическая принципиальная аналогового блока представлена на рис. 2. Блок состоит из трех функциональных узлов, каждый из которых выполняет свою задачу в соответствии с методом контроля.

Первый узел – входной делитель на резисторах *R1* и *R2*. Входной сигнал с цепи Input+ масштабируется делителем и поступает на выход ВН, который используется для формирования сигнала ВН в блоке управления. В зависимости от выбора опорного напряжения процессора, амплитуда сигнала ВН может быть различной, но не выше напряжения питания, то есть 5 В. Простота схемы обеспечивает надежное измерение напряжения источника питания.

Второй узел предназначен для проверки срабатывания источника питания на подключение нагрузки. Он выполнен на транзисторе **VT1** (*N*-канальный MOSFET) с токоизмерительным резистором **R3**, резистором **R4** и стабилитроном **VD1**, ограничивающим напряжение до 10 В для моделирования начального падения напряжения на разряде. Сигнал управления поступает по цепи **D3** от блока управления. При активации сигнала **D3** транзистор **VT1** открывается, подключая нагрузку (резистор **R3**) к источнику питания, что вызывает скачок напряжения, регистрируемый через цепь ВН.

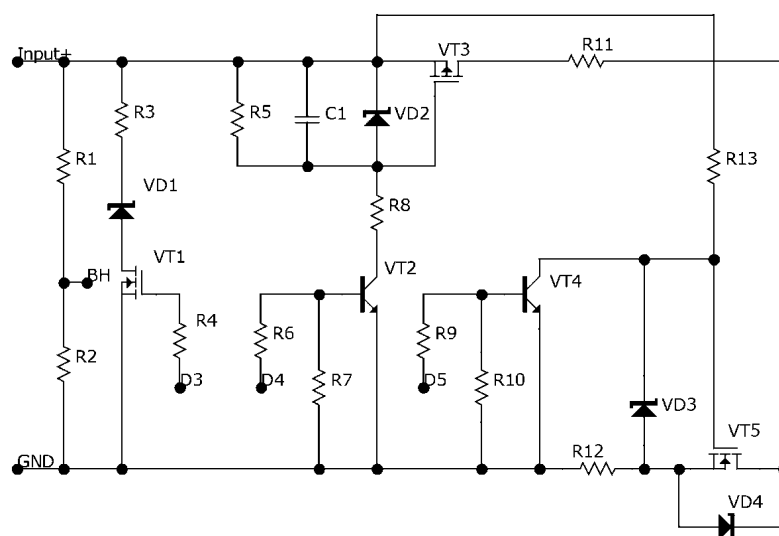


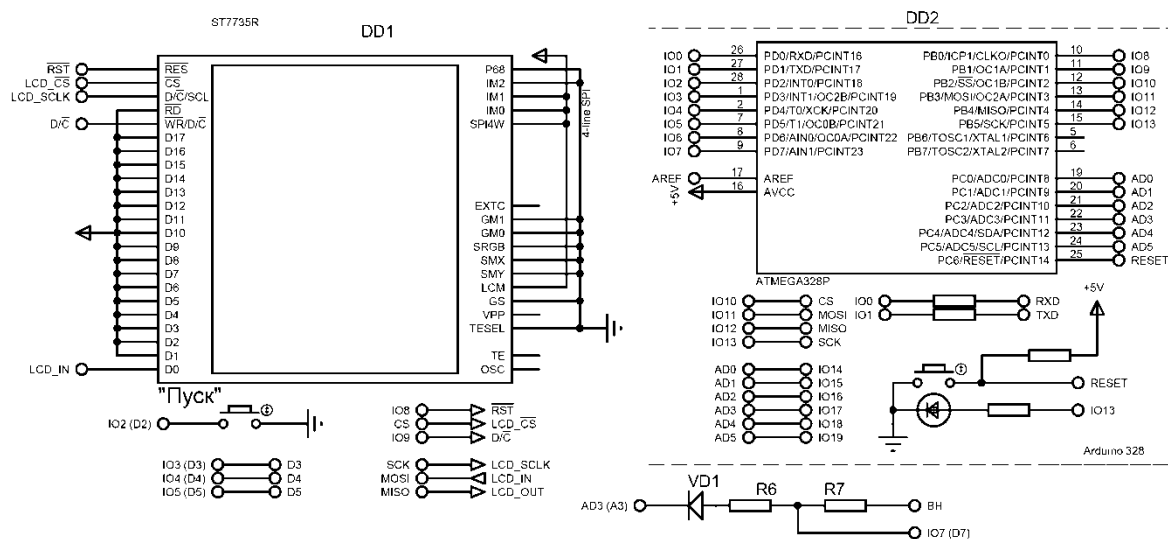
Рис. 2. Схема электрическая принципиальная блока аналогового

Третий узел обеспечивает проверку источника питания на срабатывание при отключении нагрузки. Нагрузка формируется суммарным сопротивлением резисторов **R11** и **R12**, а ее подсоединение осуществляет транзистор **VT3** (*P*-канальный MOSFET), управляемый через цепь **D4**. Управление транзистором **VT3** реализовано с помощью транзистора **VT2**, стабилитрона **VD2**, конденсатора **C1** и резисторов **R5–R8**. После подключения нагрузки транзистор **VT5** (*N*-канальный MOSFET), управляемый через цепь **D5**, выполняет ее проверочное отключение. Управление транзистором **VT5** осуществляется через транзистор **VT4**, стабилитрон **VD3** и резисторы **R9, R10, R13**. В момент отключения нагрузки стабилитрон **VD4** (с напряжением стабилизации 10 В) моделирует разряд, создавая начальное падение напряжения.

Электрическая принципиальная схема блока управления и обработки (DD2) и дисплея (DD1) представлена на рис. 3.

Блок управления выполнен на плате Arduino Nano с микроконтроллером ATMEGA328. Сигнал ВН поступает на инвертирующий вход аналогового компаратора (вывод D7) для регистрации скачков напряжения. Кнопка SW1 («Пуск») подключена к цифровому входу D2 (нулевое прерывание), через который контроллер получает сигнал для запуска проверки.

Дисплей ST7735 подключен к Arduino Nano через интерфейс SPI: выводы LCD_CS, LCD_SCL и LCD_SDA соединены с цифровыми выводами D10, D13 и D11 соответственно, а вывод LCD_RES – с D8. Вывод D/C дисплея подключен к D9, что позволяет переключать режимы передачи данных и команд. Это обеспечивает передачу данных для отображения результатов состояния искрозащиты, характеризующих работу источника питания. Питание обоих блоков осуществляется от шины +5 В и GND.



напряжения.

Устройство работает следующим образом. В исходном состоянии его входные зажимы Input+ и **GND** подсоединяются к проверяемому источнику питания. После нажатия кнопки **SW1** («Пуск») сигнал поступает в блок управления через вход **D2** (нулевое прерывание), и контроллер начинает проверку, формируя цифровые сигналы управления, распределенные во времени.

Сначала сигнал **D3** переключается контроллером на высокий уровень, открывая транзистор **VT1** в аналоговом блоке, что подсоединяет нагрузку в виде резистора **R3** и стабилитрона **VD1**, с напряжением стабилизации 10 В, к источнику питания, моделируя коммутационный разряд замыкания. При исправной искрозащите выходное напряжение источника скачкообразно снижается, что регистрируется через цепь ВН. Аналоговый компаратор контроллера переключает свой выход с низкого уровня на высокий, фиксируя отключение источника на подключение нагрузки. По нарастающему фронту напряжения при восстановлении источника выход компаратора возвращается на низкий уровень. Затем сигнал **D3** переключается на низкий уровень, закрывая транзистор **VT1** и завершая проверку на подключение нагрузки.

После выдержки времени в несколько миллисекунд, необходимой для завершения переходных процессов, сигнал **D4** переключается на высокий уровень, открывая транзистор **VT3**. Это подключает нагрузку из резисторов **R11** и **R12** к источнику питания. В исходном состоянии транзистор **VT5** открыт. По истечении нескольких миллисекунд, необходимых для стабилизации переходных процессов, сигнал **D5** переключается на высокий уровень, закрывая транзистор **VT5**. Это приводит к включению в цепь нагрузки стабилитрона **VD4** с напряжением стабилизации 10 В, моделирующего электрический разряд. При исправной искрозащите выходное напряжение источника питания скачкообразно снижается, что вызывает переключение выхода компаратора с низкого уровня на высокий и регистрируется контроллером как срабатывание искрозащиты источника питания на отключение нагрузки. Через несколько миллисекунд напряжение источника восстанавливается, и выход компаратора возвращается на низкий уровень.

Результаты проверки искрозащиты при подключении и отключении нагрузки выводятся на дисплей **ST7735** через интерфейс **SPI**. Общее время проверки составляет порядка нескольких десятков миллисекунд.

ВЫВОДЫ

Разработанное устройство позволяет эффективно контролировать искрозащиту, содержащую источник питания с динамической защитой на постоянном токе.

Использование аналогового компаратора контроллера ATMEGA328 обеспечивает достоверную регистрацию скачков напряжения при подключении и отключении нагрузки. Моделирование разряда с помощью стабилитронов с напряжением стабилизации 10 В позволяет корректно воспроизвести условия коммутации. Цифровая обработка на плате Arduino Nano и вывод результатов на дисплей *ST7735* делают устройство удобным для применения.

Простота конструкции, высокая информативность и возможность последующей модификации делают устройство пригодным как для производственного применения, так и для научно-исследовательских целей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Диденко В. П. Совершенствование способов и средств обеспечения искробезопасности взрывозащищенного электрооборудования / В. П. Диденко, Ю. В. Кудинов, Ю. Ф. Булгаков // Проблемы горного давления / Сб. науч. тр. ДонНТУ. – 2016. – № 4(31). – С. 26-48.

2. ГОСТ 22782.5-78. Электрооборудование взрывозащищенное с видом взрывозащиты «Искробезопасная электрическая цепь». Технические требования и методы испытаний: Государственный стандарт СССР: дата введения 1980-01-01. – Изд. официальное. – Москва: Стандартиздат, 1979. – 70 с.

3. ГОСТ 31610.11-2014. Взрывоопасные среды. Часть 11. Оборудование с видом взрывозащиты «искробезопасная электрическая цепь «i» (IEC 60079-11:2011, MOD): национальный стандарт Российской Федерации: дата введения 2016-12-01 / Федеральное агентство по техническому регулированию. – Изд. официальное. – Москва: Стандартинформ, 2016. – 120 с.

Получено: 21.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Диденко В.В.

UDC 622:621.31

V.P. DIDENKO, Ph. Dr. Eng., senior research worker; GBU MAKNI, Makeyevka

**FUNCTIONAL CHECK OF SPARK PROTECTION
OF POWER SUPPLY SOURCES WITH DYNAMIC PROTECTION
USING DIRECT CURRENT**

A device has been developed for operational check of spark protection in circuits with continuous voltage containing power supply sources with dynamic protection on the basis of an electronic device for reducing of discharge duration.

Keywords: spark protection, functional check, continuous voltage, digital processing, intrinsically safe electrical circuit.

УДК 622.06

**Б.Б. ЗЕЛЬДИН, гл. специалист горного отдела,
И.Н. АНДРУСЕНКО, гл. инженер горного отдела;
ГБУ «ДОНГИПРОШАХТ», г. Донецк**

О ЛИКВИДАЦИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ДОНБАССА

Рассмотрены проблемы, связанные с необходимостью ликвидации целого ряда угольных предприятий Донецкой Народной Республики. Показана необходимость корректировки документов, регламентирующих ликвидацию закрытых шахт после окончания военных действий.

Ключевые слова: шахта, водоприток, ствол, засыпка.

В настоящее время на многих шахтах ДНР нарушено энергоснабжение поверхностных технологических комплексов, что привело к их остановке. Так, шахты им. А.А. Скочинского и им. А.Ф. Засядько затапливаются подземными водами, поэтому требуется решить вопрос их восстановления или закрытия. Полностью остановлены шахты крутого падения в Центральном районе Донбасса. Происходит планомерное, а в ряде случаев стихийное, затопление горных работ закрытых шахт.

В нормативных документах, регламентирующих процесс ликвидации шахт, не рассмотрены вопросы ликвидации после окончания военных действий. Поэтому в настоящее время актуально изучение проблем, возникших при ликвидации разрушенных предприятий.

Целью статьи является анализ факторов, осложняющих процесс ликвидации разрушенных шахт.

Разрушенные поверхностные комплексы угледобывающих предприятий значительно усложняют ликвидацию вертикальных и наклонных стволов в связи с ограниченностью доступа к ним, опасностью ведения работ на частично обрушенных сооружениях и необходимостью проведения работ по разминированию территорий, что не учитывается положениями действующих нормативных документов.

Сложность ликвидации старых угольных предприятий Донбасса имеет много причин. Одна из них – большое количество шахт на достаточно ограниченной территории.

При вертикальном размещении шахт, когда верхние пласты отрабатываются одной неглубокой шахтой, а нижние – более глубокой шахтой с размещением основных технологических комплексов поверхности на одной или на нескольких смежных промплощадках, возникает опасность пе-

ретока шахтных вод из вышележащей шахты в более глубокую. Примером могут быть шахты «Октябрьская» и «Октябрьский рудник», шахты им. Е.Т. Абакумова и им. А.А. Скочинского.

При продольном размещении шахтных полей имеют место случаи изменения технических границ шахт по простиранию в ходе ведения горных работ, а также несоблюдения параметров барьерных целиков между горными отводами смежных шахт. Аналогичная ситуация складывается при размещении шахтных полей по падению.

Кроме того, имеются гидравлические связи между соседними шахтами, возникшие при нарушении размеров барьерных целиков или наличия прямых перетоков через старые горные выработки. Переток шахтной воды при вертикальном расположении шахт происходит по стволам, пройденным сквозь выработанное пространство вышележащих шахт, а также через незатампонируемые геологоразведочные скважины. Поэтому после окончания эксплуатации одной из соседних шахт и при ее затоплении возникает ряд проблем на действующих смежных шахтах.

Учитывая опасность неконтролируемого затопления шахт ДНР, по распоряжению Правительства РФ с 2015 года по 2018 год научным центром ООО «МНЦ ГЕОМЕХ» (Санкт-Петербург) была выполнена исследовательская работа «Прогноз развития гидрогеологической ситуации в техногенных комплексах действующих и ликвидируемых шахт с разработкой оптимальной схемы водоотливных комплексов и мероприятий, обеспечивающих безопасность объектов поверхности на 2015-2019 годы».

По состоянию на 01.01.2025 года на ликвидируемых шахтах в работе находилось десять водоотливных комплексов с погружными насосными агрегатами.

В результате прогноза ожидаемых водопритокров и времени затопления шахт до безопасных глубин, были определены сроки остановки подземных водоотливных комплексов шахт, намеченных к ликвидации, и сроки строительства групповых водоотливных комплексов с погружными насосными агрегатами.

В 2020 году специалистами РП «Донбассуглереструктуризация» установлено значительное расхождение между прогнозными и фактическими притоками шахтных вод в контролируемые шахты. Кроме того, не подтвердились выводы о возможных путях и объемах перетока шахтных вод из затопливаемых выемочных полей соседних шахт, в результате чего были остановлены водоотливные комплексы с погружными насосами на шахтах им. А.Б. Батова, № 6 «Красная звезда» и др.

Примером этого расхождения является ситуация на шахте им. А.А. Скочинского. Для исключения перетока воды между шахтой «Лидиевка» и шахтой им. А.А. Скочинского вследствие наличия гидравлических связей

по вертикальным стволам, пересекающим на разных глубинах поля обеих шахт, необходимо поддерживать в рабочем режиме подземные водоотливы на выведенных из эксплуатации шахтах «Лидиевка» и им. Е.Т. Абакумова. Ранее переток воды из шахты «Лидиевка» прогнозировался на шахту им. Е.Т. Абакумова, выполняющую функцию защитной водоотливной шахты. Однако перепуск шахтных вод из шахты «Лидиевка» на шахту им. Е.Т. Абакумова путем сбойки горных работ двух шахт и бурения водоспускных скважин, не обеспечивает полного перетока воды на шахту им. Е.Т. Абакумова и требует сохранения в рабочем состоянии существующих водоотливов обеих шахт. Поэтому для обеспечения гидрологической безопасности требуется поддержание работы водоотливов трех шахт: потенциально пригодной к работе шахты им. А.А. Скочинского и ликвидируемых шахт «Лидиевка» и им. Е.Т. Абакумова.

Следует отметить некоторые недостатки при расчете соотношения объемов перетоков и объемов затапливаемых выработанных пространств. Кроме того, при расчете фильтрации воды через старые горные выработки и выработанные пространства не учитывались реальные фильтрационные свойства водопроводящих путей, что требует дополнительных исследований и аналитических выводов.

Опыт ликвидации шахт показал необходимость корректировки некоторых положений нормативных документов, касающихся технической части процесса ликвидации. Особенно это относится к шахтам Донбасса, где ликвидация многих предприятий происходит при значительных разрушениях объектов поверхности, усложняющих безопасное ведение работ, а также при отсутствии доступа в горные выработки.

Способ ликвидации необходимо выбирать, учитывая в каждом случае особенности конкретной шахты, и он может не соответствовать общепринятым правилам и рекомендациям.

При засыпке вертикальных стволов используется перегоревшая порода отвалов. Обследование старых вертикальных выработок показало, что со временем происходит усадка закладочного материала или даже «уход» последнего в примыкающие к стволу горные выработки при водонасыщении. Для компенсации усадки закладочного материала верхнее перекрытие ствола снабжается люком для дозасыпки породой.

При наличии доступа в шахту в сопряжении ствола с горизонтальными выработками необходимо возводить усиленные упорные перемычки для исключения расползания закладочного материала в сопрягаемые выработки, а закладку ствола в этих местах осуществлять непросадочными материалами, например щебнем крупных фракций, боем бетонных конструкций или доменным шлаком. Такое положение отмечено в «Правилах ликвидации стволов угольных шахт» [1], разработанных институтом «Донги-

прошахт».

Сложная ситуация в процессе ликвидации возникает при наличии повреждений поверхностного комплекса. Кроме разрушения надшахтного здания, осложняющего безопасность ведения работ и ограничивающего доступ в шахту, в стволах остаются подъемные сосуды и канаты, которые извлечь невозможно, поэтому необходимо решить проблему полной закладки вертикального ствола без опасности зависания и дальнейшего «ухода» закладочного материала.

Кроме того, засыпка вертикальных стволов, частично или полностью затопленных шахтными водами, создает угрозу вытеснения воды на поверхность. Поэтому для ликвидации каждого вертикального шахтного ствола полной засыпкой решение разрабатывается индивидуально в зависимости от ситуации.

Наклонные стволы ликвидируются методом закладки породой при наличии доступа в выработку. В случае, если доступ в поврежденные наклонные выработки не представляется возможным, рекомендуется использовать тампонаж глиноцементным раствором через скважины, пробуренные с земной поверхности.

Однако ликвидация вертикальных и наклонных стволов действующими [2] и [3] не регламентируется.

ВЫВОДЫ

Учитывая увеличение количества недействующих угледобывающих предприятий, и принимая во внимание необходимость принятия конкретных проектных решений в условиях Донбасса, целесообразно провести корректировку требований действующих нормативных документов или разработать новую нормативную базу для решения вопросов закрытия шахт.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. КД.12.12.005 - 2001. Правила ликвидации стволов угольных шахт. – Донецк, 2001. – 64с.
2. Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 08.12.2020 г. № 507 "Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности "Правила безопасности в угольных шахтах". Опубликовано на официальном интернет-портале правовой информации 21.12.2020 г. Номер опубликования: 0001202012210103.
3. Приказ Федеральной службы по экологическому,

технологическому и атомному надзору от 07.04.2022 № 109 "О внесении изменений в Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности в угольных шахтах", утвержденные приказом Ростехнадзора от 8 декабря 2020 г. № 507". Опубликовано на официальном интернет-портале правовой информации 30.05.2022. Номер опубликования: 0001202205300032.

Получено: 10.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Гомаль И.И.

UDC 622.06

B.B. ZELDIN, *chief specialist of mining department,*
I.N. ANDRUSENKO, *engineer in-chief of mining department;*
GBU DONGIPROSHAKHT, Donetsk

THE PROBLEM OF ABANDONMENT OF DONBAS COAL MINES

In this research papers problems have been considered concerning the necessity of abandonment of a number of colliery enterprises of the Donetsk People's Republic. The necessity of amendment of documents regulating the abandonment of closed mines has been demonstrated.

Keywords: mine, inflow of water, shaft, filling.

УДК 622.06

И.Н. АНДРУСЕНКО, гл. инж. горного отд.;
ГБУ «ДОНГИПРОШАХТ», г. Донецк

О ВОЗМОЖНОСТИ ВОССТАНОВЛЕНИЯ И ДАЛЬНЕЙШЕЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ДОНЕЦКО-МАКЕЕВСКОГО РАЙОНА ДОНБАССА

Рассмотрены вопросы возможности восстановления и дальнейшей работы угольных шахт ДНР

Ключевые слова: шахта, уголь, анализ, восстановление.

Основной проблемой угольной промышленности Донецкого региона в настоящее время является невозможность ведения горных работ угледобывающими предприятиями вследствие частичного или полного разрушения поверхностных комплексов, вывода из строя подземной технологической части, затопления некоторых шахт.

Однако потребность в угле для собственного потребления сохраняется, в частности, для работы Старобешевской и Зуевской ТЭС, ряда металлургических, коксохимических предприятий и бытовых нужд населения. Электростанции в ДНР обеспечиваются топливом на 100% с учетом того, что Старобешевская ТЭС работает с неполной загрузкой, а Зуевская ТЭС – на угле марки «Г», поставляемом из ЛНР. Согласно данным Управления труда и социальной защиты населения за 2024 г. только на льготное получение угля подали заявки около 38 тысяч человек. При расходе 5,9 т на домохозяйство потребность в бытовом угле составила 224,5 тыс. тонн в год. Для обеспечения текущей потребности ДНР в угле в 2025 г. необходимо поставить на внутренний рынок 7,6 млн. тонн в год товарного угля, в т.ч. 4,0 млн. тонн энергетического угля и 3,6 млн. тонн коксующегося.

В связи с наличием огромных угольных запасов на территории ДНР возобновление работы шахт, в настоящее время, актуально.

Цель статьи – рассмотреть возможность восстановления угледобывающих предприятий, ранее обеспечивающих потребности Донецкого региона в угольной продукции.

В 2024 году общий объем угледобычи в ДНР составил 3,0 млн. тонн и обеспечил собственные нужды только на 40 %. Это говорит о необходимости увеличения объемов добычи угля в Донецком регионе. При наличии в регионе огромных запасов угля разных марок необходимо восстановить работу хотя бы некоторой части угледобывающих предприятий Республи-

ки, вынужденных остановить свою деятельность вследствие боевых действий.

В настоящее время большая часть угольных предприятий ДНР с остановленной добычей, по которым еще не приняты решения о дальнейшей эксплуатации, передана в 2024 году в состав ГУП ДНР «ГУРШ».

Для определения рациональности восстановления и эксплуатации необходимо оценить количество, качество и состояние угольных запасов каждой шахты, так как от этого зависит продолжительность их работы, и, как следствие, принятие решения о восстановлении.

ГБУ «ДОНГИПРОШАХТ» выполнил исследования следующих шахт: в Донецкой группе – им. А.А. Скочинского, им. Челюскинцев, им. А.Ф. Засядько, им. Е.Т. Абакумова, «Трудовская» и «Октябрьский Рудник»; в Макеевской группе – «Щегловская–Глубокая», «Калиновская–Восточная», «Ясиновская–Глубокая», «Холодная Балка», «Иловайская», им. С.М. Кирова и им. В.М. Бажанова.

Балансовые и промышленные запасы угля являются основными количественными характеристиками шахты, определяющие ее производственную мощность и срок службы. К балансовым запасам относятся запасы, разработка которых экономически эффективна, т.е., рентабельна в условиях рынка [1]. Промышленные запасы – часть балансовых запасов, подлежащих извлечению [2]. Данные о промышленных запасах и марках угля шахт Донецко–Макеевского района приведены в табл. 1.

Таблица 1

Промышленные запасы угля шахт Донецко–Макеевского района

Наименование шахты	Промышленные запасы, млн.т; в т.ч. кокс / энергетика	Марка угля
1	2	3
Донецкая группа шахт		
им. А. А. Скочинского	71,3; в т.ч. 65,9/5,4	Г, Ж, К
им. Челюскинцев	84,1; в т.ч. 50,2/33,9	Д, Г, ДГ
им. Е. Т. Абакумова	83,2; в т.ч. 48,7/34,5	Д, ДГ, Ж
«Трудовская»	77,2; в т.ч. – / 77,2	Д, ДГ
им. А.Ф. Засядько	101,1; в т.ч. 87,7/13,4	Г, Ж, К
«Октябрьский Рудник»	86,3, в т.ч. – / 86,3	Г, ДГ, Ж
Макеевская группа шахт		
«Щегловская–Глубокая»	15,1; в т.ч. 15,1/–	Ж, К

Окончание таблицы 1

1	2	3
«Калиновская–Восточная»	10,8; в т.ч. 10,8/–	К, ОС, Т
«Ясиновская–Глубокая»	41,8; в т.ч. 26,5/15,3	ОС, Т
им. С.М. Кирова	13,5; в т.ч. 1,6/11,9	К, ОС, Т
«Холодная Балка»	42,8; в т.ч. – / 42,8	Т, А
им. В.М. Бажанова	80,5; в т.ч. 67,5/13,0	Г, Ж, К
«Иловайская»	34,4 в т.ч. – / 34,4	Т

Анализ данных таблицы показал, что с точки зрения промышленных запасов коксующихся углей, следует выделить шахты им. А.А. Скочинского, им. А.Ф. Засядько, «Щегловскую–Глубокую» и «Ясиновскую–Глубокую»; по запасам энергетических углей – шахты «Холодная Балка» и «Иловайская».

Затем определяли возможность возобновления работы шахт. Данные о состоянии технологических комплексов и режимах работы шахт Донецко–Макеевского района представлены в табл. 2.

Таблица 2

Состояние технологических комплексов
шахт Донецко-Макеевского района

Наименование шахты	Состояние технологических комплексов
1	2
Донецкая группа шахт	
имени А. А. Скочинского	Частичные некритические разрушения. Работает в режиме подземного водоотлива.
имени Челюскинцев	Поверхностный комплекс полностью разрушен. Шахта затоплена, откачка воды не производится. Доступа на территорию шахтного комплекса нет.
имени Е. Т. Абакумова	Поверхностный комплекс частично разрушен. Силовые коммуникации разрушены. Шахта затоплена, откачка воды не производится.
«Трудовская»	Поверхностный комплекс частично разрушен. Силовые коммуникации разрушены. Шахта затоплена, откачка воды не производится.
имени А.Ф. Засядько	Работает в режиме подземного водоотлива. Транспортные и силовые коммуникации частично повреждены. Часть шахты затоплена.

Окончание таблицы 2

1	2
«Октябрьский Рудник»	Поверхностный комплекс и все коммуникации разрушены полностью. Шахта затоплена, откачка воды не производится.
Макеевская группа шахт	
«Щегловская–Глубокая»	Силовые коммуникации частично повреждены. Работает в режиме подземного водоотлива.
«Калиновская–Восточная»	Работает в режиме подземного водоотлива. Технологические комплексы требуют переоснащения.
«Ясиновская–Глубокая»	Технологические комплексы в рабочем состоянии. Работает в режиме подземного водоотлива.
имени С. М. Кирова	Технологические комплексы требуют переоснащения. Работает в режиме подземного водоотлива.
«Холодная Балка»	Технологические комплексы требуют переоснащения. Работает в режиме подземного водоотлива.
имени В. М. Бажанова	Частично разрушены поверхностные сооружения и подъемы шахты №1. Работает в режиме подземного водоотлива.
«Иловайская»	Требуется реконструкция технологического комплекса и горного хозяйства. Работает в режиме подземного водоотлива.

Анализ состояния поверхностных и подземных шахтных комплексов показал, что восстановление технологических комплексов шахт «Октябрьский Рудник», «Трудовская» и им. Челюскинцев потребует огромных финансовых и временных затрат, поэтому возобновление работы этих шахт нецелесообразно.

Восстановление технологического комплекса шахты им. Е.Т. Абакумова целесообразно при объединении ее шахтного поля с шахтными полями шахт «Трудовская» и им. Челюскинцев для создания единого горного комплекса. Технологические комплексы шахт им. А.А. Скочинского и им. А.Ф. Засядько не получили серьезных повреждений и могут функционировать, но требуют реконструкции.

Технологические комплексы шахт Макеевской группы, в основном, не были подвержены разрушениям, но требуют реконструкции и переоснащения.

Затем было исследовано состояние подземной сети горных выработок и возможность применения этих выработок для создания новых выемочных участков, т.е. проведен анализ состояния угольных запасов. Кроме то-

го, рассматривалась удаленность угольных запасов от существующей сети горных выработок для определения объемов вскрышных и подготовительных работ, а также мероприятий, обеспечивающих проветривание новых выемочных участков. Важной задачей является обеспечение гидрологической безопасности шахты. В процессе многолетней угледобычи возникли гидравлические связи между шахтами, поэтому при восстановлении одной из шахт необходимо откачивать не только ее водоприток, но и водопристки соседних, неработающих.

После анализа перечисленных факторов, влияющих на целесообразность восстановления отдельно взятой шахты и возможность дальнейшей ее эксплуатации в рабочем режиме, установлено следующее:

1. Шахта им. А.А. Скочинского. Проект строительства шахты обеспечил длительный период ее эксплуатации при поддержании технологических звеньев в рабочем состоянии.

Восстановление технологического комплекса, сохранение действующего горизонта 1347 м, обеспечение функционирования шахтного водоотлива, а также водоотливов шахт им. Е.Т. Абакумова и «Лидиевка» для исключения угрозы перетока воды, позволит возобновить работу шахты.

2. В пределах горных отводов разрушенных шахт им. Челюскинцев, им. Е.Т. Абакумова и «Трудовская» может быть рассмотрен вариант объединения ближайших шахтных полей в единый горный комплекс на базе шахты им. Е.Т. Абакумова. Для этого необходимо: восстановить технологический комплекс шахты им. Е.Т. Абакумова; использовать часть горных выработок и поверхностной инфраструктуры шахт «Трудовская» и им. Челюскинцев; обеспечить работу водоотливов.

Большая часть запасов этих трех шахт заключена в пластах с мощностью более 0,85 м, позволяющей использовать высокопроизводительные средства механизации подготовительных и очистных работ.

3. Шахта им. А.Ф. Засядько. До остановки работы шахта разрабатывала один угольный пласт l_4 , вследствие аварийного затопления части горных выработок шахт «Путиловская» и «Бутовская». Возобновление работы шахты возможно при условии: восстановления работы шахтного технологического комплекса; восстановления горных работ на пласте l_4 и строительства трех новых водоотливов: № 2 гор. 802 м, № 2 гор. 1078 м и гор. 1235 м для возобновления отработки пластов m_3 , l_1 и k_8 .

4. Возобновление работы шахты «Октябрьский Рудник» нецелесообразно в связи с огромными финансовыми затратами для восстановления технологического шахтного комплекса и сети горных выработок, большими объемами работ по откачке воды.

5. Шахта «Щегловская–Глубокая». Учитывая хорошее состояние поверхностного и подземного комплексов, значительные запасы угля, с уче-

том прирезки запасов шахты им. К.И. Поченкова, шахта имеет возможность выйти на уровень рентабельности и обеспечить от 10 до 12 лет работы. Возобновление работы шахты возможно при: восстановлении шахтного технологического комплекса, возобновлении горных работ на пласте m_3 , подготовке новой линии очистных забоев на пласте l'_8 для отработки запасов угля марки Ж (кокс).

6. Шахты «Калиновская–Восточная», им. С.М. Кирова и им. В.М. Бажанова до остановки горных работ дорабатывали свои запасы, перспективы прирезки запасов других шахт не имеют. На шахте им. В.М. Бажанова возможно вскрытие и отработки пласта m_7 , однако для этого необходимо пройти новые наклонные стволы. Восстановление работы этих шахт нецелесообразно.

7. Шахта «Ясиновская–Глубокая». Учитывая рабочее состояние технологического шахтного комплекса, возобновление работы шахты возможно после восстановления очистных и подготовительных работ на пласте l_2^1 . В случае реконструкции шахты существует возможность откачать воду из затопленных выработок пластов m_3 и l_6 и отработать оставшиеся запасы.

8. Шахта «Иловайская». Узким местом на шахте до остановки горных работ было наличие протяженной транспортной цепочки из 15 ленточных конвейеров. После реконструкции технологического комплекса и начала добычи угля возможна отработка западной части запасов угля по пласту h_{10}^B . Однако для возобновления добычи угля необходимо построить западный конвейерный ствол. Это обстоятельство ставит под сомнение возможность восстановления работы шахты в ближайшее время.

9. Шахта «Холодная Балка». Для возобновления деятельности шахты и обеспечения рентабельности ее работы необходимо провести реконструкцию шахтного технологического комплекса и произвести вскрытие и подготовку низкозольного, низкосернистого антрацитового пласта q_2 «Моспинский», находящегося на балансе шахты.

ВЫВОДЫ

Анализ фактического состояния шахт Донецко-Макеевского района и возможности возобновления угледобычи с учетом развития горных работ показал, что, несмотря на определенные трудности, существует возможность восстановления работы двух шахт Донецкой группы – им. А.А. Скочинского и им. А.Ф. Засядько. В Макеевской группе возможно возобновление работы трех шахт: «Щегловская–Глубокая», «Ясиновская–Глубокая» и «Холодная Балка». Это позволит увеличить долю угля на внутреннем рынке ДНР, решить проблему занятости населения и повысить

уровень энергетической безопасности региона.

При анализе целесообразности восстановления работы отдельно взятых шахт ДНР использовались укрупненные производственные и экономические показатели. Окончательное решение о восстановлении шахт может быть принято только после проведения технико-экономического анализа по каждому угледобывающему предприятию.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых / Постановление Совета Министров Донецкой Народной Республики от 06 ноября 2017 года № 14-60.

2. Инструкция по расчету промышленных запасов, определению и учету потерь угля (сланца) в недрах при добыче. – Москва: Министерство топлива и энергетики РФ, 1996. – 46 с.

Получено: 05.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Гомаль И.И.

UDC 622.06

**I.N. ANDRUSENKO, *engineer in-chief of mining department;*
GBU DONGIPROSHAKHT, Donetsk**

RECOVERY AND FURTHER OPERATION CAPABILITY OF COAL MINES OF DONETSK-MAKEYEVKA DISTRICT OF DONBAS

In this research paper the problems of recovery and further operation capability of coal mines of DPR have been considered.

Keywords: mine, coal, analysis, recovery.

УДК 331.453

Е.Н. СВЕЧКАРЕНКО, начальник отд.,

Е.Л. ИСАЕВ, ведущий инж.; ГБУ «ДОНГИПРОШАХТ», г. Донецк

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ТРУДА ПРИ ОБСЛУЖИВАНИИ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ НА УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Проанализированы случаи нарушения правил безопасности персоналом при работе на ленточных конвейерах. Рассмотрены вопросы безопасной эксплуатации ленточных конвейеров на технологических комплексах поверхности угольных предприятий для определения нарушений правил безопасности.

Ключевые слова: правила безопасности, ленточный конвейер, условия эксплуатации.

Конвейеры – основные средства транспортировки горной массы. Их эксплуатация связана с высоким риском производственного травматизма, поэтому обеспечение безопасных условий труда при их обслуживании является актуальной задачей. Систематизация методов обеспечения безопасных условий труда при эксплуатации и обслуживании ленточных конвейеров в условиях поверхностных комплексов угольных предприятий обеспечивает минимизацию производственных рисков.

После длительной эксплуатации оборудования, обеспечение необходимой мощности предприятия требует проведение модернизации технологических цепочек. Однако отсутствие необходимого финансирования приводит к тому, что работы по замене отдельных технологических узлов проводятся без разработки проектной документации и соответствия нормативам, обеспечивающим безопасные условия труда, таких как автоматическое пожаротушение, необходимые датчики контроля, соблюдение необходимых проходов и т.п. Это приводит к нарушениям требований правил безопасности и, как следствие, к случаям производственного травматизма и техническим сбоям в работе оборудования.

Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору регулярно проводит анализ нарушений на угольных предприятиях, в том числе, относящихся к изменению конструкции ленточных конвейеров без согласования с экспертизой, отсутствием полной комплектации устройствами, обеспечивающими безопасную эксплуатацию, а также несоответствия электрооборудования требованиям взрывозащиты.

Поверхностный транспортный комплекс угольных предприятий оснащен, в основном, ленточными конвейерами индивидуального изготовления.

Законодательные документы [1,2,3] регламентируют общие правила безопасности при эксплуатации ленточных конвейеров.

Требования по охране труда при эксплуатации ленточных конвейеров отражены в разделах XI – XIII приказа Минтруда России от 18.11.2020 №814н «Об утверждении Правил по охране труда при эксплуатации промышленного транспорта».

Межгосударственный стандарт ГОСТ 12.2.022-80 «Система стандартов безопасности труда. Конвейеры. Общие требования безопасности» регламентирует общие правила безопасности.

Межгосударственный стандарт ГОСТ EN 620-2012 определяет требования безопасности и электромагнитной совместимости оборудования: силовых установок, преобразовательных подстанций, устройств для плавного пуска и др., эксплуатируемого совместно с ленточными конвейерами. Стандарт разъясняет требования безопасности во время использования устройств для транспортировки сыпучей продукции и вопросы электромагнитной совместимости.

По данным ежемесячной отчетности Ростехнадзора об аварийности в угольной промышленности РФ за период с 2012 по 2023 гг. произошло 55 нарушений техники безопасности на ленточных конвейерах, которые привели к авариям со смертельным исходом [4, 5].

Согласно статистическим данным 14,5 % нарушений связаны с обслуживанием работающего конвейера и происходят вследствие несоблюдения персоналом производственной дисциплины, регламентирующей порядок выполнения операций при эксплуатации.

Аварии, связанные с возгоранием на ленточном конвейере, составляют 10,9%.

Анализ остальных нарушений подтверждает наличие одной из двух причин: нарушение производственной дисциплины или нарушение требований Правил безопасности [6].

Установленные нарушения [6] можно разделить на группы:

- нарушения конструкции ленточного конвейера;
- несоблюдение правил технической эксплуатации.

К нарушению конструкции ленточного конвейера относится ее изменение без согласования с экспертной службой и заводом-изготовителем, нарушение: ПБ при монтаже и ремонте; взрывозащиты электрооборудования; проходов для обслуживания; отсутствие ограждений.

Все работы, связанные с изменением производительности ленточных конвейеров индивидуального изготовления за счет увеличения ширины и

скорости конвейера необходимо осуществлять в соответствии с необходимыми расчетами всех ленточных конвейеров, входящих в общий конвейерный тракт.

Проходы для обслуживания конвейеров регламентируются [6], однако после проведения модернизации поверхностных комплексов шахт, иногда возникают ситуации, при которых невозможно соблюдение установленных норм. Подобные ситуации рассмотрены в [7]. Для безопасности работников, обслуживающих ленточные конвейеры, необходимо предусматривать ограждения, исключая доступ в негабаритные зоны при работающем конвейере, устанавливать на видном месте предупредительные знаки, осуществлять дистанционное наблюдение и управление работой оборудования, используя датчики контроля и камеры видеонаблюдения. Эти зоны должны быть дополнительно освещены и снабжены кнопками аварийной остановки, установленными в районе ограждений.

Все изменения необходимо согласовывать с органами Ростехнадзора, обосновывая технологические решения и особые условия реконструкции производства.

Для безопасного движения людей по наклонным галереям с углом наклона более 6° должны быть установлены металлические поручни высотой один метр вдоль става конвейера.

Установка автоматического пожаротушения необходима, если в местах примыкания помещений с более низким классом взрывоопасности к зоне с более высоким классом, например, примыкание конвейерных галерей к зданиям погрузочных бункеров, сушильным отделениям и т.п., невозможно установить стену, перегородку, тамбур-шлюз.

К нарушениям условий эксплуатации относятся: обслуживание механизмов при работающем конвейере, неисправность установки автоматического пожаротушения, перевозка работников на непригодном для этих целей конвейере, чрезмерная запыленность помещения.

Работа ленточного конвейера всегда ориентирована на особые условия эксплуатации: высокие или низкие температуры, повышенная влажность, запыленность. Поэтому некоторые факторы требуют особого внимания, в частности, это касается тепловой защиты в рабочей зоне конвейера. Как правило, на угольных предприятиях, длительно находящихся в эксплуатации, тепловая защита отсутствует, поэтому высок риск возникновения пожара. Статистические данные показывают, что 30% случаев остановки конвейеров происходит по этой причине, из них в 63% – источник возгорания зона привода, а в 27% – отдельные элементы транспортной линии, в том числе, вследствие неисправности роликов.

Для предотвращения возгорания конвейерной ленты необходима установка специальных датчиков, контролирующих температуру вблизи

приводного барабана. При превышении допустимой температуры оборудование автоматически отключается.

Для обеспечения безопасности конвейеры необходимо оборудовать предупредительными устройствами звуковой и световой сигнализации, оповещающими о нарушении технологического процесса. Для этого используют специальные датчики, контролирующие следующие параметры: скорость, обрыв и провисание ленты, аварийную остановку конвейера.

К нарушениям правил эксплуатации относятся: заштыбовка роlikо-опор, при ведении огневых работ в районе бункеров, приводящих к возгораниям на ленточном конвейере, а также несанкционированный пуск конвейера, нарушения в работе устройств аварийной остановки конвейера.

Одним из наиболее опасных элементов конвейера является лента, так как в процессе эксплуатации часто подвергается различным повреждениям, поэтому их необходимо оснащать датчиками контроля натяжения, пробуксовки, температуры, поперечного схода и перегрузки ленты, а также установками автоматического пожаротушения.

Для конвейеров необходимо использовать трудногорючую ленту, так как наибольший процент аварий происходит вследствие нарушения эксплуатации конвейерных лент, приводящей к их возгоранию. Расследование причин возникновения аварий показывает, что на предприятиях, длительное время находящихся в эксплуатации, конвейеры работают в тяжелых условиях, поэтому аппаратура контроля заблокирована или отключена.

При модернизации предприятия необходимо обязательное выполнение расчета конвейера, учитывающего изменение его производительности. В ходе эксплуатации недопустимо превышение максимальной нагрузки.

Все движущиеся части обязательно защищаются съемными ограждениями, ограничивающими свободный доступ персонала к работающему конвейеру.

На рабочих местах обслуживающего персонала должны быть размещены таблички, объясняющие работу средств сигнализации и режим управления конвейером.

Для экстренной остановки конвейера, при отсутствии тросового выключателя, через каждые 10 м с обеих сторон конвейера обязательна установка кнопок аварийного отключения. В схеме управления конвейерами должна быть предусмотрена блокировка, исключающая возможность повторного включения привода до ликвидации аварийной ситуации.

Основными условиями безопасности при эксплуатации конвейеров являются: выполнение работ по техническому обслуживанию, ремонту и регулировке при неработающем оборудовании (проверка срабатывания датчиков схода ленты для своевременного устранения ее смещения, датчи-

ков скорости для устранения пробуксовки); ограждение приводных и натяжных барабанов, тяговых органов; установка на подвижной каретке натяжной станции двух концевых выключателей: одного – для отключения при перегрузке тяговых органов, другого – для остановки при обрыве тягового органа.

На предприятиях должен выполняться:

- утвержденный план осмотра и проверки работы аппаратуры управления и защиты (датчиков схода и пробуксовки ленты, уровня загрузки, экстренной остановки и др.), устройств, обеспечивающих безопасность эксплуатации конвейеров (тормозов, ловителей ленты, блокировки ограждений и др.), средств для противопожарной защиты;

- технологический регламент для каждой стадии производственного процесса, утвержденный главным инженером предприятия;

ВЫВОДЫ

Соблюдение установленных норм при эксплуатации ленточных конвейеров и разработка дополнительных мероприятий, а также выполнение компенсирующих мероприятий, в случае выявления нарушений на действующих предприятиях, позволят избежать производственного травматизма и обеспечат предотвращение аварийных ситуаций.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Приказ Министерства труда и социальной защиты Российской Федерации №814н от 18 ноября 2020 г. «Об утверждении правил по охране труда при эксплуатации промышленного транспорта». Зарегистрировано в Минюсте России 9 декабря 2020 г. N 61355
2. ГОСТ 12.2.022-80. Система стандартов безопасности труда. Конвейеры. Общие требования безопасности: Межгосударственный стандарт: дата введения 1981-07-01. – Изд. официальное. – Москва: Издательство стандартов. – 7 с.
3. ГОСТ EN 620-2012. Конвейеры ленточные стационарные для сыпучих материалов. Требования безопасности и электромагнитной совместимости: Межгосударственный стандарт: дата введения 2014-07-01. – Изд. официальное. – Москва: Стандартинформ, 2014. – 41с.
4. Информация по аварийности 2012-2023 гг. Ростехнадзор. [Электронный ресурс]: <http://usib.gosnadzor.ru/info/>
5. Юрченко В.М. Аварийность на ленточных конвейерах / В.М. Юрченко // Россия молодая: сборник материалов XV всероссийской науч.-

практ. конференции молодых ученых с междунар. участием, 18-21 апреля 2023 г. – Кемерово, 2023. – 4 с.

6. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при переработке, обогащении и брикетировании углей». – Москва: ЦентрОмг, 2023. – 144 с.

7. Зеленский О.В. Справочник по проектированию ленточных конвейеров / О.В. Зеленский. – С.-Петербург: Недра, 2009. – 376 с.

Получено: 29.10.2025

Рекомендовала к публикации канд. техн. наук Маренич О.К.

UDC 331.453

E.N. SVECHKARENKO, head of department,

E.L. ISAEV, leading engineer; GBU DONGIPROSHAKHT, Donetsk

**PROVISION OF SAFE WORKING CONDITIONS
DURING MAINTENANCE OF BELT-TYPE CONVEYORS
AT COLLIERY COMPANIES**

This research paper presents case study of breaking of safety regulations by personnel during the operation of belt-type conveyors. The problems have been considered of safe operation of belt-type conveyors in technological complexes of the surface of colliery companies for the purpose of determination of breaking of safety regulations.

Keywords: safety regulations, belt-type conveyor, operating conditions.

УДК 62-34/-38

А.А. ТАРАНЕНКО, начальник отд.,
О.К. МАРЕНИЧ, канд. техн. наук, ведущий инж.;
ГБУ «ДОНГИПРОШАХТ», г. Донецк

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ В УЧАСТКОВОЙ ЭЛЕКТРОСЕТИ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ ПРИ ГРУППОВОМ ВЫБЕГЕ АСИНХРОННЫХ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЕЙ

Исследование процессов, происходящих в участковой сети шахты при одновременном выбеге асинхронных электродвигателей, является актуальным и дает более точное представление о причинах аварийного состояния электросети. Эти исследования помогут разработать структуру и параметры средств для подавления ЭДС, возникающих при вращении группы асинхронных электродвигателей в режиме свободного выбега при аварийном отключении напряжения с участка.

Ключевые слова: математическая модель, асинхронный электродвигатель, электродвижущая сила, электропотребители, электробезопасность.

Математическое описание процессов, происходящих при одновременном отключении одного или группы асинхронных электродвигателей (АД), приводится в [1]. Однако при этом не учитывалось изменение мощности и скорости вращения роторов АД различных типов с течением времени. В [2, 3] указывается негативное влияние ЭДС вращения АД на электробезопасность эксплуатации участковых электросетей угольных шахт, но не исследован процесс группового выбега АД потребителей с точки зрения воздействия на цепь утечки тока на землю в электросети. Данный процесс требует дополнительного изучения. Поэтому необходимо обосновать параметры математической модели, позволяющей определить характер изменения напряжения и тока в низковольтной трехфазной электрической сети при ее отключении, который обусловлен совместным действием ЭДС, возникающей при вращении АД разной мощности в режиме выбега.

Цель работы – установление закономерностей формирования обратного энергетического потока в шахтной участковой электрической сети после отключения напряжения питания, обусловленного воздействием обратных ЭДС асинхронных двигателей многомашинного электро-технического комплекса

Рассмотрим систему, которая состоит из n АД, включенных на об-

щую сеть (рис. 1).

При обосновании математической модели процесса реальные многополюсные двигатели представлены эквивалентными двухполюсными машинами. Параметры кабельной сети (гибких кабелей) не учитываются. До момента времени t_0 защитного отключения сети автоматическим выключателем (АВ) все АД находились в номинальном режиме работы.

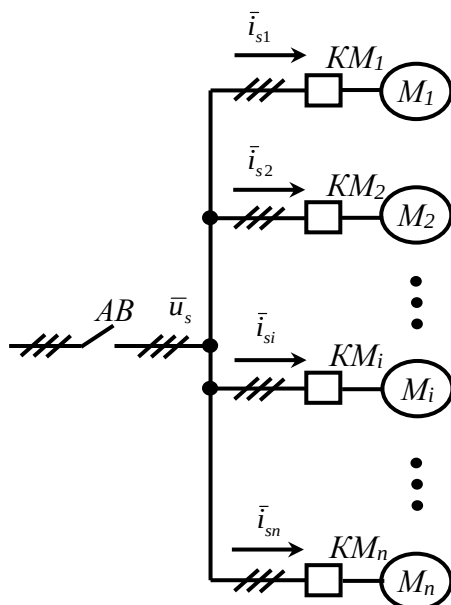


Рис.1. Схема электромеханического комплекса участка угольной

Электромагнитные и электромеханические переходные процессы в электросети и электроприводах были завершены. При этом на АД электропотребителей участка шахтной сети было подано напряжение сети, значение (мгновенное) которого для каждой фазы равно:

$$u_s = U_{smax} \sin(\omega_f t + \alpha), \quad (1)$$

где $\omega_f = 2 \pi f$ – круговая частота напряжения сети.

При условии отключения в момент времени t_0 контакторов KM_1-KM_n напряжения на зажимах отдельных АД (рис. 2) определяются параметрами и условиями выбега каждого отдельного двигателя [1].

Однако в реальности после отключения АВ контакторы KM_1-KM_n пускателей остаются во включенном состоянии, таким образом образуя электрическую связь находящихся в режиме выбега АД M_1-M_n . Так же появляется принудительное уравнивание напряжений на зажимах всех АД, в связи с чем, между отдельными АД протекают уравнивательные токи. Алгебраическая сумма данных токов равна нулю.

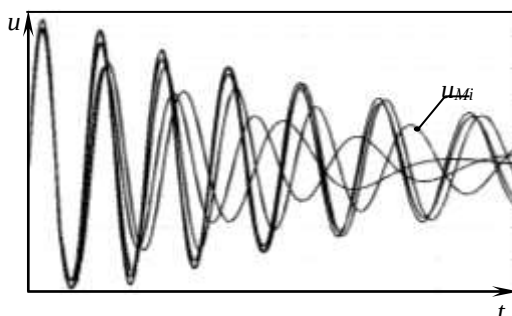


Рис. 2. Диаграммы ЭДС вращения двигателей разомкнутой сети

Результирующий вектор напряжения в сети:

$$\bar{u}_{s1} = \bar{u}_{s2} = \dots = \bar{u}_{si} = \dots = \bar{u}_{sn} = \bar{u}_s. \quad (2)$$

Известно, что оператор Лапласа p , который характеризует изменение напряжения в сети при групповом выбеге электродвигателей, может быть рассчитан по формуле [1]:

$$p = \frac{\sum_{i=1}^n a_i p_{oi}}{\sum_{i=1}^n a_i}, \quad (3)$$

где a_i – коэффициент, определяемый из соотношения:

$$a_i \approx \frac{1}{j\omega_f R_{ri}}, \quad (4)$$

где R_{ri} – сопротивление ротора i -го двигателя, которое приведено к статору.

Величина p_{oi} определяет затухание тока в роторе i -го двигателя:

$$p_{oi} = -R_{ri}/L_{ri} + j\omega_i, \quad (5)$$

где L_{ri} – полная индуктивность ротора i -го электродвигателя,

ω_i – частота вращения ротора i -го электродвигателя.

Тогда в отношении p справедливо выражение:

$$p = - \frac{\sum_{i=1}^n L_{ri}^{-1}}{\sum_{i=1}^n R_{ri}^{-1}} + j \cdot \frac{\sum_{i=1}^n \omega_i R_{ri}^{-1}}{\sum_{i=1}^n R_{ri}^{-1}} = p_1 + jp_2, \quad (6)$$

где $p_1 = \text{Re}(p)$, $p_2 = \text{Im}(p)$.

Таким образом, переменное напряжение в участковой сети угольной шахты при групповом выбеге АД определяется постоянной времени $(-1/p_1)$ и скоростью изменения p_2 . Так как $p_2 = \varphi(\omega_1, \omega_2, \dots, \omega_n)$, а частоты вращения роторов АД с течением времени изменяются, то p_2 – функция времени: $p_2 = p_2(t)$. Следовательно, $p_2(t)$ является модулирующим сигналом для частоты колебаний напряжения $\bar{u}_s$.

Вектор напряжения, амплитуда которого уменьшается по экспоненциальному закону, учитывая частотную модуляцию, определяется формулой:

$$\bar{u}_s = kU_{s\max} \exp \left[p_1 t + j \int_0^t p_2(t) dt \right] = f(\omega_1, \omega_2, \dots, \omega_i, \dots, \omega_n),$$

где k – коэффициент, равный 0,83 при номинальной нагрузке и 0,95 при холостом ходе [3].

Из (7) следует, что вектор $\bar{u}_s$ определяется, кроме параметров схем замещения АД, вращением роторов при выбеге. При определении $\omega_i(t)$ необходимо учитывать, что уравнительные токи $\bar{i}_{si}$, протекающие в статорных обмотках двигателей при совместном выбеге, создают электромагнитные моменты в машинах, что влияет на интенсивность замедления роторов электродвигателей во времени. В зависимости от направления вектора тока данные моменты в разных электродвигателях могут иметь различный знак, соответствующий двигательному или генераторному режиму конкретной машины.

Для математического моделирования данного переходного процесса, при групповом выбеге АД, необходимо составить систему уравнений, в которую, кроме (7), также должны войти уравнения для каждого из n двигателей. Необходимые соотношения могут быть определены из анализа схемы замещения АД в переходных процессах (рис. 3) [1].

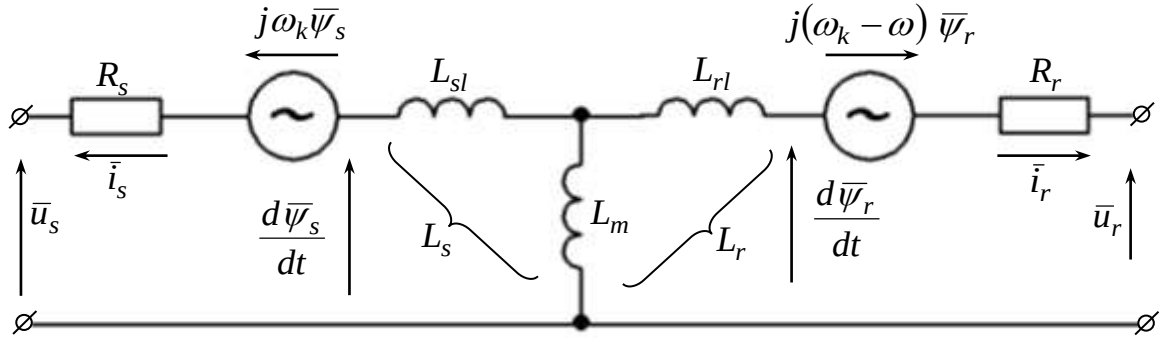


Рис. 3. Схема замещения АД в переходных режимах

Уравнения процессов в неподвижной системе координат $\alpha\beta$ ($\omega_k = 0$) для АД с короткозамкнутым ротором ($\bar{u}_r = 0$), учитывая скольжение s (обозначения переменных приняты согласно [1]) – следующие:

$$\begin{cases} \bar{u}_s = \frac{d\bar{\psi}_s}{dt} + \frac{R_s}{L'_s} \bar{\psi}_s - k_r \frac{R_s}{L'_s} \bar{\psi}_r; \\ 0 = \frac{d\bar{\psi}_r}{dt} - k_s \frac{R_r}{|s|L'_r} \bar{\psi}_s + \left(\frac{R_r}{|s|L'_r} - j\omega \right) \bar{\psi}_r. \end{cases} \quad (8)$$

Уравнения моментов АД представляются формулами:

$$\begin{cases} M = \frac{3}{2} \frac{L_m}{L_s L'_r} \bar{\psi}_r \times \bar{\psi}_s; \\ J \frac{d\omega}{dt} = M - M_{\text{мех}}. \end{cases} \quad (9)$$

Скольжение АД в режиме выбега определяется формулой:

$$s_i = (p_2 - \omega_i) / p_2. \quad (10)$$

Раскладывая векторы по осям α и β , получаем:

$$\bar{u}_s = u_{s\alpha} + ju_{s\beta}, \quad \bar{\psi}_s = \psi_{s\alpha} + j\psi_{s\beta}, \quad \bar{\psi}_r = \psi_{r\alpha} + j\psi_{r\beta}, \quad (11)$$

полагая, что

$$\frac{R_s}{L'_s} = k_1, \quad k_r \frac{R_s}{L'_s} = k_2, \quad k_s \frac{R_r}{L'_r} = k_3, \quad \frac{R_r}{L'_r} = k_4, \quad -\frac{3}{2} \frac{L_m}{L_s L'_r} = k_5 \quad (12)$$

и приводя уравнения к явной форме Коши с учетом (9), можно записать:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{d\psi_{s\alpha}}{dt} = u_{s\alpha} - k_1 \psi_{s\alpha} + k_2 \psi_{r\alpha}; \\ \frac{d\psi_{s\beta}}{dt} = u_{s\beta} - k_1 \psi_{s\beta} + k_2 \psi_{r\beta}; \\ \frac{d\psi_{r\alpha}}{dt} = \frac{k_3}{|s|} \psi_{s\alpha} - \frac{k_4}{|s|} \psi_{r\alpha} - \omega \psi_{r\beta}; \\ \frac{d\psi_{r\beta}}{dt} = \frac{k_3}{|s|} \psi_{s\beta} + \omega \psi_{r\alpha} - \frac{k_4}{|s|} \psi_{r\beta}; \\ \frac{d\omega}{dt} = \frac{1}{J} (M - M_{Mex}); \\ M = k_5 \operatorname{Im} \{ \bar{\psi}_r \cdot \hat{\psi}_s \} \operatorname{sign}(s). \end{array} \right. \quad (13)$$

Система уравнений (13) связывает скорость вращения АД ω с вектором напряжения на статоре $\bar{u}_s$ при свободном выбеге. В общем случае для i -го двигателя решение данной системы (13) выражается в виде функциональной зависимости:

$$\omega_i = F_i(\bar{u}_s). \quad (14)$$

Для анализа одновременного выбега n АД нужно составить обобщенную систему уравнений, которая включает зависимость (14) для каждого электродвигателя, который подключен к общей сети, а также уравнение (7), которое связывает вектор напряжения в сети со скоростями вращения роторов всех электродвигателей:

$$\left\{ \begin{array}{l} \bar{u}_s = f(\omega_1, \omega_2, \dots, \omega_n); \\ \omega_1 = F_1(\bar{u}_s); \\ \omega_2 = F_2(\bar{u}_s); \\ \vdots \\ \omega_n = F_n(\bar{u}_s). \end{array} \right. \quad (15)$$

При заданных начальных условиях система (15) может быть рассчи-

тана численными методами при использовании средств вычислительной техники.

К примеру, для случая одновременного выбега двух номинально нагруженных АД мощностью 200 кВт и 30 кВт соответственно, система (15) была рассчитана для временного интервала $0 \div 0,2$ с (рис. 4).

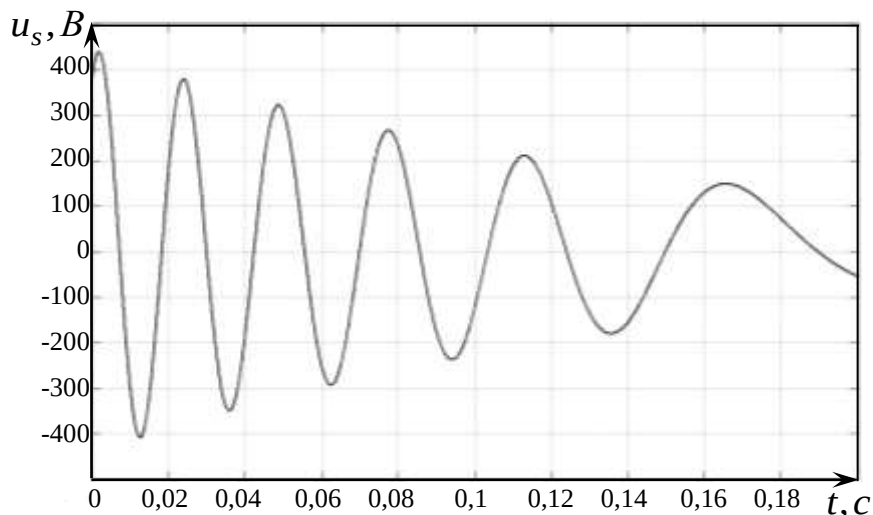


Рис.4. Расчетная диаграмма изменения напряжения в сети
при выбеге двух АД мощностью 200 кВт и 30 кВт

В результате анализа полученных аналитических зависимостей и при сравнении диаграмм изменения напряжений на зажимах АД при независимом (рис. 2), а также групповом (рис. 4) выбеге АД можно установить следующее. При независимом выбеге (когда все контакторы КМ отключены) напряжения на зажимах каждого АД определяются только параметрами схемы замещения, а также условиями выбега каждого АД в отдельности. В режиме группового выбега (автоматический выключатель отключен, и все контакторы включены) напряжение в общей части электрической сети определяется комплексом свойств, а также параметров состояния всех АД и может быть выявлено вследствие решения системы (15).

ВЫВОДЫ

Математическая модель позволяет определить характер изменения напряжения, обусловленный совместным действием ЭДС от вращения нескольких АД, находящихся в режиме выбега в низковольтной электрической сети. Для повышения точности результатов моделирования в ходе дальнейших исследований целесообразно учесть параметры кабельной сети.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ковач К.П. Переходные процессы в машинах переменного тока / К.П. Ковач, И. Рац. – Москва - Ленинград: Госэнергоиздат, 1963. – 744 с.
2. Дзюбан В.С. Аппараты защиты от токов утечки в шахтных электрических сетях / В.С. Дзюбан. – Москва: Недра, 1982. – 152 с.
3. Риман Я.С. Защита подземных электрических установок угольных шахт / Я.С. Риман. – Москва: Недра, 1977. – 206 с.

Получено: 10.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Лавшонок А.В.

UDC 62-34/-38

**A.A. TARANENKO, head of department,
O.K. MARENICH, Ph. Dr. Eng., leading engineer;
GBU DONGIPROSHAKHT, Donetsk**

STUDY OF PROCESSES IN A SECTION POWER NETWORK OF A COAL MINE IN CASE OF A GROUP RUNOUT OF ASYNCHRONOUS ELECTRIC MOTORS

The study of processes occurring in a section mine network in case of simultaneous runout of asynchronous electric motors provides a more accurate conception of the causes of critical condition of a power network. These studies will make it possible to develop the structure and the parameters of means for suppression of electromotive forces occurring by rotation of a group of asynchronous electric motors in the free runout mode in case of emergency shutdown at the section.

Keywords: mathematic model, asynchronous electric motor, electromotive force, electrical users, electric safety.

УДК 62-34/-38

А.А. ТАРАНЕНКО, начальник. отд.,
О.К. МАРЕНИЧ, канд. техн. наук, ведущий инж.;
ГБУ «ДОНГИПРОШАХТ», г. Донецк

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПРИ ДУГОВОМ ЗАМЫКАНИИ В ШАХТНОЙ НИЗКОВОЛЬТНОЙ СЕТИ

Исследование процессов, происходящих при нарушении целостности изоляции гибких кабелей, приводящей к возникновению дугового замыкания в низковольтной электросети угольных шахт, позволит получить более точное представление о состоянии электропотребителя при возникновении дугового замыкания в сети электропитания.

Ключевые слова: математическое моделирование, асинхронный электродвигатель, дуговое замыкание, электропотребители, электро-безопасность.

Использование кабельных сетей с гибкими кабелями в низковольтной электросети угольных шахт связано с большим количеством передвижных, а также переносных электропотребителей. Тяжелые условия эксплуатации часто приводят к нарушению целостности изоляции кабелей, что приводит к возникновению короткого или дугового замыкания [1]. Сопротивление электрической дуги, возникающей между фазами, является активным и пропорционально активному сопротивлению нагрузки. Таким образом дуговое замыкание, оказывает негативное влияние на работу электрооборудования угольных предприятий, тем самым создавая опасность взрыва при наличии опасной концентрации метана в рудничной атмосфере. Дуговое замыкание большей частью, не выявляется известными устройствами максимальной токовой защиты. Поэтому задача исследования, а также математическое моделирование процессов, протекающих в электротехническом комплексе участка угольной шахты при возникновении дугового замыкания в гибком кабеле, является актуальной.

Цель работы – изучение процесса междуфазного дугового замыкания в силовом присоединении асинхронного двигателя в контексте определения значимых параметров для обоснования структуры технического средства защиты.

Рассмотрим расчетную схему [1], которая состоит из трансформаторной подстанции, гибкого кабеля, а также электропотребителя (например асинхронного двигателя (АД)) (рис. 1).

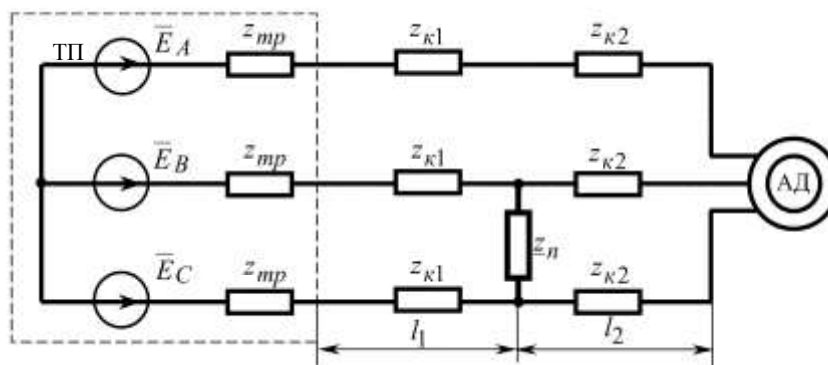


Рис. 1. Участковая сеть при дуговом замыкании

Принятые обозначения в расчетной схеме:

- $\bar{E}_A, \bar{E}_B, \bar{E}_C$ и z_{mp} – ЭДС вторичной обмотки трансформаторной подстанции и ее импеданс;
- $z_{\kappa 1}, l_1$ – полное сопротивление и длина участка кабеля от трансформаторной подстанции до точки короткого замыкания;
- $z_{\kappa 2}, l_2$ – то же от аварийной точки до АД.

Возникновение и протекание дугового замыкания характеризуется асимметрией токов и напряжений. Их аналитический расчет следует проводить методом симметричных составляющих [2]. Отсутствие нулевых составляющих в токах и напряжениях АД обусловлено тем, что в шахтные низковольтные электросети выполнены с изолированной нейтралью трансформатора и нагрузки. Схемы замещения рассматриваемой системы для прямой и обратной последовательности, соединенных в месте короткого замыкания через переходное сопротивление z_n , приведены на рис. 2.

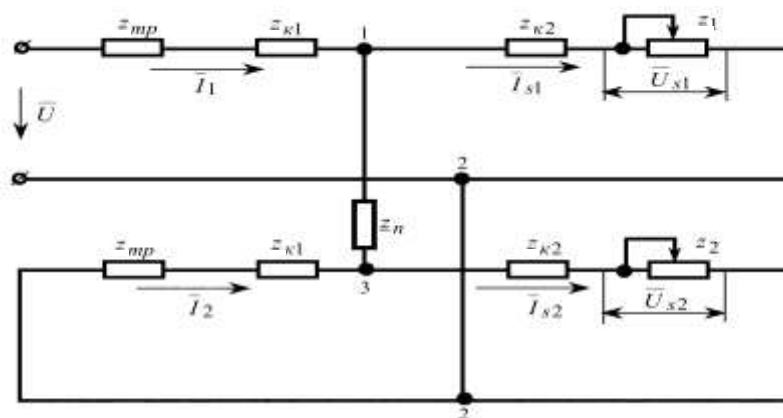


Рис. 2. Схемы замещения для прямой и обратной последовательности, соединенных в месте к.з. через переходное сопротивление

В данных схемах приняты следующие обозначения:

$\bar{U}$ – вектор напряжения сети в неповрежденной фазе **A**;

$\bar{U}_{s1}, \bar{U}_{s2}$ – составляющие напряжения на зажимах статора;

$\bar{I}_{s1}, \bar{I}_{s2}$ – составляющие тока в статоре электродвигателя;

Z_1 – импеданс АД для прямых составляющих токов;

Z_2 – импеданс АД, который соответствует скольжению $(2-s)$.

Величины Z_1 и Z_2 определяются из Т-образной схемы замещения АД [3].

Из схемы замещения следует определение составляющих токов и напряжений:

$$\bar{I}_{s1} = \bar{U} \cdot Z_3 / [(Z'_{mp} + Z)(Z'_1 + Z_3)], \quad \bar{I}_{s2} = \bar{U} \cdot Z_1 \cdot Z'_{mp} / [(Z'_{mp} + Z)(Z'_1 + Z_3)(Z'_{mp} + Z'_2)]; \quad (1)$$

$$\bar{U}_{s1} = \bar{I}_{s1} \cdot Z_1; \quad \bar{U}_{s2} = \bar{I}_{s2} \cdot Z_2. \quad (2)$$

где $Z'_{mp} = Z'_{mp} + Z_{k1}$; $Z'_1 = Z_{k2} + Z_1$; $Z'_2 = Z_{k2} + Z_2$; $Z_3 = Z_n + Z'_2 \cdot Z'_{mp} / (Z'_2 + Z'_{mp})$;
 $Z = Z'_1 \cdot Z_3 / (Z'_1 + Z_3)$.

Прямой и обратный порядок чередования фаз напряжения определяет наличие вращающего $M(s)$ и тормозного $M(2-s)$ моментов АД [2]. Таким образом, общий статический момент, развиваемый АД, может быть определен по формуле:

$$M = \left(\frac{U_{s1}}{U} \right)^2 M(s) - \left(\frac{U_{s2}}{U} \right)^2 M(2-s). \quad (3)$$

Уравнения (1) – (3) дают возможность построить искусственную механическую характеристику АД, обусловленную асимметрией параметров питающей сети. Соответствующее скольжение АД $S_{\partial.3.}$ может быть найдено с учетом постоянства момента сопротивления нагрузки. Окончательный расчет по формулам (1) – (3) следует вести для $S_{\partial.3.}$. Параметр вычисленный по (3), представляет собой лишь среднюю величину электромагнитного момента АД во времени. Найдем выражение для пульси-

рующей с двойной частотой $2f$ его динамической составляющей.

Вектор тока статора электродвигателя:

$$\bar{i}_s = \bar{I}_{s1} e^{j\omega t} + \hat{I}_{s2} e^{-j\omega t},$$

где $\omega = 2\pi f$ – круговая частота тока статора электродвигателя, рад/с.

Аналогично:

$$\bar{u}_s = \bar{U}_{s1} e^{j\omega t} + \hat{U}_{s2} e^{-j\omega t}.$$

Допустим, что в момент времени $t=0$:

$$\bar{U}_{s1}\big|_{t=0} = U_{s1\max} = \sqrt{2} \cdot |\bar{U}_{s1}|; \quad \bar{U}_{s2}\big|_{t=0} = U_{s2\max} = \sqrt{2} \cdot |\bar{U}_{s2}|;$$

$$\bar{u}_s = U_{s1\max} e^{j\omega t} + U_{s2\max} e^{-j\omega t}.$$

Полные проводимости АД прямого и обратного следования фаз:

$$1/\underline{z}_1 = A_1 - jB_1; \quad 1/\underline{z}_2 = A_2 - jB_2,$$

где A_1, A_2, B_1, B_2 – соответственно действительные (A) и мнимые (B) части проводимостей АД при прямом и обратном следования фаз.

Таким образом:

$$\bar{I}_{s1} = U_{s1\max} / \underline{z}_1 = U_{s1\max} (A_1 - jB_1); \quad \hat{I}_{s2} = U_{s2\max} (A_2 + jB_2).$$

Для вектора тока статора асинхронного электродвигателя имеем:

$$\bar{i}_s = U_{s1\max} (A_1 - jB_1) e^{j\omega t} + U_{s2\max} (A_2 + jB_2) e^{-j\omega t}.$$

Если пренебречь активным сопротивлением статора, то формула для вектора потокосцепления имеет вид:

$$\bar{\psi}_s = \int \bar{u}_s dt = \frac{U_{s1\max}}{j\omega} e^{j\omega t} - \frac{U_{s2\max}}{j\omega} e^{-j\omega t}.$$

Электромагнитный момент АД с числом пар полюсов p :

$$M = 1,5 \cdot p \cdot \bar{\psi}_s \times \bar{i}_s.$$

После преобразований получим:

$$M = 1,5 \cdot p \cdot \operatorname{Im}[\hat{\psi}_s \cdot \bar{i}_s] = 1,5p \cdot (A_1 U_{s1\max}^2 - A_2 U_{s2\max}^2) / \omega + \\ + 1,5p U_{s1\max} U_{s2\max} [(A_2 - A_1) \cos 2\omega t + (B_2 - B_1) \sin 2\omega t] / \omega. \quad (4)$$

Первое слагаемое в (4) представляет собой среднее во времени значение вращающего момента M_c , который развивает АД в установившемся аварийном режиме. Второе слагаемое есть момент M_p , пульсирующий с удвоенной частотой (рис. 3).

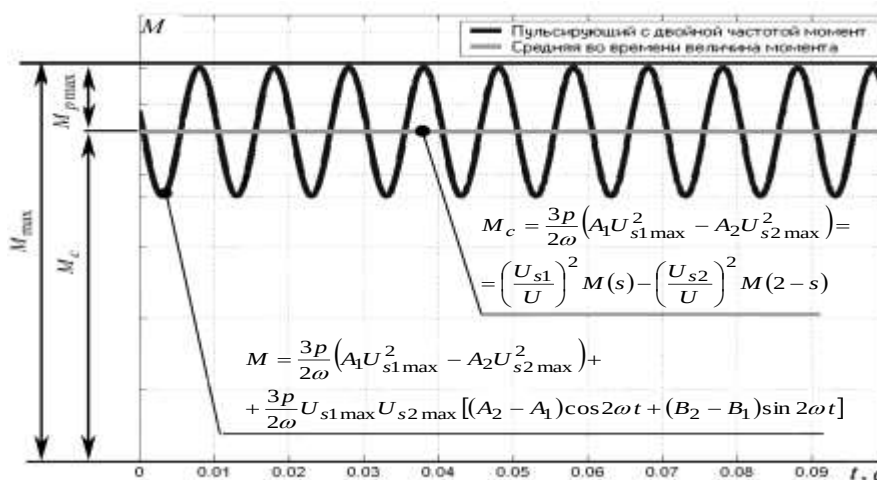


Рис. 3. График пульсирующего с двойной частотой электромагнитного момента во временной области

Для характеристики пульсирующего момента рассчитаем показатель пульсаций по выражению:

$$m_p = \frac{M_{\max} - M_c}{M_c} \cdot 100 \%, \quad (5)$$

где $M_{\max}$ – максимальное значение момента за период;

M_c – среднее во времени значение вращающего момента;

$M_{p\max}$ – амплитуда пульсирующей составляющей.

Для определения m_p через известные параметры схемы замещения, выразим амплитуду пульсирующей составляющей:

$$M_{p\max} = 1,5p/\omega \cdot U_{s1\max} U_{s2\max} \left[A_2 - A_1 + \frac{(B_2 - B_1)^2}{A_2 - A_1} \right] \cdot \left[1 + \left(\frac{B_2 - B_1}{A_2 - A_1} \right)^2 \right]^{-0,5}.$$

Таким образом можно записать:

$$m_p = \frac{U_{s1\max} U_{s2\max}}{A_1 U_{s1\max}^2 - A_2 U_{s2\max}^2} \cdot \left[1 + \left(\frac{B_2 - B_1}{A_2 - A_1} \right)^2 \right]^{-0,5} \left[A_2 - A_1 + \frac{(B_2 - B_1)^2}{A_2 - A_1} \right] \cdot 100 \, \%.$$

На рис. 4 приведены зависимости показателя пульсаций от местоположения точки дугового замыкания, а также активного сопротивления дуги.

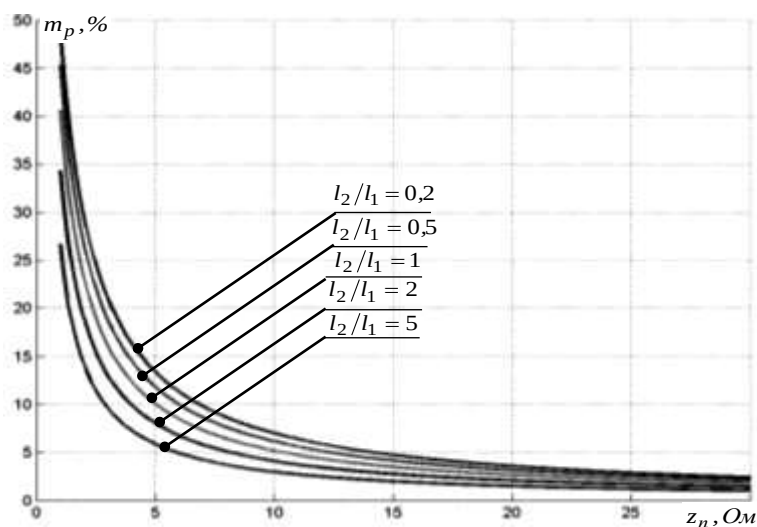


Рис. 4. Показатель пульсаций в функции от параметров точки дугового замыкания

ВЫВОДЫ

Таким образом, в результате математического моделирования было уточнено состояние АД при возникновении дугового замыкания в сети электропитания. Полученные аналитические зависимости дают возможность определить особенности влияния на ток, напряжение и вращающий момент АД, таких параметров дугового замыкания, как место повреждения междуфазной изоляции кабельной линии, учитывая сопротивление участков кабеля до и после точки замыкания, и сопротивление электрической дуги.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Риман Я.С. Защита шахтных участков сетей от токов короткого замыкания / Я.С. Риман; 2-е изд., перераб. и доп. – Москва: Недра, 1985. – 88 с.
2. Ковач К.П. Переходные процессы в машинах переменного тока / К.П. Ковач, И. Рац. – Москва - Ленинград: Госэнергоиздат, 1963. – 744 с.
3. Копылов И.П. Электрические машины: Учеб. для вузов, 4-е изд./ И.П. Копылов. – Москва: Высшая школа, 2004. – 607 с.

Получено: 10.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Лавшонок А.В.

UDK 62-34/38

**A.A. TARANENKO, head of department,
O.K. MARENICH, Ph. Dr. Eng., leading engineer;
GBU DONGIPROSHAKHT, Donetsk**

MATHEMATICAL SIMULATION OF PROCESSES IN CASE OF ARCING FAULT IN A MINE LOW-VOLTAGE NETWORK

Studies of the processes occurring in case of integrity damage of insulation of flexible cables and causing the occurrence of an arcing fault in a low-voltage network of coal mines will make it possible to get more accurate conception of the status of the electrical user in case of occurrence of an arcing gault in a power network.

Keywords: mathematical simulation, asynchronous electric motor, arcing fault, electrical users, electric safety.

III. ОХРАНА ТРУДА

УДК 622.831

Е.А. ЯКОВЕНКО, зав. лаб.,

Н.Л. ТИМОФЕЕВА, науч. сотр.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка

О ПАРАМЕТРАХ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН ДЛЯ ПОДАВЛЕНИЯ ГОРЕНИЯ МЕТАНА ПРИ ПОЖАРАХ В ШАХТАХ

В результате анализа эксплуатации дегазационных систем при пожаре в шахтах и дегазации горных выработок определены параметры дегазационных скважин для подавления горения метана при пожарах в шахтах.

Ключевые слова: горная выработка, метан, дегазация, пожар, скважины, параметры.

Пожары являются наиболее серьезными авариями на угольных шахтах с точки зрения опасности для жизни и здоровья шахтеров и спасателей, социальных последствий и материального ущерба [1]. Опыт тушения подземных пожаров и результаты научных исследований в области управления метановыделением показали, что дегазация позволяет быстро и качественно ликвидировать пожары в шахтах [2].

Наиболее характерными примерами тушения пожаров, благодаря эффективному использованию дегазационных скважин, пробуренных для усиления дегазации, а также для подачи в очаг горения воды, огнегасящего порошка и пены, является ликвидация аварий на шахтах «Чайкино» и «Калиновская–Восточная» ПО «Макеевуголь».

Выбор режима дегазации и, при необходимости, дополнительное бурение дегазационных скважин при пожаре в шахте, должен быть оперативно обоснован. Поэтому определение параметров для заложения скважин актуально.

Цель статьи – информирование специалистов, занимающихся эксплуатацией дегазационных систем, о расчетных формулах для определения параметров скважин при ликвидации пожаров.

Количество метана, отводимого с помощью дегазационных скважин, зависит от их параметров и места расположения, так как от этого зависит их эффективность.

При выемке угольного пласта породы непосредственной кровли об-

рушаются. Высота зоны беспорядочного обрушения составляет от 3 до 5 мощностей вынимаемого пласта. На большой высоте породные слои опускаются и растрескиваются. Еще выше опускание пород происходит без разрыва их цельности. Определение зоны трещиноватости с разрывом цельности подработанных пород имеет основное значение для выбора параметров дегазационных скважин при гашении метана, горящего в выработанном пространстве. Скважины из подземных выработок необходимо бурить на сближенные пласты или вмещающие породы на высоту равную от 10 до 40 вынимаемых мощностей, а в некоторых случаях следует не добуривать до сближенного пласта. Диаметр скважин должен составлять от 76 до 110 мм.

При бурении скважин в разгруженную зону вблизи очистного забоя, где продолжают процессы сдвижения пород, возможны отличия расчетных углов разгрузки пород от фактических. Вследствие этого фактическая длина скважины может оказаться меньше расчетной. Скважины в такой зоне необходимо бурить с применением устройства для отведения метана в газопровод. О попадании скважины в разгруженную зону судят по увеличению газовыделения в скважину, отходе промывочной жидкости, зажима инструмента [3, 4].

При дегазации вышерасположенных сближенных пластов и пород определяют следующие параметры: расстояние закладки забоя скважины над разрабатываемым пластом; расстояние точки закладки устья скважины от лавы или другой выработки; угол β наклона скважины к горизонту; угол φ разворота проекции скважины от выработки в горизонтальной площади; длина скважины l_c и длина участка l_z герметизации ее устья.

Если основной источник газовыделения в выработанное пространство расположен в почве разрабатываемого пласта, то параметры скважины для случаев дегазации надрываемых сближенных пластов и каптажа суфляров определяются в соответствии с руководством [5].

Параметры скважин, пробуренных позади забоя, определяются с учетом процессов обрушения пород в зоне, через которую будет проходить скважина. Рекомендуется из места установки станка бурить две скважины: одну с выходом ее забоя на высоту, равную от 10 до 12 вынимаемых мощностей разрабатываемого пласта, другую – до ближайшего из дегазируемых сближенных пластов, на высоту до $40m_b$, где m_b – мощность вынимаемого пласта. Целесообразно бурить один-два куста таких скважин.

Сначала определяют место установки станка. При бурении скважины из выработок, проведенных по простиранию и восстанию (падению) пласта, расстояние от рабочего пространства лавы до места установки станка:

$$x_{cm} \geq (l_p \operatorname{ctg} \varphi') / \cos \alpha; \quad x_{cm} \geq l_p \operatorname{ctg} \varphi',$$

где l_p – высота по нормали от разрабатываемого пласта до забоя скважины; для первой группы скважин l_p равно от 10 до 12 $m_{\text{в}}$, для второй – 40 $m_{\text{в}}$ до дегазируемого пласта. Если скважину бурят из выработки, расположенной в кровле разрабатываемого пласта, то от l_p вычитают расстояние по нормали от кровли выработки до разрабатываемого пласта; если скважину бурят из выработки, расположенной в почве разрабатываемого пласта, то к l_p прибавляют расстояние по нормали от кровли выработки до разрабатываемого пласта;

φ' – угол разгрузки подрабатываемых пород, образовавшийся около движущегося очистного забоя, рекомендуется принимать от 33° до 40°;

α – угол падения пласта, град.

Если место установки станка не диктуется аварийной обстановкой, то x_{cm} принимается равной расчетному расстоянию, а угол разворота $\varphi = 90^\circ$.

Используя x_{cm} рассчитывают проекцию a скважины на горизонтальную ось выработок:

– при отработке пластов по простиранию:

$$a = x_{cm} - (l_p \operatorname{ctg} \varphi) / \cos \alpha;$$

– при отработке пластов по восстанию (падению):

$$a = (x_{cm} - l_p \operatorname{ctg} \varphi' \pm l_p \operatorname{tg} \alpha) \cos \alpha.$$

Знак «+» принимается при бурении скважин в сторону падения пласта, знак «–» – в сторону восстания.

Основные параметры дегазационных скважин определяют по формулам, приведенным в табл. 1. Параметр b – протяженность зоны, препятствующей разгрузке пород возле выработки, из которой бурят скважины, принимают равной ширине целика между выработкой и выработанным пространством. При ширине бутовой полосы менее 10 м величиной b можно пренебречь, при ширине от 10 до 15 м рекомендуется принимать b равным от 0,5 до 0,8 протяженности зоны, при ширине более 15 м – учитывать протяженность зоны полностью.

Параметр c – учитывает возможное отклонение скважины от задан-

ного направления, м; при бурении до сближенного пласта c принимают равным 5 м, а при бурении на высоту от 10 до 12 м $c = 0$.

Угол φ – учитывает разгрузку пласта после окончания обрушения пород. Он составляет от 50 до 80° [6].

Таблица 1

Формулы для определения параметров дегазационных скважин

Параметры дегазационных скважин	Расчетная формула для определения параметров скважин, пробуренных из проводимой выработки	
	по простиранию пласта	по падению (восстанию) пласта
Скважины, пробуренные перпендикулярно к оси выработки ($\varphi = 90^\circ$)		
Угол наклона скважины к горизонту	$\beta = \arctg \frac{l_p}{b + c + l_p \operatorname{ctg} \varphi} \mp \alpha$	$\beta = \arctg \frac{l_p}{b + c + l_p \operatorname{ctg} \varphi}$
Длина скважины	$l_c = \frac{l_p}{\sin(\beta \pm \alpha)}$	$l_c = \frac{l_p}{\sin \beta}$
Скважины, пробуренные с разворотом к оси выработки		
Угол разворота скважины	$\varphi = \arctg \frac{(b + c + l_p \operatorname{ctg} \varphi \pm l_p \operatorname{tg} \alpha) \cos \alpha}{a}$	$\varphi = \arctg \frac{(b + c) \cos \alpha + l_p \operatorname{ctg} \varphi}{a \cos \alpha}$
Угол наклона скважины к горизонту	$\beta = \arctg \frac{(l_p \mp a \sin \alpha \operatorname{tg} \varphi) \cos \varphi}{a \cos \alpha}$	$\beta = \arctg \frac{(l_p \mp a \sin \alpha \operatorname{tg} \varphi) \cos \varphi}{a \cos \alpha}$
Длина скважины	$l_c = \frac{a}{\cos \varphi \cos \beta}$	$l_c = \frac{a}{\cos \varphi \cos \beta}$

Примечание: знак (+) принимают при бурении скважин в сторону падения пласта, знак (–) – в сторону восстания.

Если место установки бурового станка не ограничивается аварийной обстановкой, то принимается равным от 10 до 15 м от очистного забоя. Затем рассчитывается проекция скважины на горизонтальную проекцию оси выработки:

– при отработке пластов по простиранию:

$$a_1 = x_{cm} + III + \frac{l_p \operatorname{ctg} \varphi'}{\cos \alpha},$$

– по падению (восстанию):

$$a_2 = (x_{cm} + III + l_p \operatorname{ctg} \varphi' \pm l_p \operatorname{tg} \alpha) \cos \alpha,$$

где III – ширина рабочего пространства лавы, м.

При бурении нескольких скважин расстояние между их устьями вдоль выработки принимается равным от 10 до 15 м. Допускается бурение двух скважин из одного места под разными углами [5]. Длина загерметизированного участка скважины должна составлять не менее 6 м. Место закладки и направление скважин для подачи пожаротушащих материалов зависит от мощности и угла падения пласта, системы разработки, схемы проветривания. Скважины при пологом залегании пластов мощностью более 1,6 м можно бурить из очистного забоя независимо от системы разработки и схемы проветривания. При поддержании выработки, вблизи которой в выработанном пространстве находятся очаги пожара, скважины целесообразно закладывать за лавой до очага пожара, по ходу движения струи, а при погашении выработки – впереди лавы, если позволяет газовая обстановка, или из выработок смежных выемочных участков и пластов.

Место установки бурового станка зависит от обстановки на аварийном участке. Забой скважины должен располагаться таким образом, чтобы пожаротушащий материал, который выходит из скважины, доставлялся непосредственно в очаг пожара.

Расстояние по нормали от разрабатываемого пласта до забоя скважины определяется по формуле:

$$l_p = (l_i \sin \varphi \cos \alpha) / [\sin(90^\circ - \varphi \pm \alpha)],$$

где φ – угол разгрузки пород кровли от 50° до 80° ;

$l_i = l_n \cdot n_i$ – расстояние от очага пожара до точки доставки в направлении, перпендикулярном оси выработки, из которой бурят i -е количество скважин; в качестве точки доставки пожаротушащего материала в очаг пожара принимается точка пересечения вертикальной линии, опущенной из забоя скважины, с площадью разрабатываемого пласта;

l_n – линейный размер очага пожара в направлении, перпендикулярном оси выработки, из которой бурят скважины, определяется визуально при разведке аварийного участка;

n_i – коэффициент, учитывающий количество скважин, которые бурятся в очаг пожара при:

– $l_n \leq 20$ м, $i=1$, $n_1=0,5$;

– $20 < l_n \leq 30$ м, $i = 1 \dots 2$, $n_1 = 0,35$ $n_2 = 0,7$;

– $l_n > 30$ м, $i = 1 \dots 4$, $n_1 = 0,25$, $n_2 = 0,5$, $n_3 = 0,7$, $n_4 = 0,9$.

Знак «+» принимается при распространении очага пожара в выработанном пространстве ниже выработки, из которой бурят скважины, знак «–» – при распространении очага пожара выше выработки. Если l_p составляет более $10 m_g$, то принимается $l_p = 12 m_g$.

Расстояние от места установки бурового станка до проекции точки доставки пожаротушащего материала на ось выработки для случая, когда скважины бурят в сторону лавы:

$$a'_i = x_{ст} \pm l_i.$$

Знак «+» в уравнении для a'_i принимают при установке станка за пределами проекции зоны пожара на ось выработки, а знак «–» – для установки станка в пределах этой зоны. Если скважины бурят впереди лавы, то $a'_i = x_{ст}$.

Параметры скважин для подачи пожаротушащих материалов определяют по формулам, приведенным в табл. 2.

ВЫВОДЫ

Приведены расчетные формулы для определения параметров дегазационных скважин, исключающих поступление метана в очаг пожара, а также подачи в него пожаротушащих материалов, что позволит повысить эффективность ликвидации аварий.

Таблица 2

Параметры скважин для подачи пожаротушащих материалов

Параметры скважин	Расчетная формула для определения параметров скважин, пробуренных из выработки	
	по простиранию пласта	по падению (восстанию) пласта
1	2	3
Скважины, пробуренные перпендикулярно оси выработки ($\varphi = 90^\circ$; $a = 0$)		
Угол наклона скважины к горизонту	$\beta = \arctg \frac{l_p}{b + l_p \operatorname{ctg} \varphi} \mp \alpha$	$\beta = \arctg \frac{l_p}{b + l_p \operatorname{ctg} \varphi}$
Длина скважины	$l_c = \frac{l_p}{\sin(\beta \pm \alpha)}$	$l_c = \frac{l_p}{\sin \beta}$
Скважины, пробуренные с разворотом от линии падения или восстания ($\varphi \neq 90^\circ$; $a \neq 0$)		
Угол разворота скважины	$\varphi = \arctg \frac{(b + l_n n_i) \cos \alpha}{a'_i}$	$\varphi = \arctg \frac{b + l_n n_i}{a'_i}$
Угол наклона скважины к горизонту	$\beta = \arctg \frac{(l_p \mp a'_i \sin \alpha \operatorname{tg} \varphi) \cos \varphi}{a'_i \cos \alpha}$	$\beta = \arctg \frac{(l_p \mp a'_i \sin \alpha)}{a'_i \cos \alpha} \cos \varphi$
Длина скважины	$l_c = \frac{a'_i}{\cos \varphi \cos \beta}$	$l_c = \frac{a'_i}{\cos \varphi \cos \beta}$

Примечание: знак (+) принимают при бурении скважин в сторону падения пласта, знак (–) – в сторону восстания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ликвидация аварий в угольных шахтах. Теория и практика / В.В. Радченко, С.М. Смолянов, П.С. Пашковский [и др.]. – Киев: Техника, 1999. – 320 с.
2. Яковенко Е.А. Анализ опыта ликвидации шахтных пожаров с использованием средств дегазации / Е.А. Яковенко, Р.А. Тишин // Материалы круглого стола «Способы и средства создания безопасных и здоровых

условий труда в угольных шахтах». – ГБУ «МАКНИИ», 2025 г.

3. Верзилов М.И. Эффективные параметры дегазационных скважин / М.И. Верзилов, О.И. Касимов, Н.И. Антощенко // Техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело: Реф. сб. / ЦНДИУголь. – 1983. – Вып. 2. – С. 8-10.

4. Касимов О.И. Влияние места расположения дегазационных скважин на эффективность их работы / О.И. Касимов, Н.И. Антощенко // Уголь Украины. – 1980. – № 2. – С. 38-39.

5. СОУ 10.1.00174088.001-2004. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации. – Киев, 2004. – 162 с.

6. НПАОТ 10.0-7.08-93. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Киев, 1994. – 312 с.

Получено: 21.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Безбородов В.А.

UDC 622.831

E.A. YAKOVENKO, head of laboratory,

N.L. TIMOFEEVA, research worker; GBU MAKNI, Makeyevka

**PARAMETERS OF DEGASSING BOREHOLES
FOR SUPPRESSION OF METHANE BURNING
IN CASE OF FIRE IN MINES**

Parameters of degassing boreholes for suppression of methane burning in case of fire in mines have been identified as the result of the analysis of degassing systems operation in case of fire in mines and degassing of mine workings.

Keywords: mine working, methane, degassing, fire, boreholes, parameters.

УДК 622.673

А.И. ДЕМЕНКОВ, зав. лаб.,
Н.А. БЕЛОНОСОВА, зав. отд.,
Н.И. МАЙБЕНКО, мл. науч. сотр.,
А.В.ТОЛСТОВА, техн.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка

О ЗАВИСИМОСТИ КОНЦЕНТРАЦИИ МЕТАНА В МЕСТАХ РАЗРУШЕНИЯ УГОЛЬНОГО МАССИВА ОТ МЕТАНОНОСНОСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

Установлены зависимости концентрации метана в местах непосредственного разрушения угольного массива исполнительным органом проходческого комбайна от метаносности угольного пласта с учетом мощности последнего, производительности проходческого комбайна, объема извлекаемого угля и количества воздуха, подаваемого для проветривания полости.

Ключевые слова: зависимость, метановыделение, проходческий комбайн, скорость продвижения, горный массив, сечение выработки, объем полости.

Прохождение подготовительной выработки проходческим комбайном избирательного действия связано с разрушением угольного и породного массивов, часто сопровождающееся воспламенением выделившегося метана, а иногда, и взрывом пылеметановоздушной смеси. Причиной является фрикционное искрение, которое происходит вследствие трения резца коронки о вмещающие породы большой крепости и выделения метана взрывоопасной концентрации, т.к. взрывозащитное орошение проходческого комбайна не позволяет в полной мере нейтрализовать воспламенение метана и исключить взрыв пылеметановоздушной смеси. [1,2,3].

Поэтому, определение зависимости выделившегося метана от метаносности угольного пласта, с учетом его мощности, производительности проходческого комбайна, объема полости, образовавшейся после выемки угля, и количества воздуха, подаваемого в зону разрушения, позволит рассчитать количество ингибитора, необходимое для предотвращения возгорания метана.

Цель работы – установление зависимости концентрации метана в местах непосредственного разрушения угольного массива исполнительным органом проходческого комбайна от метаносности пласта.

Объем полости $V_{\text{пол}}(t)$, образовавшейся после выемки угля, определяется по формуле [4]:

$$V_{\text{пол}}(t) = m \cdot r \cdot v, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (1)$$

где m – мощность угольного пласта, извлекаемого проходческим комбайном, м;

r – глубина входа исполнительного органа (коронки) проходческого комбайна, м;

v – скорость продвижения проходческого комбайна, м.

Производительность проходческого комбайна A определяется по формуле [4]:

$$A = \gamma \cdot m \cdot r \cdot v, \text{ т/мин}. \quad (2)$$

где γ – плотность каменного угля, т/м³.

Количество выделившегося метана I определяется по формуле [5]:

$$I = A \cdot Z \cdot q_{\text{оч}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3)$$

где I – количество метана, выделившегося в образовавшуюся полость при разрушении угольного пласта исполнительным органом проходческого комбайна;

Z – степень дегазации каменного угля, равная 0,07;

q – метаноносность отрабатываемого угольного пласта, м³/т.

$Q_{\text{п}}$ – количество воздуха, подаваемого в полость, образовавшуюся после разрушения угольного пласта исполнительным органом проходческого комбайна, определяется по формуле [6]:

$$Q_{\text{п}} = S_{\text{н}} \cdot K_{\text{пи}} \cdot V_{\text{мин}} \cdot 60, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (4)$$

где $S_{\text{н}}$ – сечение полости, образовавшейся после разрушения угольного пласта исполнительным органом проходческого комбайна:

$$S_{\text{н}} = r \cdot m, \text{ м}^2, \quad (5)$$

$K_{\text{пи}}$ – коэффициент уменьшения проветривания в зоне разрушения

угольного пласта исполнительным органом проходческого комбайна, равный 0,3;

V_{min} – минимальная скорость проветривания в призабойной зоне подготовительной выработки, равная 0,25 м/с;

60 – переводной коэффициент.

Для установления зависимости метановыделения в зоне работы исполнительного органа комбайна от производительности комбайна, степени дегазации и метаноносности пласта, используем формулу расхода воздуха Q_T м³/мин для проветривания подготовительной выработки [6]:

$$Q_T = \frac{(100 \cdot I \cdot K_H)}{(C - C_0)}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (6)$$

где I – метановыделение в полость, образовавшуюся после разрушения угольного пласта, в подготовительной выработке, м³/мин.;

K_H – коэффициент неравномерности метановыделения [5]:

$$K_H = 1,94 \cdot I^{-0,14}, \quad (7)$$

C_0 – концентрация метана в воздухе, поступающем в тупиковую выработку, равная 0,05%;

C – концентрация метана, выделившегося при разрушении угольного пласта исполнительным органом, %.

Концентрация метана C , выделившегося при разрушении угольного пласта, может быть определена из (6):

$$C = C_0 + \frac{100 \cdot I \cdot K_H}{Q_H}, \quad (8)$$

где Q_H – количество воздуха, подаваемого в полость, образовавшуюся после разрушения угольного пласта исполнительным органом проходческого комбайна в тупиковой выработке, м³/мин.

Рассчитаем концентрацию метана, выделившегося в полость, в зависимости от мощности пласта $m = 1,0$ м при скорости комбайна $v = 0,2$ м/мин и разных значениях метаноносности угольного пласта: $q = 3$ м³/т, $q = 4$ м³/т, $q = 5$ м³/т, $q = 6$ м³/т и $q = 7$ м³/т.

1. Для $q = 3$ м³/т:

– объем полости, образовавшейся после извлечения угля исполнительным органом проходческого комбайна:

$$V_{\text{пол}}(t) = m \cdot r \cdot v = 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,2 = 0,2 \text{ м}^3/\text{мин};$$

– производительность проходческого комбайна:

$$A = \gamma \cdot m \cdot r \cdot v = 1,3 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,2 = 0,26 \text{ т/мин};$$

– метановыделение в полость, образованную после выемки угля:

$$I = A \cdot Z \cdot q = 0,26 \cdot 0,07 \cdot 3 = 0,0546 \text{ м}^3/\text{мин};$$

– площадь сечения S_n угольного пласта, вынимаемого шнеком комбайна:

$$S_n = r \cdot m = 1,0 \cdot 1,0 = 1,0 \text{ м}^2;$$

– время, за которое угольный пласт мощностью $m = 1,0$ м и шириной $B = 4,7$ м будет извлечен исполнительным органом проходческого комбайна:

$$t = B \cdot S_n / v = 4,7 \cdot 1 / 0,2 = 23,5 \text{ мин};$$

– количество воздуха, подаваемого в полость, образовавшуюся после разрушения угольного пласта:

$$Q_{\text{пи}} = S_n \cdot K_{\text{пи}} \cdot V_{\text{мин}} \cdot 60 = 1 \cdot 0,3 \cdot 0,25 \cdot 60 = 4,5 \text{ м}^3/\text{мин};$$

– коэффициент неравномерности выделения метана:

$$K_n = 1,94 \cdot I^{-0,14} = 1,94 \cdot 0,0546^{-0,14} = 2,91;$$

– концентрация метана в полости, образовавшейся после извлечения угля:

$$C = 100 \frac{I_{\text{ну}}}{Q_n} K_n + C_o = 100 \cdot 0,0546 \cdot 2,91 / 4,5 + 0,05 = 3,58\%.$$

2. Для $q = 4 \text{ м}^3/\text{т}$:

$$I = A \cdot Z \cdot q = 0,26 \cdot 0,07 \cdot 4 = 0,0728 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$C = (100 \cdot 0,0728 \cdot 2,8) / 4,5 + 0,05 = 4,58 \, \%$$

3. Для $q = 5 \, \text{м}^3/\text{т}$:

$$I = A \cdot Z \cdot q = 0,26 \cdot 0,07 \cdot 5 = 0,091 \, \text{м}^3/\text{мин};$$

$$C = (100 \cdot 0,091 \cdot 2,71) / 4,5 + 0,05 = 5,53 \, \%$$

4. Для $q = 6 \, \text{м}^3/\text{т}$:

$$I = 0,26 \cdot 0,07 \cdot 6 = 0,109 \, \text{м}^3/\text{мин};$$

$$C = (100 \cdot 0,109 \cdot 2,646) / 4,5 + 0,05 = 6,46 \, \%$$

5. Для $q = 7 \, \text{м}^3/\text{т}$:

$$I = 0,26 \cdot 0,07 \cdot 7 = 0,1274 \, \text{м}^3/\text{мин};$$

$$C = (100 \cdot 0,1247 \cdot 2,59) / 4,5 + 0,05 = 7,3 \, \%$$

Аналогичные расчеты выполнены для угольных пластов мощностью 1,5 м и 2,0 м, а результаты сведены в таблицу:

Таблица

Зависимость концентрации метана в зоне выемки угля
от метаноносности угольного пласта

$q, \text{м}^3/\text{т}$	$I, \text{м}^3/\text{мин}$			$C, \%$		
	$m=1 \text{ м};$ $A=0,26$ т/мин	$m=1,5 \text{ м};$ $A=0,39$ т/мин	$m=2 \text{ м};$ $A=0,52$ т/мин	$m=1 \text{ м};$ $A=0,26$ т/мин	$m=1,5 \text{ м};$ $A=0,39$ т/мин	$m=2 \text{ м};$ $A=0,52$ т/мин
3	0,0546	0,0820	0,1090	3,58	5,06	6,46
4	0,0728	0,1090	0,1456	4,58	6,46	8,27
5	0,0910	0,1365	0,1820	5,53	7,80	10,00
6	0,1090	0,1638	0,2184	6,46	9,15	11,70
7	0,1274	0,1910	0,2550	7,30	10,43	13,35

На основании данных таблицы построен график зависимости концентрации выделившегося метана в местах непосредственного разрушения угольного массива исполнительным органом проходческого комбайна от метаноносности вынимаемого угольного пласта и других параметров:

$q, \text{ м}^3/\text{мин}$

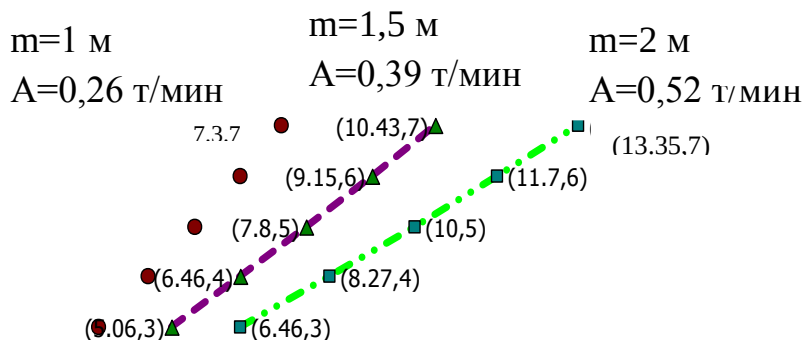


Рисунок – Зависимость концентрации выделившегося метана C в зоне выемки угля от метаноносности угольного пласта $q, \text{ м}^3/\text{т}$

ВЫВОДЫ

Расчет концентрации выделяющегося метана в области выемки угля проходческим комбайном позволит рассчитать необходимое количество ингибитора, подаваемого в извлекаемую полость угля, что исключит воспламенение метана и, как следствие, взрыв пылеметановоздушной смеси.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» – Серия 05 – Выпуск 40. – Москва: «Научный центр исследования проблем промышленной безопасности», 2014. – 200с.
2. ГОСТ Р 57071-2016 «Нормативы безопасности применения машин и оборудования на угольных шахтах и разрезах по пылевому фактору», Москва, Стандартинформ, 2016 – 22с.

3. «Нормативы по безопасности забойных машин, комплексов и агрегатов», Макеевка, 1990 – 102 с.

4. Ордин А.А. «Оптимизация ширины захвата очистного комбайна при подземной разработке пологих метаноносных угольных пластов» / А.А. Ордин, А.М. Тимошин, Д.В. Ботвиненко. // Российская академия наук ФТПРПИ. – 2019. №6. – С.89 - 96.

5. Бобров А.И. «Борьба с местными скоплениями метана в угольных шахтах». - Москва, Недра. – 1988. - С. 91 - 102.

6. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт». Государственный акт по охране труда, г. Киев. ИПО «Основа», 1994. – 312 с.

Получено: 05.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Кременев О.Г.

UDC 622.673

A.I. DEMENKOV, *head of laboratory,*

N.A. BELONOSOVA, *head of department*

N.I. MAYBENKO, *junior research worker,*

A.V. TOLSTOVA, *technician; GBU MAKNI, Makeyevka*

**DEPENDENCE OF METHANE CONCENTRATION
AT DESTRUCTION POINTS OF A VIRGIN COAL
ON METHANE CONTENT OF A COAL SEAM**

Dependences have been determined between methane concentration at points of direct destruction of a virgin coal with the cutting tool of a tunneling machine and methane content of a coal seam with respect to the capacity of the latter, the capacity of a tunnel machine, the volume of the extracted coal and the amount of the air delivered for cavity ventilation.

Keywords: dependence, methane release, tunneling machine, advance rate, rock mass, drift size, cavity space.

УДК 622.6; 620.193.23

В.В. ЛОБОДА, канд. техн. наук, зав. лаб., академик МАНЭБ,
Н.А. БЕЛЮНОСОВА, зав. отд.,
Е.В. ВЕРЕЩАГИНА, науч. сотр.,
Н.В. МАНЕЦ, мл. науч. сотр.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка

ОБ ИССЛЕДОВАНИИ ЛОКАЛЬНЫХ АВАРИЙНЫХ ТЕМПЕРАТУР В КАМЕРАХ ПОСТОЯННОГО ОБЪЕМА ВИНТОВЫХ МАСЛОЗАПОЛНЕННЫХ КОМПРЕССОРНЫХ УСТАНОВОК

Предоставлены результаты исследований и анализа температурных режимов в камерах постоянного объема винтовых компрессоров маслозаполненного типа, эксплуатируемых на угольных шахтах. Установлены причины возникновения аварийных температур в камерах постоянного объема винтового компрессора, в том числе, в камере всасывания и воздухохоборнике.

Ключевые слова: винтовой компрессор, температурный режим, исследования, аварийная защита, анализ, шахта.

При эксплуатации шахтных винтовых компрессоров маслозаполненного типа (ВКМШ), например, ЗИФ-ШВ-5М или УВКШ 5/7, важным является стабильность температурного режима и надежность работы аварийной защиты. Аварии, возникающие вследствие повышенных температур, приводят к выходу винтового компрессора (ВК) из строя и, даже, к пожароопасным ситуациям.

При длительной эксплуатации ВКМШ произошли аварии, причиной которых явились повышенные температуры в камерах постоянного объема компрессоров: камере всасывания (КВ), в воздухохоборнике со встроенным маслоотделителем. В компрессорах происходило обугливание уплотнений дроссельного клапана, выбросы масла через воздушный фильтр, заклинивание винтовой пары, обугливание фильтроматериала маслоотделителя и смятие его корпуса, однако аварийная защита часто не срабатывала [1, 2]. Поэтому определение причин появления повышенных температур в камерах постоянного объема, приводящих к аварийным ситуациям, актуально.

Цель работы – исследование причин возникновения повышенных аварийных температур в камерах постоянного объема ВКМШ.

В ВКМШ используют функциональные схемы при максимально открытом окне КВ или с закрытым окном в моменты остановки компрессора.

Рассмотрим переходные процессы в ВКМШ, например ЗИФ-ШВ-5, функциональная схема которого представлена на рис. 1.

Схема с закрытым окном всасывания показана на рис. 1а. Эта схема характерна для шахтных передвижных компрессорных установок марки ЗИФ-ШВ-5М и УВКШ-5/7. Схема с максимально открытым окном всасывания (ОВ) и наличием обратного клапана в нагнетательном патрубке, соединяющим компрессор и воздухосборник, характерна для серийных ВКМШ 6ВКМ-25/8 и 7ВКМ-50/8, показана на рис. 1б.

При работе по схеме "а", иногда наблюдается резкий рост давления и температуры в ВК при его остановке и при обратном вращении винтов. Максимальная температура в камерах постоянного объема иногда значительно превышает допустимую, согласно ПБ для ВКМШ.

Как показала эксплуатация, обе схемы имеют существенные недостатки. Так, например, при работе по схеме "б" часто наблюдаются выбросы значительного количества масла через всасывающий фильтр при остановках компрессора в связи с нечеткой работой обратного клапана в нагнетательной линии ВК, что недопустимо.

Наиболее высокие температуры наблюдаются при длительной эксплуатации ВК вследствие увеличения зазоров между винтами, винтами и корпусом компрессора. Это возникает при работе нескольких шахтных ВК на одну пневматическую сеть и при неисправной запорной арматуре, что приводит к росту давления газа в воздухосборнике ВК после остановки одного из них, это наблюдается и при обратном включении двигателя.

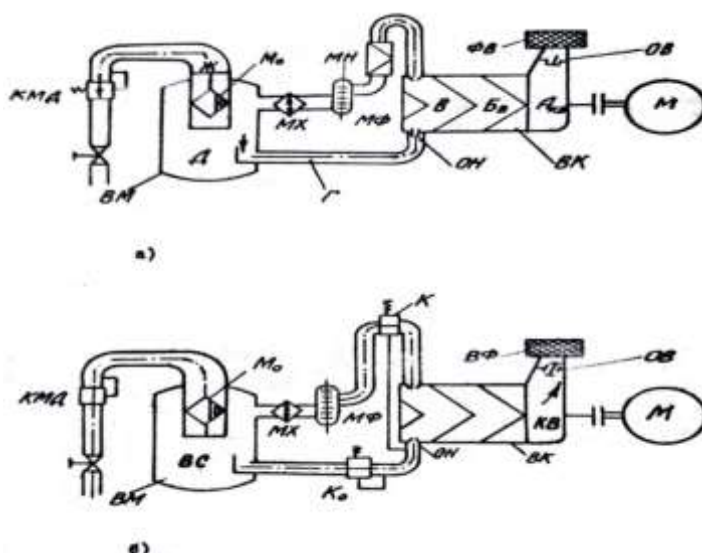


Рис. 1. Функциональные схемы винтовых маслозаполненных компрессоров:

а) – окно всасывания закрыто, б) – окно всасывания открыто

Схемы включают следующие элементы: компрессор, масляный насос, маслоохладитель, фильтры, дроссельный клапан, клапан отсечки, воздухохоборник и маслосборник. Указаны полости, участвующие в процессе сжатия воздуха: камера всасывания, парные «полости» винтов, нагнетательный патрубок, полости воздухохоборника и маслосборника.

На схемах введены буквенные обозначения полостей, необходимых при рассмотрении процессов наполнения этих полостей сжатым воздухом: ВМ – воздухохоборник со встроенным маслоотделителем; КВ – камера всасывания; A_{KB} – полость камеры всасывания (дроссельного клапана); B_B – полость винтов от момента отсечки от камеры всасывания до момента начала сжатия воздуха; К – клапан регулируемый; М – привод компрессора; Г – полость нагнетательного патрубка от компрессора до воздухохоборника; В – полость, образованная винтами и корпусом от начала сжатия воздуха до его поступления в нагнетательную трубу; Д – не заполненная маслом полость воздухохоборника; Ж – полость маслоотделителя и раздаточной трубы; КМД – клапан минимального давления; МН – маслонасос; МХ – масляный холодильник; D_M – полость основной секции маслонасоса; M_0 – маслоотделитель; ФВ – фильтр воздушный; ВС – емкость воздухохоборника с маслом; МФ – фильтр масляный; K_0 – клапан отсечки; ДК – дроссельный клапан; ОН – окно нагнетания.

Воздух, всасываемый из атмосферы при вращении винтов, заполняет рабочие полости, сжимается и подается через ОН в нагнетательный патрубок и далее в воздухохоборник. В начале процесса сжатия воздуха в рабочую полость подается масло, охлаждающее сжимаемый воздух, смазывающее трущиеся поверхности и уплотняющее зазоры.

В маслоотделителе, встроенном в воздухохоборник, происходит очистка сжатого воздуха от масла, после чего он подается в раздаточную трубу, а при достижении давления в ней от 0,45 до 0,6 МПа – в пневматическую сеть и далее к потребителям.

Следует обратить внимание на время рабочего цикла «всасывание-сжатие-нагнетание», составляющее для одной парной «полости» винтов в компрессоре ЗИФ-ШВ-5М около 0,003 с. В зависимости от температуры окружающей среды, масло, для «впрыска» в компрессор, подается с запозданием от 6 до 50с с момента пуска.

Время наполнения сжатым воздухом воздухохоборника до номинального рабочего давления 0,6 МПа не превышает 12 с. Следовательно, некоторое время полости будут наполняться воздухом с небольшим количеством распыленного масла при разном давлении. В этом режиме возможны остановки компрессора, обусловленные разными причинами как технологического характера, например, наполнение небольших емкостей на шахт-

ных подъемах с отключением компрессора при определенном давлении, так и вследствие срабатывания аварийной защиты, например, при возрастании температуры $T_a \geq 125^\circ\text{C}$ и т.д.

Момент остановки компрессора характерен тем, что происходит выравнивание давлений во всех полостях за счет перераспределения сжатого воздуха из областей с давлением нагнетания или за счет поступления воздуха от компрессоров, работающих на эту же пневмосеть, в области с пониженным давлением [3].

Особенно интенсивно происходят перетекание в полость $A_{\text{КВ}}$ дросельного клапана камеры всасывания.

Скорости перетекания сжатого воздуха через зазоры между винтами и корпусом при начальном перепаде от 0,5 до 0,6 МПа достаточно велики. Измерения показали, что процесс выравнивания давлений длится от 0,3 до 1,5 с, затем начинается автоматический сброс давления из воздухохранилища через клапан стравливания. Экспериментально установлено, что время наполнения КВ воздухом до максимального давления зависит от целого ряда причин, основными из которых, при отсутствии или неисправности обратного клапана в полости Г, являются размеры зазоров в компрессоре на пути прохода воздуха и размер «живого» сечения ОН, не перекрываемого зубьями винтов в момент остановки.

Поток сжатого воздуха из полостей Д и Г, поступая с большой скоростью через зазоры, тормозится в полости $A_{\text{КВ}}$. Его скорость снижается от максимальной до нуля. При этом в некоторых случаях в полости $A_{\text{КВ}}$ наблюдается рост температуры от 433 до 483°K, однако аварийная защита не срабатывает вследствие инерционности. Нижний предел температуры относится к новым компрессорам, верхний – к компрессорам, бывшим в длительной эксплуатации и имеющим увеличенные зазоры в рабочей полости.

В результате торможения газового потока в полости $A_{\text{КВ}}$ вся кинетическая энергия преобразуется в тепловую; возрастают энтальпия и температура газа. Температура торможения газового потока будет зависеть от температуры сжатого воздуха в ВС, нагнетательном патрубке, а также в предшествующей соединению с ОН полости, и она, в значительной степени, влияет на максимальную локальную температуру в полости $A_{\text{КВ}}$.

Резкое наполнение камер постоянного объема происходит и при обратном вращении винтов или при перераспределении воздуха в компрессоре.

Рассмотрим процесс наполнения КВ, работающей с перекрытым ОВ в момент остановки компрессора («а» на рисунке). При этом в компрессоре протекают следующие основные термодинамические процессы:

движение сжатого воздуха через щели со стороны нагнетания, истечение его в полость КВ и расширения, а затем сжатия в этой полости, резкое торможение газового потока в камере постоянного объема. В общем случае процесс наполнения КВ или воздухохранилища характеризуется изменениями массы, давления и температуры газа в полости, а также теплообменом через стенки камеры всасывания или стенки воздухохранилища.

Для описания данного процесса в КВ воспользуемся дифференциальными уравнениями термодинамики тела переменной массы, теплопроводности и состояния сжатого газа [4]. Процесс наполнения КВ можно описать системой уравнений сохранения энергии для полости, заполненной газом (1), сохранения массы (2), теплопроводности для нестационарного температурного поля (3) и уравнением состояния сжатого газа (4).

$$\frac{dP}{d\tau} = \frac{k-1}{W} \cdot \left(\frac{dQ}{d\tau} + \Pi G - \Pi' G' - \frac{k}{k-1} \cdot \frac{dL}{d\tau} \right); \quad (1)$$

$$\frac{d\rho}{d\tau} = \frac{1}{W} \cdot \left(G - G' - \rho \frac{dW}{d\tau} \right); \quad (2)$$

$$c_{ст} \cdot \rho_{ст} \cdot \frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{\partial}{\partial x} \cdot \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \cdot \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \cdot \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial z} \right); \quad (3)$$

$$(4)$$

$$f(P, T, W, \tau) = 0,$$

где **P** и **T** – давление и температура газа в полости;

τ – время;

W и W_y – текущий объем полости и удельный объем газа;

ρ – плотность газа в полости;

Q – тепловой поток, передаваемый газом стенке;

Π и Π' – удельная внутренняя энергия газа на входе и выходе из полости;

G и G' – массовый приход и расход газа в полости;

L – внешняя работа термодинамического тела (газа);

$c_{ст}$, $\rho_{ст}$, λ – соответственно удельная теплоемкость, плотность, коэффициент теплопроводности стенки;

x, y, z – координаты.

Для получения количественных значений параметров в процессе наполнения и истечения газа из полости КВ принята следующая модель,

схематично представленная на рис. 2. Камера всасывания ВК рассматривается, в общем случае, как элемент открытой термодинамической системы, представляющей собой полость, ограниченную стенками дроссельного клапана, к которой подходят впускной канал 1 с дросселем 2, имеющим проходное сечение, эквивалентное сечению зазоров со стороны рабочей полости компрессора, и выпускной канал 3 с дросселем 4, имеющим проходное сечение, эквивалентное суммарному сечению отводной трубки для подачи сигнала на клапан стравливания и сечению щели, образующейся в результате неплотного перекрытия окна всасывания.

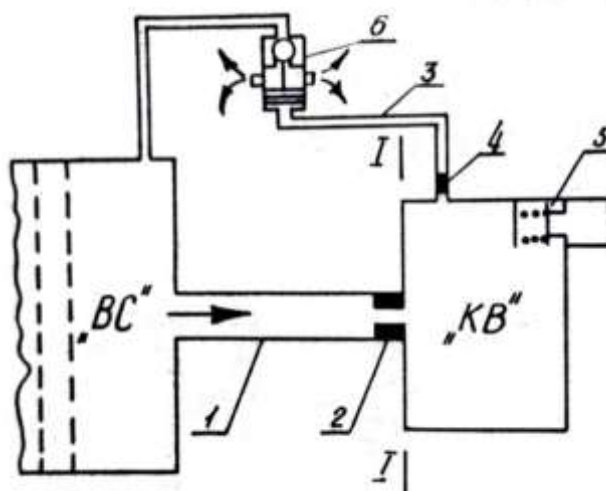


Рис. 2. Схема термодинамической системы камеры всасывания
1 – нагнетательный патрубок; 2 – дроссель (рабочая полость с винтами);
3 – отводная трубка; 4 – дроссель; 5 – клапан дроссельный; 6 – клапан стравливания

По впускному каналу сжатый воздух подводится в процессе наполнения и отводится в процессе стравливания из полости КВ. При этом часть воздуха уходит из камеры всасывания по отводной трубке и через зазоры дроссельного клапана. Экспериментально установлено, что время τ_{max} достижения максимального давления в камере всасывания составляет от 0,3 до 1,5с. В начальный момент процесса наполнения воздухом происходит перемещение тарели дроссельного клапана в направлении канала всасывания, однако объем камеры всасывания изменяется незначительно, примерно на $1 \cdot 10^{-3} W_{max}$ за время $1 \cdot 10^{-3}$ с, что составляет $(0,003-0,006) \tau_{max}$. Таким образом, в уравнениях (1), (2), (4) можно принять $W = \text{const}$, $\frac{dW}{d\tau} = 0$ и $G' = 0$ (отводная трубка 3 в этот период не соединена с атмосферой). Кроме того, перемещение тарели клапана 5 (рис. 2) осуществляется практически под действием пружины P_{oc} , а не сжатого газа, так как в момент остановки компрессора усилие, создаваемое пружиной, $P_{пр} > P_{oc} + P_{ВК}$, где P_{oc} – дав-

ление окружающей среды, МПа; P_{BK} – давление сжатого воздуха на выходе из компрессора, МПа. То есть, газ работы не совершает. Следовательно, можно принять $dL/d\tau=0$.

Принимая в интервале температур от 0°C до 125°C и давлений от 0 до 0,6 МПа постоянными и неизменными вдоль поверхности параметры $c_{ст}$, $\rho_{ст}$, λ , а также, считая стенку камеры однородной, уравнение (3) можно записать в следующем виде:

$$\frac{dT}{d\tau} = \frac{\lambda}{c_{ст} \cdot \rho_{ст}} \cdot \left(\frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right). \quad (5)$$

Стенку камеры всасывания можно рассматривать как плоскую, полагая, что тепловой поток направлен по нормали к поверхности стенки, будем иметь однородное температурное поле и уравнение (5) примет вид:

$$\frac{dT}{d\tau} = \frac{\lambda}{c_{ст} \cdot \rho_{ст}} \cdot \frac{\partial^2 T}{\partial x^2}. \quad (6)$$

Таким образом, физическая модель процесса наполнения камеры может быть описана системой следующих уравнений:

$$\frac{dP}{d\tau} = \frac{k-1}{W} \cdot \left(\frac{dQ}{d\tau} + PG \right); \quad (7)$$

$$\frac{d\rho}{d\tau} = \frac{G_{(p)}}{W}; \quad (8)$$

$$\frac{dT}{d\tau} = \frac{1}{c_{ст} \cdot \rho_{ст}} \cdot \frac{\partial q_x}{\partial x}; \quad (9)$$

$$pW = GRT, \quad (10)$$

где $q_x = \lambda \cdot \frac{\partial T}{\partial x}$ – плотность теплового потока в направлении координаты X .

Характер изменения параметров состояния в полости КВ в процессе наполнения и срабатывания воздуха показан на рис. 3, из которого следует, что после интенсивного роста давления P и температуры T за сравнительно короткий промежуток времени $\tau = 0 \dots \tau_1$, наступает снижение температуры в полости практически при постоянном давлении, а с момента времени τ_2

начало стравливания воздуха в атмосферу происходит резкое снижение значений обоих параметров.

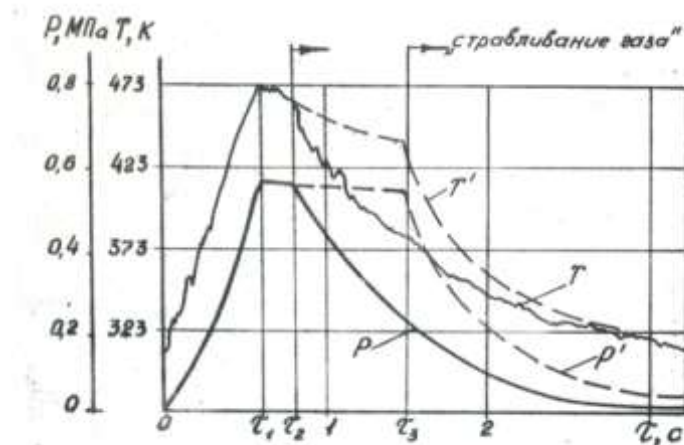


Рис. 3. Осциллограмма температуры и давления газа
в камере всасывания

Экспериментально установлено, что за промежуток времени $\tau = 0 \dots \tau_1$, температура стенки камеры всасывания практически остается постоянной, следовательно, передачу тепла можно не учитывать и принять $\frac{\partial q_x}{\partial x} = 0$ и $\frac{dq}{d\tau} = 0$. В дальнейшем на участке с постоянным давлением наблюдается заметное изменение температуры стенки камеры, т.е. появляется необходимость учета влияния передачи тепла на температуру воздуха в полости камеры всасывания. Промежуток времени от τ_1 до τ_2 определяет время действия повышенной температуры T в КВ. Это время при нормально действующем клапане стравливания и правильно выбранном сечении отводной трубки может быть сведено к минимуму. При загрязнении отверстий для отвода газа или заклинивании клапана в закрытом положении время действия повышенных температуры T' и давления P' в КВ несколько увеличивается, от 5 до 15 с, и зависит, при прочих равных условиях, для данного ВК, в основном, от температуры окружающей среды и скорости воздуха, омывающего компрессор. Полагая, что клапан стравливания работает нормально и время действия повышенной температуры в КВ не превышает 0,5 с, определим максимальную аварийную температуру $T_{ВК}$ в процессе наполнения камеры постоянного объема. Определим также времени действия повышенного давления $P_{ВК}$, воздействующего на винтовую пару, прижимая торцы ВЩ и ВМ винтов к стенке корпуса компрессора,

т.е. при тепловом и силовом воздействии происходит трение винтов о корпус компрессора.

Ввиду того, что объем камеры всасывания значительно меньше объема воздухоборника, из которого поступает сжатый газ, то данный процесс наполнения в момент времени от 0 до τ_1 , можно рассматривать при $P_v = \text{const}$,

где P_v , T_v – параметры газа в воздухоборнике: P_v – давление сжатого газа в воздухоборнике, МПа; T_v – температура сжатого воздуха в воздухоборнике, °С.

Определим приток энергии в полость камеры всасывания по следующей формуле:

$$PG = \frac{k}{k-1} \cdot GRT_{вк}, \quad (11)$$

где $T_{вк}$ – температура потока сжатого воздуха на входе в камеру всасывания.

Так как в камере всасывания поток газа полностью заторможен, то температуру $T_{вк}$ примем равной температуре торможения газового потока, которая может быть определена из уравнения первого закона термодинамики для потока газа по формуле:

$$T_{вк} = T_{\text{с}} \left(1 + \frac{\omega_{\text{эц}}^2}{2c_p T_{\text{с}}} \right), \quad (12)$$

где $\omega_{\text{эц}}$ – скорость газа, проходящего через эквивалентный зазор (щель) в дросселе 2 (рис. 2).

Из уравнения (10) имеем:

$$\rho = \frac{P}{RT}, \quad (13)$$

Продифференцируем уравнения (13) по $d\tau$

$$\frac{d\rho}{d\tau} = \frac{dP}{d\tau} \cdot \frac{1}{RT} - \frac{P}{RT^2} \cdot \frac{dT}{d\tau}, \quad (14)$$

Подставляя значение $\frac{d\rho}{d\tau}$ из (8), получим:

$$\frac{G_{(P)}}{W} = \frac{dP}{d\tau} \cdot \frac{1}{RT} - \frac{P}{RT^2} \cdot \frac{dT}{d\tau},$$

откуда

$$\frac{dP}{d\tau} = \frac{GRT}{W} + \frac{P}{T} \cdot \frac{dT}{d\tau}. \quad (15)$$

Подставляя значения $\frac{dP}{d\tau}$ из (15) и PG из (11) с учетом (12) в уравнение (7), получим:

$$\frac{GRT}{W_y} + \frac{P}{T} \cdot \frac{dT}{d\tau} = \frac{k-1}{W} \cdot \frac{k}{k-1} GRT_B \left(1 + \frac{\omega_{\text{эц}}^2}{2c_p T_B} \right), \quad (16)$$

откуда

$$\frac{dT}{d\tau} = \left[k \frac{T_B}{W} \left(1 + \frac{\omega_{\text{эц}}^2}{2c_p T_B} \right) - \frac{T}{W_y} \right] \frac{GRT}{P}. \quad (17)$$

Таким образом, получена зависимость изменения температуры в ВК от времени заполнения ее сжатым газом.

Проведенные исследования показали, что количество сжатого воздуха, поступающего в камеру всасывания (полость КВ, рис. 2) при остановке компрессора или при обратном вращении винтов, а также время ее наполнения зависят от ряда факторов:

- величины суммарной площади «живого» сечения зазоров (щелей) между винтами компрессора, через которые происходят перетекание газа на сторону всасывания;
- перекрытия площади окна нагнетания винтами в момент остановки компрессора;
- параметров сжатого воздуха в КВ, нагнетательном патрубке и воздухоборнике (полости Г и Д, рис.1) к моменту остановки компрессора.

По формуле (17) могут быть определены температурные изменения в камерах постоянного объема ВК, в т.ч. в воздухоборнике и в КВ при пусках и остановках, когда температура сжатого воздуха в рабочих полостях компрессора близка или превышает аварийное значение.

Расчетами и экспериментально установлено, что в ряде случаев максимальная температура $T_{\text{кв}} > 125^{\circ}\text{C}$ (рис. 3), т.е. может значительно превышать допустимую рабочую для маслозаполненных компрессоров, но при этом существующая аварийная защита на ВКМШ не отключает компрессор от сети, т.е. работает неэффективно.

ВЫВОДЫ

В результате проведенных исследований локальных температурных нагрузок в камерах постоянного объема в ВК установлено, что температура сжатого воздуха в них может достигать более 125°C , а в ряде случаев и значительно превышать их, но при этом существующая аварийная защита работает неэффективно и не предотвращает аварийные ситуации на ВКМШ.

Необходима разработка более эффективной системы аварийной защиты ВКМШ, обеспечивающей их безаварийную работу, в т.ч. при появлении повышенных температур в камерах постоянного объема.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Повышение пожаровзрывобезопасности передвижных шахтных компрессорных установок / В.В. Лобода, О.А. Демченко, О.А. Франчук, Н.В. Манец // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб. науч. тр. / МакНИИ. – Макеевка, 2017. – Вып. №1/36. – С.90-103.
2. Лобода В.В. Повышение надежности и безопасности шахтного винтового компрессора путем нормализации его температурного режима /В.В. Лобода // Стационарное оборудование шахт: сб./ НИИГМ им. М.М.Федорова. – Донецк, 1987. – С. 184-195.
3. Сакун И.А. Метод расчета термодинамических параметров винтового компрессора / И.А. Сакун, Ю.И. Диментов // Химическое и нефтяное машиностроение. – 1970. – № 6. – С. 1-4.
4. Довгалева В.А. Методы термодинамики тела переменной массы применительно к расчетам рабочего процесса ротационных компрессоров / В.А. Довгалева // Исследования в области компрессорных машин: сб. / Казанский химико-технологический институт им. С.М. Кирова. – 1974. – С. 356-362.

Получено: 19.09.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Кременев О.Г.

UDC 622.6; 620.193.23

**V.V. LOBODA, Ph. D. Eng., head of laboratory, member of the
International Academy of Ecology, Man and Nature Protection Sciences
(MANEB),**

N.A. BELONOSOVA, head of department,

E.V. VERESHCHAGINA, research worker,

N.V. MANETS, junior research worker; GBU MAKNI, Makeyevka

INVESTIGATION OF LOCAL EMERGENCY TEMPERATURES IN CONSTANT VOLUME CHAMBERS OF SCREW OIL-FILLED COMPRESSOR UNITS

Abstract. *The article presents the results of research and analysis of temperature conditions in constant volume chambers of oil-filled screw compressors, widely used in coal mines. Special attention is paid to the causes of emergency temperatures in the chambers of a constant volume screw compressor, including in the suction chamber and the air collector, as well as the effectiveness of emergency protection in various compressor operation schemes.*

Keywords: screw compressor, temperature mode, research, emergency protection, analysis, mine.

УДК 622.235.3:622.817

**В.Ю. ДЕРЕВЯНСКИЙ, ст. науч. сотр.,
В.В. ДЕНЬГА, зав. лаб.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка**

О ЗАСЛОНЕ ВЗРЫВНОГО ТИПА ДЛЯ ГАШЕНИЯ ВСПЫШЕК ГАЗОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

Предложено устройство для гашения вспышек газозвоздушных смесей, возникающих при проходке вертикальных стволов буровзрывным способом. Приведена схема электровзрывной сети с детонирующим шнуром, приводящим в действие заслон. Представлен расчет прочности материала цилиндрической оболочки заслона.

Ключевые слова: вспышка, газозвоздушные смеси, ствол, буровзрывной способ, заслон взрывного типа, электровзрывная сеть, детонирующий шнур, цилиндрическая оболочка.

Проведение вертикальных стволов в угольных шахтах буровзрывным способом сопровождаются вспышками и взрывами газозвоздушных смесей (ГВС), приводящими к жертвам и значительным разрушениям. Для локализации вспышек применяется заслон типа АВП-1, состоящий из датчика пламени и взрывоподавляющего устройства. При подготовке к проведению буровзрывных работ заслон подвешивали вдоль оси ствола ниже проходческого полка на расстоянии от 10 до 15 м от забоя, а при выполнении других операций проходческого цикла – над полком [1]. Датчик пламени, регистрируя вспышку ГВС, подает импульс тока в цепь с электродетонатора (ЭД), инициирующий детонирующий шнур (ДШ). Под действием энергии взрыва порошок распылялся в атмосфере ствола и пламя гасилось.

Заслон АВП-1 обладает следующими недостатками:

- сложная, громоздкая, дорогостоящая конструкция;
- низкая устойчивость взрывоподавляющего устройства к механическим воздействиям, особенно в зоне отброса взорванной горной массы;
- срабатывание непосредственно при обнаружении датчиком вспышки ГВС.

Разрабатываемый заслон взрывного типа [2] представляет собой взрывоподавляющее устройство, выполненное в виде рукава, изготовленного из прочного влагостойкого полиэтилена, заполненного огнегасящим веществом, с встроенным внутри ДШ. Принцип действия его заключается в следующем. Электрическое устройство, регистрирующее фронт пламени,

подает импульс на электродетонатор (ЭД), инициирующий детонацию ДШ, которая разрушает рукав и осуществляет распыление находящегося в нем огнегасящего вещества. Известный заслон предназначен для гашения фронта пламени в горизонтальных и наклонных выработках. Однако, при использовании заслона взрывного типа в вертикальном стволе при ведении буровзрывных работ, актуально создать завесу из огнегасящего вещества до взрывания шпуровых зарядов, т.е., до появления фронта пламени.

Цель статьи – ознакомление специалистов, занимающихся проходкой вертикальных стволов буровзрывным способом, с разработанным заслоном для создания завесы из огнегасящего вещества.

Схема размещения заслона непосредственно перед производством взрывных работ в стволе показана на рис. 1.

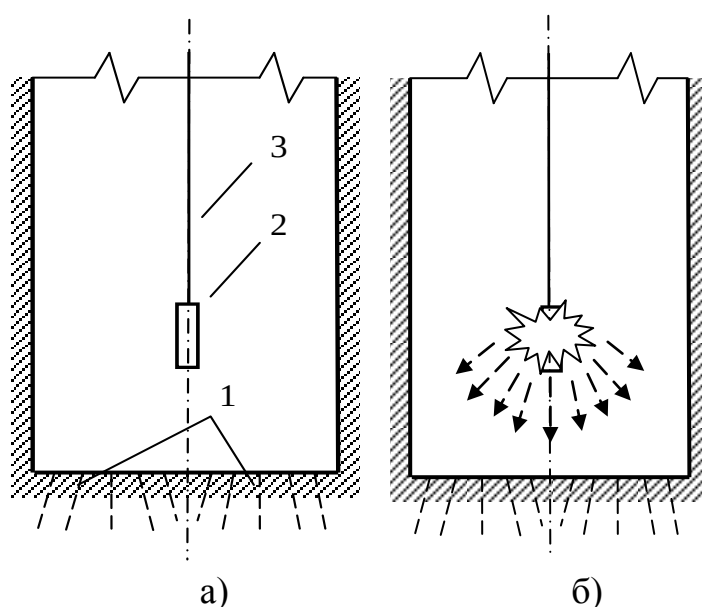


Рис. 1. Заслон взрывного типа в вертикальном стволе перед производством взрывания (а), приведение в действие заслона до взрывания шпуровых зарядов (б): 1 – шпуры, 2 – заслон, 3 – канат

ДШ 1 присоединяется к гильзе предохранительного электродетонатора 2 мгновенного действия (ЭД), соединенного с общей электровзрывной сетью 3. В качестве источников тока применяются ствольные взрывной прибор или взрывная станция, обеспечивающие длительность взрывного импульса до 4 мс. В соответствии с требованиями [3] сначала производится взрывание ДШ 1 предохранительным ЭД мгновенного действия 2, а через 40 мс – шпуровых зарядов. При взрывании ДШ 1 рукав заслона разрушается и образуется водораспылительная завеса в стволе.

На рис. 2 показана схема параллельно-ступенчатого соединения электровзрывной сети и включения в нее ДШ.

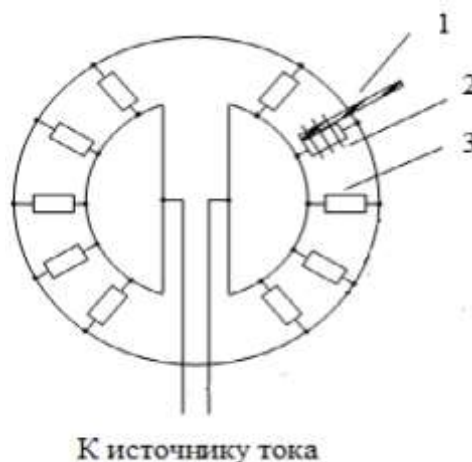


Рис. 2. Схема параллельно-ступенчатого соединения электровзрывной сети:

- 1 – детонирующий шнур; 2 – электродетонатор;
3 – магистральные провода электровзрывной сети

При выборе материала оболочки заслона взрывного типа должно соблюдаться условие прочности [4]:

$$\sigma_p \leq [\sigma],$$

где σ_p – расчетное механическое напряжение, Па;

$[\sigma]$ – допускаемое механическое напряжение, Па.

Расчетное напряжение в оболочке заслона вызвано внутренним давлением воды и определяется по формуле [5]:

$$\sigma_p = \frac{F_T}{S_{пз}} = \frac{m \cdot g}{S_{пз}}, \text{ Па}$$

где F_T – сила тяжести, создаваемая находящейся в заслоне воды, Н;

m – масса воды в заслоне, кг;

g – ускорение свободного падения, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$;

$S_{пз}$ – внутренняя площадь оболочки заслона, на которую воздействует сила тяжести находящейся воды, м^2 .

Поскольку заслон расположен в стволе вертикально, для расчета принимается площадь основания цилиндрической оболочки, на которую

воздействует давление большее, чем на боковую внутреннюю поверхность заслона. Площадь поперечного сечения ствола в свету S определяется по формуле [5]:

$$S = \pi r^2, \text{м}^2$$

где π – математическая константа, $\pi = 3,14$;

r – радиус цилиндрической оболочки заслона, м.

Расчет прочности и выбор материала оболочки выполняется для конкретных условий вертикального ствола. Приведем в качестве примера расчет площади поперечного сечения в свету вертикального ствола радиусом 4 м:

$$S = 3,14 \cdot 4^2 = 50,24 \text{ м}^2.$$

Объем воды V для заполнения призабойной части ствола для гашения вспышки ГВС в начальной стадии определяем по формуле [6]:

$$V = S \cdot h, \text{м}^3$$

где h – высота столба воды для гашения вспышки.

Анализ литературных источников не выявил значения высоты столба воды. Примем $h = 0,1$ м.

Рассчитываем требуемый объем воды:

$$V = 50,24 \cdot 0,1 = 5,024 \text{ м}^3.$$

Масса воды для создания водораспылительной завесы в забое вертикального ствола определяется по формуле [6]:

$$m = V \cdot \rho, \text{кг}$$

где ρ – плотность воды, $\rho = 1000 \text{ кг/м}^3$.

$$m = 5,024 \cdot 1000 = 5024 \text{ кг}.$$

Зная массу воды в рукаве, принимая его длину равной стандартной длине детонирующего шнура $\ell = 50$ м [7], внутренний диаметр d рукава вычисляем по формуле:

$$d = \sqrt{\frac{4m}{\pi \cdot l \cdot \rho}}, \text{ м}$$

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 5024}{3,14 \cdot 50 \cdot 1000}} = 0,35777 \text{ м} \approx 0,36 \text{ м.}$$

Радиус рукава, соответственно, равен:

$$r = \frac{d}{2} = \frac{0,36}{2} = 0,18 \text{ м.}$$

Вычисляем площадь основания цилиндрической оболочки заслона, на которую воздействует сила тяжести находящейся в заслоне воды:

$$S_{\text{пз}} = 3,14 \cdot 0,18^2 = 0,101736 \text{ м}^2.$$

Находим механическое напряжение в оболочке заслона:

$$\sigma_{\text{р}} = \frac{5024 \cdot 9,81}{0,101736} = 48444,444 \text{ Па.}$$

Коэффициент запаса прочности материала оболочки ($k_{\text{зпм}}$) принимается в соответствии с рекомендациями работы [8] в интервале $k_{\text{зпм}} = 2,5 \div 5$.

При выборе материала цилиндрической оболочки заслона должно соблюдаться условие прочности. Допускаемое напряжение $[\sigma]$ зависит от прочности материала $\sigma_{\text{м}}$ и вычисляется с помощью выражения [8]:

$$[\sigma] = \sigma_{\text{м}} / k_{\text{зпм}} \text{ Па.}$$

Определяем прочность материала оболочки заслона из уравнения:

$$\sigma_{\text{м}} = [\sigma] \cdot k_{\text{зпм}}.$$

Принимая $[\sigma] = \sigma_{\text{р}}$ и $k_{\text{зпм}} = 3$, находим прочность материала оболочки заслона:

$$\sigma_{\text{м}} = 48444,44 \cdot 3 = 145333,33 \approx 1,5 \text{ МПа.}$$

Таким образом, материал цилиндрической оболочки заслона должен иметь прочность не менее 1,5 МПа.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на разработку методики расчета массы воды для снаряжения заслона взрывного типа для гашения взрывов газовых смесей, возникающих при проведении вертикальных стволов буровзрывным способом.

ВЫВОДЫ

Предложен заслон взрывного типа для создания водораспылительной завесы при проведении вертикальных стволов буровзрывным способом. Приведен пример схемы электровзрывной сети с подключением детонирующего шнура, приводящего в действие заслон. Приведен пример расчета прочности материала цилиндрической оболочки заслона.

Использование предложенного заслона повышает безопасность ведения буровзрывных работ в вертикальных стволах за счет распыления огнегасящего вещества до взрывания шпуровых зарядов. Кроме того, упрощена электрическая схема заслона за счет исключения датчика пламени.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шевцов Н.Р. Параметры автоматической системы локализации взрывов в вертикальных стволах / Н.Р. Шевцов, И.В. Купенко // Научный вестник НИИГД «Респиратор». – 2016. – № 3 (53). – С. 93-102.
2. Деревянский В.Ю. Расчет массогабаритных параметров заслона взрывного типа для локализации взрывов метано- и пылевоздушных смесей в угольных шахтах / В.Ю. Деревянский, В.В. Деньга // Уголь. – 2025. – № 11. – С. 104-107.
3. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения». Утв. приказом Ростехнадзора Российской Федерации от 03.12.2020 № 494. [Электронный ресурс] Сайт справочной системы «Техэксперт»: URL: <https://tk-expert.ru/uploads/files/ntd/ntd-840-20220626-215045.pdf> (дата обращения: 06.11.2025).
4. Гольдин И.И. Основные сведения по технической механике / И.И. Гольдин. – Москва: Высшая школа, 1986. – 95 с.
5. Кухлинг Х. Справочник по физике: пер. с нем. / Х. Кухлинг. – Москва: Мир, 1982. – 520 с.
6. Выгодский М.Я. Справочник по элементарной математике / М.Я. Выгодский. – Москва: Наука, 1986. – 320 с.

7. ДШ-А, ДШ-Б, ДШ-В, ДШЭ-8, ДШЭ-12 (продажа, характеристики, описание ВМ). [Электронный ресурс]. URL: https://expertvr.ru/explosives/dsh-a_dsh-b_dsh-v_dshe-8_dshe-12/?ysclid=memrf633y4947992170 (дата обращения: 06.11.2025).

8. Дарков А.В. Сопротивление материалов. / А.В. Дарков, Г.С. Шпиро. – Изд. 3-е. – Москва: Высшая школа, 1969. – 734 с.

Получено: 19.11.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Безбородов В.А.

UDK 622.235.3:622.817

**V.Y. DEREVYANSKY, senior research worker,
V.V. DENGА, head of laboratory; MAKNIИ, Makeyevka**

**EXPLOSION-DRIVEN BARRIER FOR EXTINGUISHMENT
OF FLASH FIRES DURING VERTICAL SHAFT SINKING
WITH BLASTING TECHNIQUE**

A device has been proposed for extinguishment of flash fire of gas-air mixtures occurring during vertical shaft sinking with blasting technique. A wiring diagram has been presented with detonating cord activating the barrier. Calculation of resistance to damage of material for cylindrical shell of the barrier has been presented.

Keywords: flash fire, gas-air mixtures, shaft, blasting technique, explosion-driven barrier, wiring diagram, detonating cord, cylindrical shell.

УДК 621.315.231:622.33.012

Г.Б. ТЫНДА, зав. отд.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка

О ПРОЦЕССЕ ВЫДЕЛЕНИЯ МЕТАНА ИЗ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА УГОЛЬНЫХ ШАХТ ПРИ ИЗМЕНЕНИИ ДЕПРЕССИИ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА

Рассмотрены закономерности формирования потоков газовой среды из выработанных пространств в горные выработки при изменении давления. Получены формулы для определения основных параметров переходных аэродинамических процессов, возникающих при увеличении депрессии, приложенной к выработанному пространству, стимулирующих повышенное выделение метана. Выполнена оценка уравнивающего объема газовой среды при переходных аэродинамических процессах. Предложена методика для определения интенсивности дополнительного потока метана, выделяющегося из выработанного пространства в горные выработки.

Ключевые слова: угольная шахта, выработанное пространство, депрессия, переходный аэродинамический процесс, уравнивающий объем, дополнительное метановыделение.

На угольных шахтах доля метанового потока из вмещающих пород достигает 80% в газовом балансе [1, 2], поэтому большая часть этого потока проходит через пустоты выработанного пространства (ВП). Вследствие малого расхода утечек воздуха через ВП концентрация метана в газовой среде нередко превышает 50%. Поскольку объем пустот занимает примерно 30% объема обрушенных пород, ВП становятся крупными коллекторами метана.

В случае резкого увеличения депрессии, приложенной к выемочному участку, наряду с основным потоком из пустот ВП в горные выработки выделяются дополнительные объемы метановоздушной смеси, приводящие к нарушениям газового режима со всеми вытекающими последствиями [2-7].

Вызванные трудно прогнозируемым увеличением метанообильности аварии приводят к значительным материальным потерям, поэтому решение данной проблемы актуально

Цель работы – исследование процесса формирования дополнительных потоков метана из ВП, вызванных увеличением депрессии выемочно-

го участка.

Причинами увеличения депрессии могут быть изменения режима работы ВПП и аэродинамического сопротивления горных выработок. Кратковременные всплески газовыделения из ВП, которыми сопровождались изменения депрессии горных выработок, изучались с середины прошлого века, и было установлено, что причиной этих всплесков являются переходные аэродинамические процессы [1, 3-5, 8].

При исследовании установлено, что при резком увеличении депрессии, приложенной к ВП, ранее существовавшее равновесие нарушается, что проявляется в возникновении перепада давлений в пустотах ВП и проветриваемой выработке. Под действием этого перепада из пустот ВП в проветриваемую выработку устремляется газовая среда, заполнявшая пустоты. Этот переходный аэродинамический процесс (ПАП) продолжается до момента выравнивания давлений и установления нового равновесия. Объем газа, необходимый для этого, будем называть уравнивающим объемом.

Объем газа, выделяющийся из ВП в проветриваемые выработки, в течение ПАП, возникшего при увеличении депрессии, приложенной к ВП, определяется по формуле [7]:

$$\Delta V = \frac{V_{\text{пуст}} \Delta \bar{P}}{P_a}, \quad (1)$$

где $V_{\text{пуст}}$ – объем пустот, сосредоточенных в ВП, м³;

$\Delta \bar{P}$ – перепад давлений газовой среды в пустотах ВП, возникший в результате увеличения депрессии, Па.

Общий объем пустот $V_{\text{ВП}}$ ВП можно оценить по формуле:

$$V_{\text{ВП}} = k L_{\text{ст } o} L_{\text{оч}} m_{\text{в}},$$

где $L_{\text{ст } o}$ – протяженность отработанного столба, м;

$L_{\text{оч}}$ – длина очистной выработки, м;

$m_{\text{в}}$ – вынимаемая мощность пласта, м;

k – коэффициент, учитывающий уменьшение объема пустот, образовавшихся в массиве в результате выемки угля и заполненных газом вследствие опускания земной поверхности, расширения пород кровли, проникновения воды и т.д.

В зависимости от конкретных условий значение коэффициента k

может существенно изменяться. В различных источниках [1–9] его среднее значение оценивают в диапазоне от 0,2 до 0,4.

Чтобы получить общее представление о величине ΔV , выполним расчет этого показателя для условий, близких к среднестатистическим, задавшись значением коэффициента $k \approx 0,3$. Для выемочного участка с лавой длиной 250м, вынимаемой мощностью 1,5м и протяженностью отработанного столба 2 км объем пустот выработанного пространства составляет около 225000 м³. Согласно формуле (1) в случае увеличения депрессии, приложенной к ВП, на 40 даПа уравнивающий объем из ВП указанного выемочного участка составит, примерно, 1000 м³.

Следует отметить, что пустоты распределены в ВП неравномерно. Кроме того, интенсивность изменения давления по длине маршрута также не является постоянной. Поэтому для повышения точности результатов в формуле (1) желательно применять среднеобъемное значение перепада давления $\Delta \bar{P}$, полученное по формуле:

$$\Delta \bar{P} = \frac{1}{V_{\text{пуст}}} \int_{x_1}^{x_2} v(x) [P_2 - P_1] dx,$$

где x — расстояние от переднего, по ходу струи, фронта обрушенных пород, м;

$v(x)$ — объем пустот на погонном метре выработанного пространства, прилегающего к проветриваемой выработке как функция от расстояния от переднего фронта обрушенных пород; м³/м,

$x_1; x_2$ — координаты соответственно, переднего и заднего фронтов обрушенных пород, м;

$P_2; P_1$ — абсолютное давление воздуха в горной выработке, соответственно до и после увеличения депрессии.

Динамика переходного аэродинамического процесса определяется по формуле для текущего значения интенсивности уравнивающего потока в случае возникновения перепадов давления в ВП и проветриваемой выработке работе [7]:

$$Q(\tau) = Q_0 \exp(-A\tau), \quad (2)$$

где A — параметр, характеризующий динамику снижения уравнивающего потока, мин.⁻¹;

Q_0 — начальный расход уравнивающего потока, м³/мин.

Оба показателя изначально неизвестны и, располагая только уравне-

нием (2), определить их не представляется возможным.

Если известны основные параметры переходного аэродинамического процесса: уравнивающий объем ΔV и промежуток времени $\tau_{\text{пн}}$, в течение которого переходный процесс реализовался, эту задачу с некоторой погрешностью можно решить с помощью следующего приема. Задавшись пренебрежимо малым, но не равным нулю, значением $Q(\tau)$, мы принимаем, что этого значения уравнивающий поток достигает в момент времени $\tau_{\text{пн}}$. И далее уравнение (2) решается относительно A .

Допустим, в указанный момент времени $\tau_{\text{пн}}$ уравнивающий поток снизился по сравнению со своим начальным значением в 100 раз, то есть $Q(\tau_{\text{пн}}) = 0,01Q_0$, поэтому можно записать:

$$0,01Q_0 = Q_0 \exp(-A\tau_{\text{пн}}).$$

Тогда имеем

$$0,01 = \exp(-A\tau_{\text{пн}}).$$

Логарифмируя обе части уравнения, получаем:

$$-4,6 = -A\tau_{\text{пн}}.$$

В итоге выражение для параметра A выглядит следующим образом

$$A = \frac{4,6}{\tau_{\text{пн}}}.$$

Для вывода формулы Q_0 обратимся к выражению, полученному на основании определения уравнивающего объема [7]:

$$\Delta V = \int_0^{\tau_{\text{пн}}} Q_0 \exp(-A\tau) d\tau.$$

С учетом параметра A формула принимает вид:

$$\Delta V = Q_0 \int_0^{\tau_{\text{пн}}} \exp\left(-\frac{4,6\tau}{\tau_{\text{пн}}}\right) d\tau.$$

В результате интегрирования имеем:

$$\Delta V = -Q_0 \frac{\tau_{\text{пп}}}{4,6} \exp\left(-\frac{4,6\tau}{\tau_{\text{пп}}}\right). \quad (3)$$

Подставляя пределы интегрирования $\tau = 0$ и $\tau = \tau_{\text{пп}}$ в выражение (3) и решая его относительно Q_0 , получаем следующую формулу:

$$Q_0 = \frac{4,6\Delta V}{\tau_{\text{пп}}}.$$

Отметим, что ΔV вычисляется по формуле (1) при известных перепаде давления $\Delta \bar{P}$ и размере ВП. Информацию о $\tau_{\text{пп}}$ можно получить путем непосредственных наблюдений за ПАП.

С использованием ранее полученных зависимостей интенсивность дополнительного метанового потока из ВП, как функция времени, может быть представлена в следующем виде:

$$I(\tau) = C(\tau)Q_0 \exp(-A\tau), \quad (4)$$

где $C(\tau)$ — текущая концентрация метана в уравнивающем потоке на выходе из ВП.

Следует отметить, что в отличие от потока $Q(\tau)$, определение $C(\tau)$ сопряжено со значительными трудностями. Одна из причин — слабая изученность состояния пустот в обрушенных породах. Кроме того, вследствие влияния гравитационного напора газовая среда в ВП интенсивно стратифицирована, поэтому распределение концентраций метана в пустотах характеризуются нелинейностью. Это, в свою очередь, означает, что даже незначительная погрешность при определении вертикального перемещения уравнивающего потока приведет к значительному отклонению полученного результата от истинного значения $C(\tau)$. При этом, в ряде случаев возникновение уравнивающего потока в ВП может стимулировать перемешивание соседних слоев газовой среды, что усложнит описание процесса. При попадании газовой среды с высокой концентрацией метана в полости, расположенные вдоль погашенных наклонных выработок (если таковые в ВП имеются), будут формироваться достаточно интенсивные конвективные потоки, резко ускоряющие газообмен, описать которые не представляется возможным.

Эта задача становится решаемой в ситуации, когда движение уравновешивающего потока в ВП происходит строго в вертикальном направлении и не сопровождается конвективным газообменом. В таком случае для получения функции $C(\tau)$, а затем и $I = f(\tau)$, достаточно располагать распределением в ВП объемов пустот $S = f(z)$, концентраций метана $S = f(z)$ и функцией уравновешивающего потока $Q(\tau)$.

Определять функцию $C(\tau)$ предлагается по методике, суть которой описана ранее. Для наглядности представим рассматриваемый объект – горную выработку и ВП, графически. В нижней части рисунка изображена проветриваемая горная выработка, к которой сверху примыкает ВП, пустоты которого представлены в виде криволинейной фигуры.

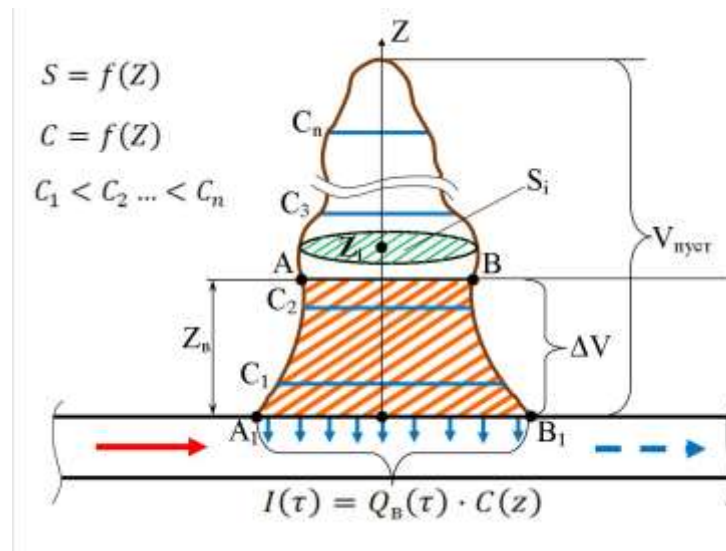


Рисунок – Иллюстрация процесса выделения
дополнительного потока метана из ВП

Такая форма означает, что распределение горизонтальных сечений пустот вдоль координаты z характеризуется непостоянством и может быть описана функцией $S = f(z)$. Площадь фигуры соответствует суммарному объему пустот ВП.

Горизонтальные линии – следы поверхностей с одинаковыми концентрациями метана в газовой среде, заполняющей пустоты. На рисунке показано, что по мере удаления от горной выработки в вертикальном направлении концентрация метана увеличивается. При этом изменение концентрации описывается функцией $C = f(z)$.

Нижняя заштрихованная часть фигуры соответствует уравнеше-

вающему объему. Это значит, что в результате переходного процесса линия АВ в течение $\tau_{\text{пп}}$ переместится от своего исходного положения вниз и займет положение A_1B_1 .

Газовая среда, находившаяся в пустотах ВП выше линии АВ, в формировании уравнивающего потока из ВП и выносе метана в проветриваемую выработку не участвует. Вертикальное перемещение Z_τ слоев газовой среды, которые приняли участие в формировании упомянутых потоков, изменяется в диапазоне:

$$0 < Z_\tau < Z_B.$$

Анализируя рисунок видно, что уравнивающий объем и суммарный объем метана, который выделится из ВП в горные выработки вследствие изменения вентиляционного режима, можно определить путем интегрирования функций $S(z)$ и $C(z)$:

$$\Delta V = \int_0^{Z_B} S(z) dz,$$

$$\Delta V_{ch4} = \int_0^{Z_B} C(z) S(z) dz,$$

где Z_B – полное перемещение газовой среды ВП в вертикальном направлении в течение переходного аэродинамического процесса.

Значение Z_B определяется из условия:

$$\int_0^{Z_B} S(z) dz = \frac{\Delta PV_{\text{пуст}}}{P_a}$$

Описание $I(\tau)$ оказывается более сложным. Чтобы воспользоваться формулой (4) необходимо определить выражение для концентрации метана в уравнивающем потоке на выходе из ВП в текущий момент времени τ , т.е., необходима функция $Z_\tau = f(\tau)$, определяющая какой именно слой из тех, что до начала переходного процесса находились в диапазоне $0 < Z_\tau < Z_B$, между линиями АВ и A_1B_1 , в момент времени τ окажется на границе "ВП – горная выработка" (на линии A_1B_1).

Имеющиеся функции $S = f(z)$ и $C = f(z)$ и $Q(\tau)$ позволяют такую функцию получить. Сначала по рекуррентной формуле (5) пошагово с не-

которым временным интервалом определяются значения $Z(\tau)$:

$$Z(\tau_{n+1}) = Z(\tau_n) + \frac{Q(\tau_n)}{S[Z(\tau_n)]}. \quad (5)$$

Затем с использованием $Z(\tau)$ и $C(z)$ определяется $C(\tau)$ и, наконец, по формуле (4) – динамика дополнительного потока метана из ВП $I(\tau)$.

ВЫВОДЫ

В результате выполненных исследований уточнена природа формирования потоков газовой среды из обрушенных пород в горные выработки в результате действия переходных аэродинамических процессов, возникающих при увеличении депрессии, приложенной к ВП, и стимулирующих повышенное выделение метана:

- предложен подход для определения ряда параметров, входящих в формулу для определения интенсивности уравнивающего потока;
- выполнена оценка уравнивающего объема газовой среды при реализации переходных аэродинамических процессов в условиях средне-статистического выемочного участка;
- предложена методика для определения изменения интенсивности дополнительного потока метана из ВП, возникающего при резком увеличении депрессии.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аэрология горных предприятий / К.З. Ушаков, А.С. Бурчаков, Л.А. Пучков, И.И. Медведев. – Москва: Недра, 1987. – 421 с.
2. Звягильский Е.Л. Управление метановыделением на выемочных участках угольных шахт /Е.Л. Звягильский, Б.В. Бокий, О.И. Касимов. – Донецк: Ноулидж, 2013. – 124 с.
3. Абрамов Ф.А. Моделирование динамических процессов рудничной аэрологии / Ф.А. Абрамов, Л.П. Фельдман, В.А. Святный. – Киев: Наукова думка, 1981. – 284 с.
4. Абрамов Ф.А. Автоматизация проветривания шахт / Ф.А. Абрамов, В.А. Бойко. – Киев: Наукова думка, 1967. – 310 с.
5. Абрамов Ф.А. Рудничная аэрогазодинамика / Ф.А. Абрамов. – Москва: Недра, 1972. – 274 с.
6. Смирнов О.В. Взрывы газоздушных смесей в угольных шахтах / О.В. Смирнов, А.Т. Айруни. – Москва, 2000. – 208 с.

7. Тында Г.Б. Механизм формирования взрывоопасной среды в горных выработках в результате действия переходных процессов при общешахтном реверсировании вентиляционной струи / Г.Б.Тында // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб./ МАКНИИ. – 2012. – Вып. № 2 (30). – С. 34-42.

8. Айруни А.Т. Теория и практика борьбы с рудничными газами на больших глубинах /А.Т. Айруни. – Москва: Недра, 1981. – 335 с.

9. Шашмурин Ю.А. Фильтрационные утечки рудничного воздуха / Ю.А. Шашмурин. – Ленинград: Наука, 1970. – 130 с.

Получено: 01.12.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Безбородов В.А.

UDC 621.315.231:622.33.012

G.B. TYNDA, head of department; GBU MAKNI, Makeyevka

**METHANE RELEASE PROCESS
FROM MINED-OUT SPACE OF COAL MINES
ON CHANGE OF DEPRESSION OF A WORKING AREA**

This research paper considers the regularities of forming of gaseous medium flows from mined-out spaces into mine workings on changes of pressure. Formulas have been obtained for identification of main parameters of transient aerodynamic processes arising from increase of depression applied to mined-out space, which stimulate excessive methane release. Evaluation has been conducted of equilibrant volume of gaseous medium during transient aerodynamic processes. A method has been suggested for determination of intensity of additional methane flow releasing from mined-out space into mine workings.

Keywords: coal mine, mined-out space, depression, transient aerodynamic process, equilibrant volume, additional methane release.

УДК 622.81

В.Ю. ДЕРЕВЯНСКИЙ, ст. науч. сотр.,

В.В. ДЕНЬГА, зав. лаб.,

И.Ю. ГОЛИК, мл. науч. сотр.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка

О НАПРАВЛЕНИЯХ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СРЕДСТВ ЗАЩИТЫ ШАХТЕРОВ ОТ ПОРАЖАЮЩИХ ФАКТОРОВ ВЗРЫВА В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Выполнен анализ основных недостатков существующих средств для защиты шахтеров от поражающих факторов взрыва в угольных шахтах, и сформулированы предложения по их устранению.

Ключевые слова: шахта, выработка, взрыв, поражающий фактор, локализация взрыва, метан, угольная пыль, самоспасатель, сланцевый заслон, инертная пыль.

Наиболее крупные аварии в угольных шахтах с многочисленными человеческими жертвами и значительным материальным и финансовым ущербом происходят вследствие взрывов газа и пыли. Поражающими факторами взрыва являются: термический, ударная воздушная волна, непригодная для дыхания атмосфера [1]. Рассмотрим пример конкретной аварии.

04.04.1998 г. на шахте им. А.А. Скочинского произошел взрыв метановоздушной смеси и угольной пыли. Погибли 63 шахтера и 12 получили тяжелые травмы. Взрыв произошел в надбункерном пространстве западного магистрального конвейерного штрека. Взрывоопасная концентрация метана образовалась в застойной непроветриваемой зоне, в незаполненной углем части бункера и над бункером в результате выделения метана из угля, находящегося в бункере. Источником воспламенения газа и пыли явилось искрение в коробке ввода электродвигателя привода ленточного конвейера. Причина гибели и травм шахтеров – невыполнение мероприятий по борьбе с пылью.

Поражающие факторы, явившиеся причиной гибели и травм шахтеров, приведены в табл. 1.

Для защиты шахтеров в условиях непригодной для дыхания атмосферы предназначены самоспасатели. Подземные работники шахты им. А.А. Скочинского были обеспечены самоспасателями типа ШСС-1У.

Как свидетельствует практика, в том числе и анализируемая авария,

при нахождении в непригодной для дыхания атмосфере горняки погибают вследствие острого отравления окисью углерода, термических ожогов тела и травм, полученных от воздействия ударной волны.

Таблица 1

Распределение погибших шахтеров в результате аварии

Поражающий фактор (причина смерти)	Количество смертельно травмированных, чел.	Удельный вес, %
Непригодная для дыхания атмосфера	45	71,43
Воздействие ударной воздушной волны	15	23,81
Термический фактор (термический ожог)	3	4,76

Из материалов специального расследования аварии установлено, что из числа погибших от отравления продуктами взрыва имели при себе самоспасатели только 6 чел. (13,33%), у 16-ти погибших – самоспасатели отсутствовали (35,56%). Для 23 чел. (51,11%) в материалах спецрасследования соответствующих данных нет.

Это распространенное нарушение требований безопасности в угольной промышленности – вследствие неудобства горняки преднамеренно не берут их с собой на рабочее место. Самоспасатель может отсутствовать у шахтера вследствие воздействия ударной волны. Именно так произошло и в анализируемой аварии – несколько шахтеров сумели при почти нулевой видимости найти самоспасатель, включиться в него и самостоятельно выйти с аварийного участка.

Как показал проведенный анализ, при падении работника от воздействия ударной волны, самоспасатель слетает с плеча, а при ношении через плечо – причиняет серьезные травмы.

Кроме того, к смертельному исходу приводят ошибочные действия при пользовании самоспасателем. Так, в анализируемой аварии один из погибших шахтеров, по показаниям выжившего очевидца, выключился из самоспасателя, сославшись на то, что он не работает. Однако, испытания, проведенные в НИИГД «Респиратор», неисправных самоспасателей не выявили.

Для устранения этих недостатков необходимо усовершенствовать конструкцию корпуса самоспасателя, уменьшив его габариты и повысив удобство ношения.

Средства защиты шахтеров от воздействия ударной воздушной вол-

ны в настоящее время в шахтах отсутствуют.

Для защиты от термического фактора (фронт пламени и высокотемпературные продукты взрыва) в шахтах устанавливаются заслоны. Наибольшее распространение получили полочные сланцевые заслоны.

Согласно ГОСТ Р 56690-2015 [2], сланцевые заслоны используют для гашения фронта пламени, образовавшегося в результате взрыва пылегазовоздушной смеси, и ограничения распространения таких взрывов по горным выработкам. Принцип предотвращения распространения взрывов по горным выработкам заключается в том, что ударно-воздушная волна, образованная в результате взрыва метана и угольной пыли, при подходе к сланцевому заслону разрушает полки с инертной пылью. Инертная пыль переходит во взвешенное состояние по всему сечению выработки, гасит фронт пламени, предотвращая возникновение новых взрывов.

В проанализированной и многих других авариях нет признаков прохождения по сети горных выработок фронта пламени (по приблизительным оценкам только 5-10% от общего количества взрывов имеют такие признаки). Кроме следов горения, признаком прохождения по сети выработок фронта пламени является наличие второго, а возможно, и третьего, взрывов. Требуется проверки предположение, что к повторным взрывам приводят только «сильные», более точно назвать их невозможно вследствие отсутствия классификации взрывов, первые взрывы, приведшие во взвешенное состояние пыль и газообразные продукты взрыва, не успевают погасить фронт пламени, и он распространяется по сети выработок. Таким образом, полочные заслоны оснащаются огнетушащими веществами для гашения фронта пламени, которое, в большинстве случаев, гаснет еще до мест установки заслонов.

Находящаяся на полках заслона инертная пыль обладает свойством охлаждения газообразных продуктов взрыва. Однако полочные заслоны обладают высокой инерционностью, вследствие чего они срабатывают уже после прохождения поражающих факторов взрыва [3-5]. Известные недостатки заслонов нашли подтверждение в проанализированной аварии на шахте им. А.А. Скочинского: только 4 шахтера (6,35% от общего количества смертельно травмированных в этой аварии) погибли между местом возникновения взрыва и заслоном, за одним сработавшим полочным сланцевым заслоном погибли 13 чел. (20,63%), за двумя – 7 чел. (11,11%), 39 шахтеров, 61,91%) были смертельно травмированы за тремя сработавшими заслонами.

На основании изложенного, полочные сланцевые заслоны не являются не только средствами защиты шахтеров от поражающих факторов взрыва, но и средствами локализации взрыва.

Проведенный анализ материалов специальных расследований аварий свидетельствует о необходимости создания научно-исследовательского подразделения, занимающегося разработкой способов и средств для защиты подземных работников угольных шахт от поражающих факторов взрыва. Специалисты этого подразделения должны участвовать в расследовании таких аварий, так как в проанализированных материалах расследования нет таких важных сведений, как детальное описание зоны распространения каждого из поражающих факторов взрыва, длины выработок, попавших в зону аварии, мест, с точностью до метра, повреждений элементов этих выработок и находящегося в них оборудования, наличие/отсутствие самоспасателей и факт включения/не включения в них пострадавших, а также определять эффективность используемых заслонов.

Более того, в ГБУ «МАКНИИ», обладающем уникальной архивной базой материалов специального расследования аварий с групповым травматизмом, обусловленных взрывами газа и/или пыли, не проводился анализ влияния заслонов на распространение поражающих факторов взрыва по сети горных выработок, мест обнаружения и причин смерти шахтеров с учетом мест их обнаружения и т.д.

В настоящее время ГБУ «МАКНИИ» разрабатывает техническое задание на опытный образец заслона взрывного типа, в котором будут устранены недостатки полочных заслонов. При выполнении этой научно-исследовательской работы было определено, что заслон должен комплектоваться взрывоподавляющим веществом, обеспечивающим гашение не только фронта пламени, но и ударной воздушной волны [6].

Для комплексного решения указанной проблемы необходимо:

- создать научное подразделение по совершенствованию существующих и разработке новых способов и средств для защиты жизни шахтеров в условиях уже произошедшего взрыва;
- выполнить анализ причин взрывов газа и пыли, используя архивную базу ГБУ «МАКНИИ» материалов специального расследования аварий, произошедших, начиная со второй половины XX века, и по настоящее время.

Реализация сформулированных предложений по совершенствованию способов и средств для защиты шахтеров от поражающих факторов взрыва газа и пыли в угольных шахтах позволит снизить уровень травматизма, материальные и финансовые потери.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на разработку взрывоподавляющих веществ для оснащения заслонов, устанавливаемых в угольных шахтах, а также на создание самоспасателя, в котором будут устранены конструктивные недостатки существующих самоспасателей.

ВЫВОДЫ

На примере взрыва газа и пыли 04.04.98 на шахте им. А.А. Скочинского проанализированы основные недостатки существующих средств защиты шахтеров от поражающих факторов взрыва, и сформулированы основные направления совершенствования указанных средств.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Расследование и предотвращение аварий на угольных шахтах / Брюханов А.М., Бережинский В.И., Бусыгин К.К. [и др.]; под общей ред. А.М. Брюханова. – Ч. 1. – Донецк: Донбасс, 2004. – 548 с.
2. ГОСТ Р 56690-2015 Оборудование горно-шахтное. Пассивные средства локализации взрывов. Сланцевый заслон. Общие технические условия, утвержден и введен в действие Приказом Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 6 ноября 2015 г. № 1708-ст. – Текст: электронный //URL: <https://internet-law.ru/gosts/gost/61081/?ysclid=m4lb6p08zs223238298> (дата обращения 10.11.2025).
3. Горлов Ю.В. Принципы локализации взрывов пылеметановоздушных смесей автоматическими системами в горных выработках: Проблемы аэрологии и безопасности горных предприятий / Ю.В. Горлов, А.Ю. Горлов. – Текст: электронный //URL: <https://masters.donntu.ru/2013/igg/kolesnik/library/article6.htm?ysclid=m1ufedroz8376701612> (дата обращения 10.11.2025).
4. Предупреждение и локализация взрывов газа и пыли в угольных шахтах / А.В. Джигрин, Г.А. Поздняков, А.И. Новосельцев, А.П. Коренев // Безопасность труда в промышленности. – 2009. – №4. – С. 22-26.
5. Деревянский В.Ю. Анализ использования полочных заслонов для локализации взрывов метанопылевоздушных смесей в угольных шахтах / В.Ю. Деревянский, В.В. Деньга // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб./ ГБУ «МАКНИИ». – 2025. – Вып. № 1 (68). – С. 46-52.
6. Деревянский В.Ю. О требованиях к взрывоподавляющим веществам, используемым в средствах для локализации взрывов газа и пыли в

угольных шахтах / В.Ю. Деревянский, В.В. Деньга // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб. / ГБУ «МАКНИИ». – 2025. – Вып. № 2 (69). – С. 81-86.

Получено: 03.12.2025

Рекомендовал к опубликованию канд. техн. наук Кременев О.Г.

UDC 622.81

V.Y. DEREVYANSKY, senior research worker,

V.V. DENGА, head of laboratory,

I.Y. GOLIK, junior research worker; GBU MAKNIИ, Makeyevka

**DIRECTIONS FOR IMPROVEMENT
OF PROTECTION EQUIPMENT FOR MINE WORKERS
AGAINST BLAST THREATS IN COAL MINES**

This research paper presents the analysis of key disadvantages of existing protection equipment for mine workers against blast threats in coal mines; suggestions have been formulated for their removal.

Keywords: mine, mine working, explosion, blast threat, explosion isolation, methane, coal dust, rescue breathing apparatus, shelf-rock-dust barrier, inexplusive dust.

УДК 620.194.3: 622.673.6

**В.А. СТЕЛЬМАХ, зав. отд.,
С.Г. ЕВДОКИМОВ, науч. сотр.,
М.Ю. МАСЛОВА, мл. науч. сотр.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка**

ОБ АКТУАЛЬНОСТИ РАЗРАБОТКИ ДАТЧИКА ЛОКАЛЬНЫХ ДЕФЕКТОВ СТАЛЬНЫХ КАНАТОВ

Изложены факторы, обуславливающие актуальность разработки датчика локальных дефектов стальных канатов с улучшенными характеристиками.

Ключевые слова: стальные проволочные канаты, датчик, локальные дефекты, обрывы проволок, магнитный метод, дефектоскоп.

В настоящее время стальные канаты получили большое распространение в различных областях техники: подвесные канатные дороги, шахтное и лифтовое оборудование, подъемные краны и др. От их технического состояния зависит безопасность людей. Поэтому тщательный контроль состояния каната для определения возможности его дальнейшей эксплуатации актуален.

Цель статьи – необходимость разработки датчика локальных дефектов стальных канатов с улучшенными характеристиками.

В отличие от большинства деталей машин, работающих под действием переменных нагрузок, эксплуатация стальных проволочных канатов заведомо предполагает продолжение их использования при заметном усталостном разрушении, выражающемся в накоплении обрывов проволок и потери сечения стали проволок до нормируемых значений. Обрывы проволок, распределенные по всей длине каната, не оказывают значительного влияния на разрывное усилие каната в целом.

Безопасность эксплуатации шахтных подъемных установок в значительной степени определяется состоянием используемых в них стальных канатов, требования к которым определены Правилами безопасности в угольных шахтах [1]. В них предусмотрен периодический инструментальный контроль, включая дефектоскопию подъемных канатов, эксплуатирующихся в вертикальных стволах, на людских и грузолудских подъемах в наклонных выработках, а также тормозных, проводниковых, отбойных и уравнивающих канатов и канатов для подвешивания проходческого оборудования, спасательных лестниц. При обнаружении потери сечения каната от износа или коррозии, превышающего допустимые нормы, а так-

же обрывов проволок, количество которых на шаге свивки превышает допустимый уровень, канат заменяется новым. Преждевременная замена каната, степень износа которого не достигла критической, приводит к неоправданным материальным затратам, которых стремятся избежать предприятия.

При намагничивании каната в продольном направлении локальные дефекты, например, обрывы проволок, создают вблизи дефектов магнитные потоки рассеяния, которые регистрируют датчиками Холла, катушками или другими магнито-чувствительными элементами. Сигналы датчиков зависят не только от размеров локальных дефектов, но и от их типа и положения. Поэтому определить количественно параметры дефектов обычно затруднительно. Качественный анализ полученной информации о локальных дефектах выполняют по дефектограммам, расшифровка которых требует большого опыта. Критерием надежности определения обрывов проволок дефектоскопом можно считать сходимость между фактическим числом обрывов проволок, выявленных при разборке отрезков канатов, и установленных при дефектоскопии. Подобные опыты, наряду с исследованиями распределенных дефектов, были проведены в немецком институте в Бохуме, специалистами разных фирм со своими дефектоскопами, с последующей разборкой отрезка каната по прядям и проволокам в Южно-Африканском институте горного дела и металлургии [2].

В настоящее время сохраняются существенные отличия в определении запасов прочности шахтных подъемных канатов и регламентации норм браковки канатов в разных странах по критериям предельного состояния. Проблемы состоят в недостаточной достоверности обнаружения обрывов проволок на изношенных канатах современными канатными дефектоскопами, а также в значительном влиянии ряда случайных факторов как на процесс коррозионно-усталостного разрушения канатов по обрывам проволок, так и на взаимосвязь между прочностью каната и изменением его физико-механических характеристик, которые можно измерять средствами неразрушающего контроля.

Наиболее эффективным является магнитный метод контроля состояния стальных канатов, который позволяет проводить определение повреждений: потеря сечения стали проволок, локальные дефекты.

Усовершенствование средств неразрушающего контроля создает предпосылки для выработки оптимальных решений в отношении методов надзора за канатами и регламентации запасов прочности, а также норм браковки канатов.

Разработка и внедрение датчика локальных дефектов с улучшенными характеристиками обеспечит безопасную и бесперебойную эксплуатацию подъемных установок, влияющую на эффективность работы всего

предприятия.

Наиболее простым и эффективным методом инструментального контроля стальных канатов является магнитный метод, принцип работы которого приведен на рисунке.

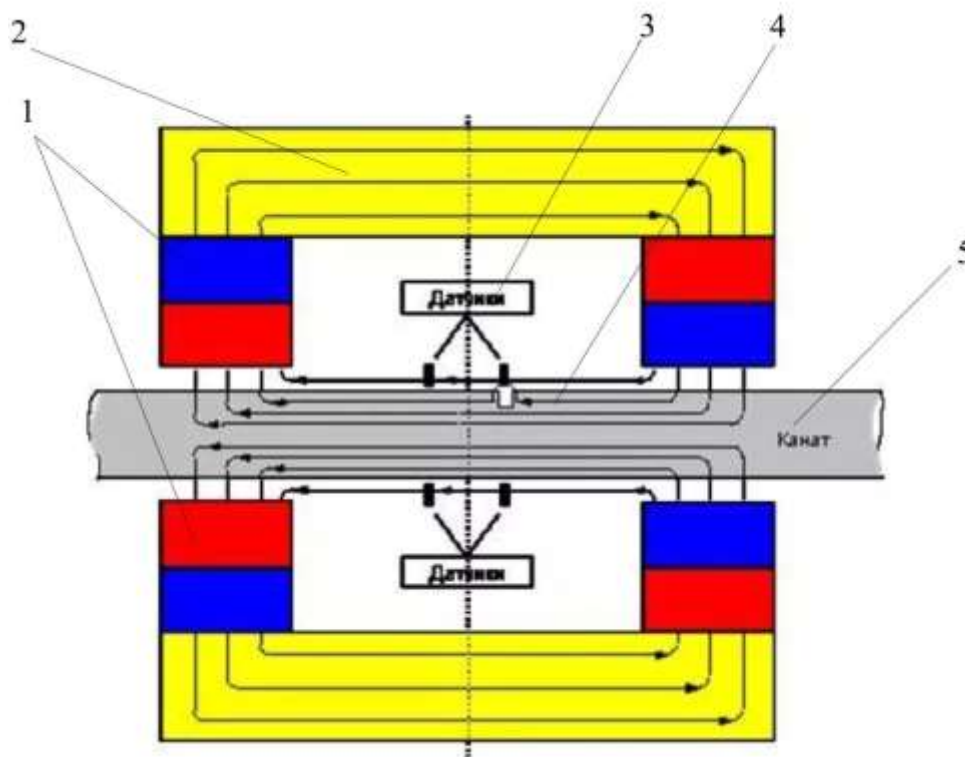


Рисунок – Принцип действия дефектоскопа, основанного на магнитном методе:

- 1 – постоянные магниты и соединяющие их магнитопроводы, 2 – линии основного продольного магнитного потока намагничивания стального каната в магнитной системе магнитного датчика, 3 – датчик локальных дефектов, 4 – межполюсные магнитные потоки рассеяния над местоположением дефекта, 5 – стальной канат

Современные магнитные дефектоскопы состоят из двух частей, магнитного датчика и регистрирующего устройства.

Намагничивающее устройство датчика локальных дефектов создает магнитный поток в контролируемом канате в продольном направлении, а магниточувствительные датчики измеряют параметры магнитного поля и полей рассеяния, которые передаются в регистрирующее устройство.

Основными требованиями к датчикам локальных дефектов, в настоящее время, являются:

- универсальность конструкции, позволяющая устанавливать датчик

на канаты диаметром от 20 до 64 мм;

- чувствительность к обрывам проволок, сечение которых составляет не более 0,2 % от сечения всех проволок каната;

- скорость движения каната относительно датчика при проведении дефектоскопии должна быть близкой к рабочей скорости подъемной установки;

- автоматизация процесса расшифровки канатограмм и принятия решения о возможности дальнейшей эксплуатации каната.

В значительной степени перечисленным требованиям соответствует канатный дефектоскоп «ИНТРОС» разработки российского производителя ООО «Интрон Плюс» [3]. Однако существенным недостатком данного прибора является недостаточная чувствительность к обрывам проволок.

Создание прибора для проведения дефектоскопии канатов, в рамках выполнения опытно-конструкторской работы в ГБУ «МАКНИИ», отвечающего перечисленным требованиям, позволит повысить достоверность оценки состояния канатных систем и значительно сократить время на проведение контроля канатов.

ВЫВОДЫ

Существующие в настоящее время дефектоскопы стальных канатов обладают рядом существенных недостатков, в том числе, недостаточной чувствительностью к локальным дефектам. В связи с этим разработка датчика с повышенной чувствительностью к локальным дефектам, универсальной конструкции, позволяющей устанавливать датчик на канаты диаметром от 20 мм до 64 мм, и параметрами скорости движения каната относительно датчика, близкой к рабочей скорости подъемной установки, является актуальной научно-технической задачей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (с изм. на 23 июня 2022 г.), утв. приказом Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору от 8 декабря 2020 года № 507. – Текст электронный // электронный фонд правовых и нормативно технических документов: www.consultant.ru – 2025 – URL: https://vgsch.organizations.mchs.gov.ru/uploads/resource/2024-02-21/normativnaya-dokumentaciya_17085208501561625600.pdf (дата обращения 2025-02-21).

2. Бережинский В.И. Канаты шахтных подъемных установок: монография / В.И.Бережинский, А.Н.Шатило. – Москва: Университетская книга, 2015. – 232 с.

3. Измеритель износа стальных канатов ИНТРОС. Технические условия ТУ 42 7638-006-11442921-98. – Москва, 1998. – 46 с.

Получено: 15.10.2025

Рекомендовал к опубликованию канд. техн. наук Кременев О.Г.

UDC 620.194.3: 622.673.6

V.A. STELMAKH, *head of department,*

S.G. EVDOKIMOV, *research worker,*

M.Y. MASLOVA, *junior research worker, GBU MAKNI, Makeyevka*

**APPLICABILITY OF DEVELOPMENT
OF DETECTING ELEMENT FOR LOCALIZED DEFECTS
OF STEEL ROPES**

In this research paper factors are reported which account for applicability of development of an advanced detecting element for localized defects of steel ropes.

Keywords: steel wire ropes, detecting device, localized defects, wire breaks, magnetic method, fault detector.

УДК 622.817.3

**В.Ю. ДЕРЕВЯНСКИЙ, ст. науч. сотр.,
В.В. ДЕНЬГА, зав. лаб.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка**

РАЗРАБОТКА ЗАСЛОНА ВЗРЫВНОГО ТИПА ДЛЯ ЛОКАЛИЗАЦИИ ВЗРЫВА В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Предложена конструкция заслона взрывного типа для локализации взрыва газа и пыли в подземных выработках угольных шахт. Быстродействие заслона обеспечивается использованием взрывчатого материала для распыления взрывоподавляющего вещества.

Ключевые слова: шахта, выработка, локализация взрыва, метан, угольная пыль, заслон, цилиндрическая оболочка, взрывоподавляющее вещество.

Взрывы газа и пыли в угольных шахтах приводят к многочисленным человеческим жертвам, значительным материальным и финансовым последствиям. Для их предотвращения шахты оснащаются средствами локализации, наиболее распространенными из которых являются полочные сланцевые и водяные заслоны. Известны работы [1,2,3], указывающие на недостатки полочных заслонов. Для их устранения ГБУ «МАКНИИ» осуществляет разработку технического задания на опытный образец заслона взрывного типа.

Цель статьи – изложить результаты разработки макетного образца заслона взрывного типа, предназначенного для локализации взрывов газа и пыли в угольных шахтах.

Анализ недостатков используемых заслонов [3] позволил сформулировать требования, заключающиеся в том, что:

- конструкция должна исключать контакт взрывоподавляющего вещества с шахтной средой;
- корпус должен обеспечивать возможность размещения заслона в непрямолинейных горных выработках и под ставом ленточного конвейера и т.д.;
- распыление взрывоподавляющего вещества осуществляется с помощью взрывчатого материала (ВМ), позволяющего обеспечить высокое быстродействие. В качестве ВМ предлагается использовать детонирующий шнур.

Общий вид заслона показан на рис. 1.

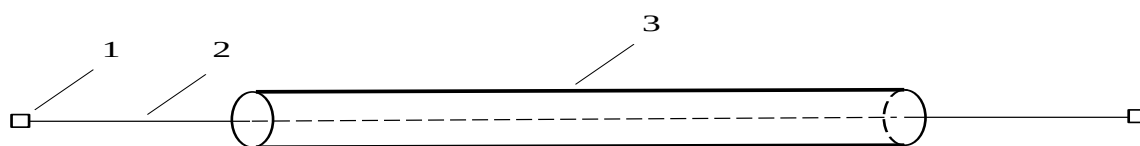


Рис. 1. Общий вид заслона взрывного типа:

- 1 – электрическое или неэлектрическое устройство для приведения в действие детонирующего шнура; 2 – детонирующий шнур;
3 – цилиндрическая оболочка

Ранее проведенные исследования [2, 4] показали, что факторами взрыва, на которые рассчитано срабатывание средств локализации взрывов газо- и пылегазовых смесей в угольных шахтах, являются ударная волна, температура и излучение. Устройство, приводящее в действие ВМ, реагирует на любой фактор взрыва. В качестве этого устройства используются датчики давления и температуры, в том числе, датчики шахтной многофункциональной системы безопасности, а также оптические датчики пламени систем типа СЛВА [2] или КВПШ.1 [5].

Фронт пламени, его излучение или ударная волна воздействует на средство инициирования – электрическое или неэлектрическое устройство, приводящее в действие ВМ, которым разрушается корпус заслона и осуществляется распыление находящегося в нем взрывоподавляющего вещества.

При выполнении научно-исследовательской работы было разработано устройство для приведения в действие заслона (УПДЗ), структурная схема которого приведена на рис. 2.

Устройство состоит из источника постоянного тока, напряжением $3 \pm 0,5$ В, датчика положения и электродетонатора. В качестве электродетонатора может быть использован предохранительный мгновенного действия типа ЭДКЗ-ОПКМ или аналогичный со следующими характеристиками:

- электрическое сопротивление от 1,8 до 3,6 Ом; принято 2,5 Ома;
- гарантийный ток срабатывания 1,0 А;
- импульс воспламенения от 0,61 до 2,0 A^2 мс.

Датчик положения, например, наклона, под действием ударной воздушной волны изменяет свое положение, в результате чего замыкается контакт в цепи подачи постоянного тока и происходит подрыв электродетонатора, к которому присоединен детонирующий шнур, и его взрывом осуществляется распыление находящегося в цилиндрической оболочке заслона взрывоподавляющего вещества.

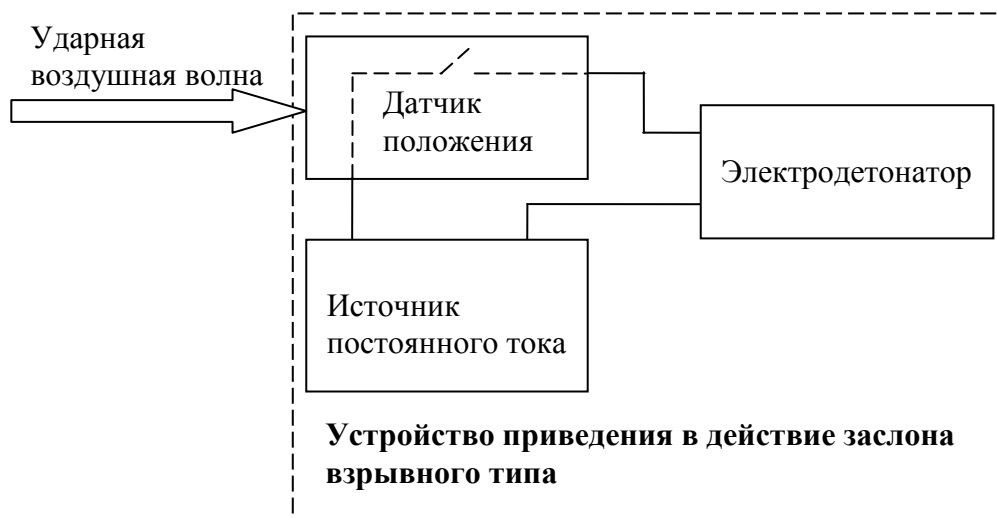


Рис. 2. Структурная схема УПДЗ

Функцию датчика положения может выполнять любой датчик, имеющий:

- контакт, замыкающий цепь при изменении положения датчика;
- малое сопротивление. В противном случае должен использоваться источник питания с более высоким напряжением, обеспечивающий на входе электродетонатора ток не менее 1 А.

УПДЗ крепится к элементам крепи горных выработок прочной проволокой, и перед подвеской должно быть настроено таким образом, чтобы исключалась возможность ложных срабатываний от ударной волны, возникающей при производстве взрывных работ, перепадов давления при открывании и закрывании вентиляционных дверей и т.д. Для настройки УПДЗ используется его имитатор.

Имитатор УПДЗ выполняет следующие функции:

- определяет амплитуду колебаний ударно-воздушной волны, вызванных взрывными работами, депрессией, вызванной открыванием/закрыванием вентиляционных дверей и т.д.;
- осуществляет проверку исправности датчика положения УПДЗ непосредственно перед его монтажом в горной выработке.

Структурная схема имитатора УПДЗ показана на рис. 3. В ней вместо электродетонатора использован генератор звуковых сигналов, который подает звуковой сигнал при имитации срабатывания датчика положения, входящего в состав имитатора, или при проверке датчика положения УПДЗ, т.е. отсутствие замкнутого контакта перед его монтажом непосредственно в шахте.

Для распыления находящегося в цилиндрической оболочке заслона взрывоподавляющего вещества могут применяться детонирующий шнур [6], неэлектрическая система инициирования «НОНЕЛЬ» [7], обеспечивающие срабатывание заслона еще до подхода к нему фронта пламени либо одной, либо с другой стороны.

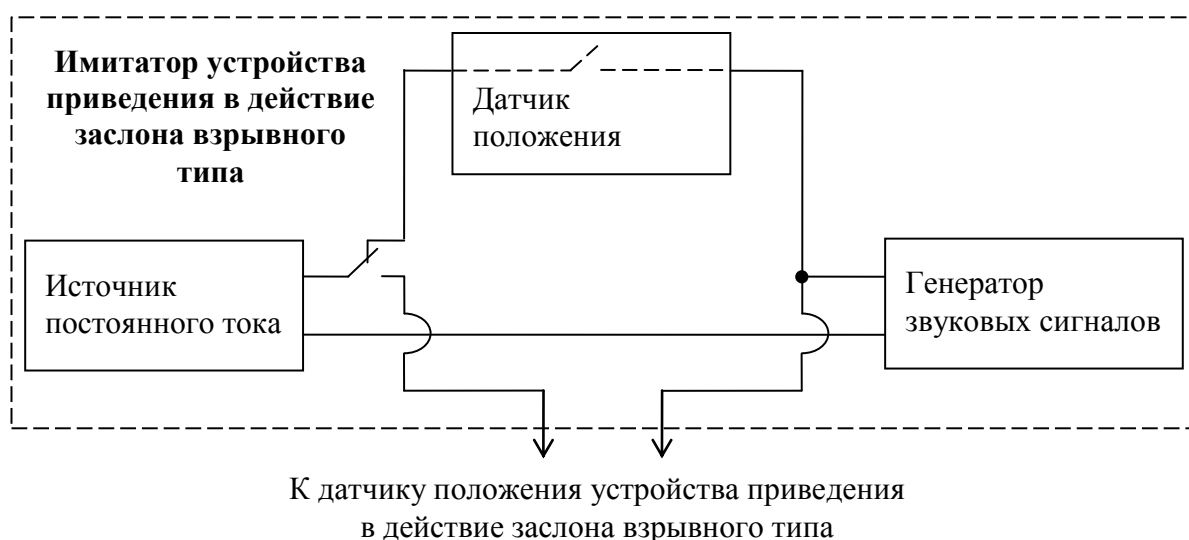


Рис. 3. Структурная схема имитатора УПДЗ

В качестве цилиндрической оболочки предусматривается использовать прочный полиэтиленовый рукав.

Конструкция заслона позволяет локализовать взрыв способом секционирования. Для этого два и более заслона последовательно соединяют детонирующим шнуром, обеспечивающим их срабатывание. Таким образом, защищаемая заслоном длина горной выработки может варьироваться в широких пределах – от десятков метров и более.

Планируется проведение испытаний экспериментального образца заслона взрывного типа в полигонных условиях ГБУ «МАКНИИ».

Дальнейшие исследования должны быть направлены на создание взрывоподавляющего вещества, обладающего не только огнетушащими свойствами, но и позволяющего при срабатывании заслона осуществлять гашение ударной воздушной волны.

ВЫВОДЫ

Приведено описание заслона взрывного типа, предназначенного для локализации взрывов газа и пыли в подземных выработках угольных шахт,

разработку технического задания на опытный образец в настоящее время осуществляет ГБУ «МАКНИИ». Применение детонирующего шнура или системы инициирования «НОНЕЛЬ» для распыления взрывоподавляющего вещества обеспечит высокое быстродействие заслона.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Предупреждение и локализация взрывов газа и пыли в угольных шахтах / А.В. Джигрин, Г.А. Поздняков, А.И. Новосельцев, А.П. Коренев // Безопасность труда в промышленности. – 2009. – № 4. – С. 22-26.
2. Безопасность работ и охрана труда в угольных шахтах / Ю.В. Кудинов, Н.В. Малеев, В.А. Безбородов, Т.Я. Мхатвари; под ред. д-ра техн. наук Ю.В. Кудинова и канд. техн. наук Т.Я. Мхатвари. – Донецк: ФЛП Муравецкий О.Н., 2021. – 256 с.
3. Деревянский В.Ю. Анализ недостатков полочных водяных и сланцевых заслонов для локализации взрывов метано- и пылевоздушной смесей в угольных шахтах / В.Ю. Деревянский, В.В. Деньга, А.Г. Белодед // Материалы круглого стола «Актуальность вопросов создания безопасных и здоровых условий труда на производствах», 26 ноября 2024 г., ГБУ «МАКНИИ». – Макеевка, 2024. – С. 18-21.
4. Расследование и предотвращение аварий на угольных шахтах / Брюханов А.М., Бережинский В.И., Бусыгин К.К. [и др.]; под общей ред. А.М. Брюханова. – Ч. 1. – Донецк: Донбасс, 2004. – 548 с.
5. Кудинов Ю.В. Автоматическая система локализации взрывов КВПШ.1 / Ю.В. Кудинов, А.И. Лепихов, Р.Н. Новиков // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб. науч. тр. / МАКНИИ. – 2012. – Вып. №2 (30). – С. 76-80.
6. ДШ-А, ДШ-Б, ДШ-В, ДШЭ-8, ДШЭ-12 (продажа, характеристики, описание ВМ). [Электронный ресурс]. URL: https://expertvr.ru/explosives/dsh-a_dsh-b_dsh-v_dshe-8_dshe-12/?ysclid=memrf633y4947992170 (дата обращения: 11.11.2025).
7. Неэлектрические системы взрывания. – Текст: электронный //URL: https://studme.org/187228/geografiya/neelektricheskie_sistemy_vzryvaniya?ysclid=mhorcimrb2741951799 (дата обращения 11.11.2025).

Получено: 09.12.2025

Рекомендовал к опубликованию канд. техн. наук Кременев О.Г.

UDC 622.817.3

**V.Y. DEREVYANSKY, senior research worker,
V.V. DENGА, head of laboratory; GBU MAKNIИ, Makeyevka**

**DEVELOPMENT OF EXPLOSIVE-DRIVEN BARRIER
FOR ISOLATION OF EXPLOSIONS
IN COAL MINES**

In this research paper a construction of an explosive-driven barrier is suggested for isolation of gas and dust explosions in underground workings of coal mines. The response speed of the barrier is ensured by appliance of a blasting agent for dispersion of explosion-suppressant substance.

Keywords: mine, mine working, explosion isolation, methane, coal dust, barrier, cylindrical shell, explosion-suppressant substance.

УДК 622.817.3

В.Ю. ДЕРЕВЯНСКИЙ, ст. науч. сотр.,
В.В. ДЕНЬГА, зав. лаб.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка

К ВЫБОРУ МАТЕРИАЛА ЦИЛИНДРИЧЕСКОЙ ОБОЛОЧКИ ЗАСЛОНА ВЗРЫВНОГО ТИПА ДЛЯ ЛОКАЛИЗАЦИИ ВЗРЫВОВ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

*Приведен расчет прочности материала для цилиндрической оболочки
ки разрабатываемого заслона взрывного типа, предназначенного для лока-
лизации взрывов газа и пыли в угольных шахтах.*

Ключевые слова: угольная шахта, горная выработка, взрыв, ло-
кализация взрыва, заслон, цилиндрическая оболочка, механическое
напряжение, прочность, взрывоподавляющее вещество.

В настоящее время ГБУ «МАКНИИ» осуществляет разработку тех-
нического задания на опытный образец заслона взрывного типа, в котором
будут устранены недостатки применяемых в угольных шахтах для локали-
зации взрывов пылегазовых смесей сланцевых и водяных полочных засло-
нов [1]. В разрабатываемом заслоне взрывоподавляющее вещество –
инертная пыль, вода, ингибирующий порошок и т.д. – находится внутри
гибкого цилиндрического корпуса заслона, и его распыление осущест-
вляется с помощью заряда взрывчатого вещества [2]. Выбор материала для
цилиндрической оболочки разрабатываемого заслона актуален, так как
необходимо обеспечить требуемую прочность.

Цель статьи – информирование специалистов о расчете прочности
материала для цилиндрической оболочки заслона взрывного типа.

Разрабатываемый заслон представляет собой прокладываемую в гор-
ной выработке трубу, изготовленную из материала, обеспечивающего гиб-
кость, например, при прокладке под ставом ленточного конвейера, и проч-
ность, позволяющую выдерживать массу огнетушащего (взрывоподавля-
ющего) вещества.

При выборе материала цилиндрической оболочки заслона взрывного
типа должно соблюдаться условие [3]:

$$\sigma_p \leq [\sigma], \quad (1)$$

где σ_p – расчетное механическое напряжение, Па;
 $[\sigma]$ – допускаемое механическое напряжение, Па.

Напряжения в цилиндрической оболочке заслона вызваны внутренним давлением огнетушащего (взрывоподавляющего) вещества на стенки оболочки под действием силы тяжести этого вещества. Расчет механического напряжения в оболочке заслона осуществляется с помощью выражения [4]:

$$\sigma_p = F_T/S = (m \cdot g)/S, \text{ Па}, \quad (2)$$

где F_T – сила тяжести, создаваемая взрывоподавляющим веществом, находящимся в заслоне, Н;

m – масса взрывоподавляющего вещества в заслоне, кг;

g – ускорение свободного падения, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$;

S – площадь поверхности оболочки заслона, на которую воздействует сила тяжести взрывоподавляющего вещества, м^2 .

При горизонтальном расположении цилиндрической оболочки для вычислений принимается площадь боковой поверхности цилиндра [4]:

$$S = \pi \cdot d \cdot \ell, \quad (3)$$

где π – математическая константа, $\pi = 3,14$;

d – диаметр цилиндрической оболочки заслона, м;

ℓ – длина цилиндрической оболочки заслона, м.

Расчет прочности и выбор материала оболочки выполняется для конкретных условий защищаемой заслоном горной выработки. Приведем в качестве примера расчет механического напряжения в оболочке заслона для следующих исходных данных: $m = 1000 \text{ кг}$, $d = 0,16 \text{ м}$, $\ell = 50 \text{ м}$.

Используя уравнение (3) вычисляем площадь поверхности оболочки заслона, на которую воздействует сила тяжести находящегося в заслоне огнетушащего (взрывоподавляющего) вещества:

$$S = 3,14 \cdot 0,16 \cdot 50 = 25,12 \text{ м}^2.$$

Подставляя полученное значение в уравнение (2), находим механическое напряжение в оболочке заслона:

$$\sigma_p = (1000 \cdot 9,81) / 25,12 \approx 390,5255 \text{ Па}.$$

Учитывая, что даже однократное превышение предела прочности вызовет разрушение оболочки заслона, при выборе материала оболочки необходимо принимать запас прочности. Коэффициент запаса прочности выбирается, как правило, исходя из опыта разработки аналогичных кон-

струкций. Поскольку заслон такой конструкции разрабатывается впервые, коэффициент запаса прочности материала оболочки принят в соответствии с рекомендациями работы [5] $k_{зпм} = 2,5 \div 5$.

При выборе материала цилиндрической оболочки заслона должно соблюдаться условие прочности (1). Допускаемое напряжение $[\sigma]$ зависит от прочности материала σ_m и вычисляется с помощью выражения [5]:

$$[\sigma] = \sigma_m / k_{зпм} . \quad (4)$$

Из уравнения (4) получаем выражение для определения прочности материала оболочки заслона:

$$\sigma_m = [\sigma] \cdot k_{зпм} . \quad (5)$$

Используя уравнение (5), принимая $[\sigma] = \sigma_p$ и $k_{зпм} = 3$, находим требуемую прочность материала оболочки заслона:

$$\sigma_m = 390,5255 \cdot 3 = 1171,5765 \approx 1,2 \text{ КПа}.$$

Приведенный расчет прочности не учитывает напряжение изгиба, возникающее в цилиндрической оболочке при ее креплении к рамам крепи горной выработки, так как на нее будут действовать в плоскости продольной оси оболочки две противоположно направленные пары сил. Такая пара сил называется изгибающим моментом и обозначена на рис. 1 M [3]. При этой деформации наружный слой материала оболочки растягивается, внутренний слой – сжимается.

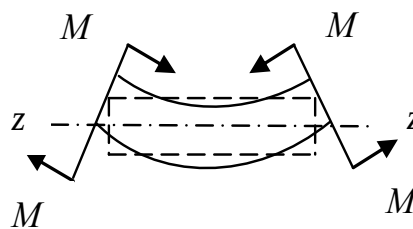


Рис. 1. Схема деформации цилиндрической оболочки заслона при изгибе

Между зонами растяжения и сжатия находится нейтральный слой, материал оболочки в этой зоне не подвергается деформации и сохраняет свою длину неизменной. Чем дальше от нейтрального слоя, тем большую

деформацию испытывает материал оболочки. Таким образом, при изгибе в поперечных сечениях оболочки под действием внутренних сил возникают нормальные напряжения растяжения и сжатия. В точках, наиболее удаленных от нейтральной оси оболочки $z-z$, напряжения будут наибольшими. В зоне растяжения напряжения обозначают со знаком «плюс», а в зоне сжатия – со знаком «минус» [3].

При креплении отдельного участка заслона к стенке горной выработки его оболочка имеет две опоры – точки A и B (рис. 2, а) и внешние силы не действуют. Действует только сила тяжести находящегося в заслоне взрывоподавляющего вещества. Для определения прочности материала оболочки используем метод сечений. Опоры, т.е. места подвеса заслона, заменяются реакциями R_A и R_B (рис., 2, а), каждая из реакций равна [3]:

$$R_A = R_B = F_T/2.$$

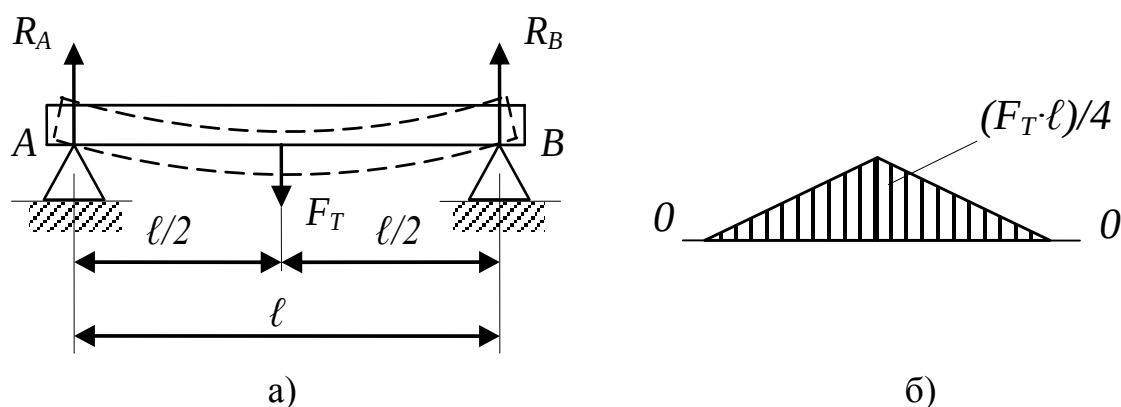


Рис. 2. Схема изгиба (а) и эпюра изгибающих моментов (б)
при двух опорах цилиндрической оболочки заслона

Применяя многократно метод сечений, вначале рассмотрим равновесие отсеченных частей оболочки, расположенных правее любого из сечений на участке от правого конца оболочки до середины пролета, тогда, если на конце оболочки момент равен нулю, то к середине пролета он возрастает до величины:

$$M = (F_T/2) \cdot (l/2) = (F_T \cdot l) / 4, \text{ Н}\cdot\text{м}. \quad (6)$$

Затем точно так же рассмотрим равновесие отсеченных частей оболочки, расположенных левее любого из сечений на участке от левого конца оболочки до середины пролета. Результаты будут аналогичными (6). Выбрав масштаб единицы момента, и установив, что прогибающий момент

положителен, отложим вверх от оси 0-0 ординату $(F \cdot \ell)/4$ и построим эпюру (рис. 2, б). По этой эпюре видно, что опасное сечение находится в середине пролета, а изгибающий момент в нем равен (6).

Максимальное напряжение изгиба определяется из выражения [3]:

$$\sigma_{u.max} = \pm M/W, \quad (7)$$

где W – осевой момент сопротивления изгибу, $м^3$.

Осевой момент сопротивления изгибу характеризует способность поперечного сечения сопротивляться деформации изгиба относительно нейтральной оси; для круглого сечения [3]:

$$W \approx 0,1d^3. \quad (8)$$

В качестве примера расчета используем приведенные исходные данные, с учетом того, что оболочка заслона будет подвешиваться через 5 м, соответственно, $m = 100$ кг, $\ell = 5$ м.

Используя уравнение (6) вычисляем изгибающий момент:

$$M = (F_T \cdot \ell)/4 = (m \cdot g \cdot \ell)/4 = (100 \cdot 9,81 \cdot 5)/4 = 1226,25, \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Осевой момент сопротивления изгибу получаем из выражения (8):

$$W \approx 0,1d^3 \approx 0,1 \cdot 0,16^3 \approx 0,0004096 \text{ м}^3.$$

Подставляем полученные значения в уравнение (7), и находим максимальное напряжение изгиба:

$$\sigma_{u.max} = \pm M/W = \pm 1226,25/0,0004096 = 2993774,414 \approx 3 \text{ МПа}.$$

Используя уравнение (5), принимая $[\sigma] = \sigma_{u.max}$ и $k_{зм} = 3$, находим требуемую прочность материала оболочки заслона:

$$\sigma_m = 3 \cdot 3 = 9 \text{ МПа}.$$

Полученные значения прочности удовлетворяют требованиям ГОСТ 10354-82 [6] для полиэтиленовой пленки марок М и Т. По требованиям пожаровзрывобезопасности полиэтилен должен соответствовать ГОСТ 12.1.044 [7].

Дальнейшие исследования должны быть направлены на создание взрывоподавляющего вещества, обладающего не только огнетушащими

свойствами, но и позволяющего при срабатывании заслона осуществлять гашение ударной воздушной волны.

ВЫВОДЫ

Приведен пример расчета прочности материала для цилиндрической оболочки заслона взрывного типа, разрабатываемого ГБУ «МАКНИИ», предназначенного локализовать взрывы газа и пыли в угольных шахтах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Деревянский В.Ю. Анализ использования полочных заслонов для локализации взрывов метанопылевоздушных смесей в угольных шахтах / В.Ю. Деревянский, В.В. Деньга // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб. / ГБУ «МАКНИИ». – 2025. – Вып. 1 (68). – С. 46-52.
2. Деревянский В.Ю. О разработке заслона взрывного типа для локализации взрывов газа и пыли в угольных шахтах / В.Ю. Деревянский, В.В. Деньга. // Материалы круглого стола «Актуальность вопросов создания безопасных и здоровых условий труда на производствах» 17 ноября 2025 г. – Макеевка: ГБУ «МАКНИИ», 2025. – С. 50-52.
3. Гольдин И.И. Основные сведения по технической механике / И.И. Гольдин. – Москва: Высшая школа, 1986. – 95 с.
4. Кухлинг Х. Справочник по физике: пер. с нем. / Х. Кухлинг. – Москва: Мир, 1982. – 520 с.
5. Дарков А.В. Сопротивление материалов. – Изд. 3-е. / А.В. Дарков, Г.С. Шпиро. – Москва: Высшая школа, 1969. – 734 с.
6. ГОСТ 10354-82 Пленка полиэтиленовая. Технические условия. Межгосударственный стандарт [разработан и внесен Министерством химической промышленности, утвержден и введен в действие Постановлением Государственного Комитета СССР по стандартам от 02.06.82 № 2253]. – Текст электронный //URL: <https://gost-lab.com/uploads/files/gosts/-10354-82.pdf?ysclid=miskgdy7hg307739481> (дата обращения 10.11.2025).
7. ГОСТ 12.1.044-2018 Пожаровзрывоопасность веществ и материалов. Номенклатура показателей и методы их определения. Межгосударственный стандарт. Система стандартов безопасности труда [разработан Федеральным государственным бюджетным учреждением «Всероссийский ордена «Знак почета» научно-исследовательский институт противопожарной обороны» МЧС России, введен в действие в качестве национального стандарта Российской Федерации с 1 мая 2019 г. приказом Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 05.10.2018 гш.

№ 717-ст]. – Текст электронный. // URL:
https://ferumlab.ru/assets/norm_dok/gost_121044-2018.pdf?ysclid=misn04byi9590646876 (дата обращения 10.11.2025).

Получено: 08.12.2025

Рекомендовал к опубликованию канд. техн. наук Кременев О.Г.

UDC 622.817.3

V.Y. DEREVYANSKY, *senior research worker,*
V.V. DENGА, *head of laboratory; GBU MAKNIИ, Makeyevka*

**SELECTION OF MATERIAL FOR CYLINDRICAL SHELL
OF AN EXPLOSION-DRIVEN BARRIER
FOR EXPLOSION ISOLATION IN COAL MINES**

This research paper presents the calculation of resistance to damage of material for cylindrical shell of an explosion-driven barrier under development designed to isolation of gas and dust explosions in coal mines.

Keywords: coal mine, mine working, explosion, explosion isolation, barrier, cylindrical shell, mechanical stress, resistance to damage, explosion-suppressant substance.

УДК 62-192

Н.Ф. ВУСТЯК, зав. лаб.,
Д.Н. ВУСТЯК, инж.; ГБУ «МАКНИИ», г. Макеевка

ОБ ИЗГОТОВЛЕНИИ БЕСКОЛЛЕКТОРНОГО МОТОРА ДЛЯ БПЛА КЛАССА А

Выполнен анализ технических характеристик известных бесколлекторных моторов для беспилотных летательных аппаратов класса А, на основании которого определены параметры разработанного мотора. Приведены результаты лабораторных испытаний экспериментального образца мотора, изготовленного из отечественных материалов.

Ключевые слова: мотор, БПЛА, экспериментальный образец, KV, бесколлекторный.

БПЛА используются в разных сферах, в том числе, экологической для оценки последствия стихийных бедствий, обследования мест хранения отходов, а также мониторинга терриконов, выделяющих угарный, углекислый, сернистый газы, и даже метан. При помощи специальных датчиков, установленных на БПЛА, проводятся дистанционные измерения этих выбросов. Развитие технологий в области БПЛА требует совершенствования двигательных систем (моторов). Поэтому, разработка новых моторов, устанавливаемых на БПЛА, которые проводят мониторинг экологического и технического состояния территории горных отводов действующих и ликвидированных шахт, является актуальной задачей.

Цель статьи – информирование специалистов о возможности оптимизации конструкции и применении отечественных материалов при разработке моторов для БПЛА.

Современные разработки моторов направлены на повышение энергоэффективности, улучшение удельной мощности, снижение веса, уровня шума, а также адаптацию к специфическим условиям эксплуатации [1,2,3].

Бесколлекторные моторы подразделяются на два основных типа: внутренне роторные и внешне роторные [4, 5, 6]. Внутренне роторные моторы обладают большим числом оборотов при относительно небольшом крутящем моменте и часто применяются в скоростных БПЛА. Внешне роторные моторы, напротив, обеспечивают больший крутящий момент при меньших оборотах, что делает их оптимальными для БПЛА с прямым приводом на винты.

В статье рассмотрены бесколлекторные моторы для БПЛА класса А.

Их основные технические параметры приведены в табл. 1. Все параметры проверены на испытательном стенде, разработанном авторами (рис. 1). Стенд состоит из рамы с датчиком веса и микроконтроллера с индикатором. Исследуемый мотор подсоединяется проводами к микроконтроллеру. На индикаторе отображаются параметры мотора.

Таблица 1

параметры серийно выпускаемых моторов				
Название	KV	Вес (грамм)	Конфигурация	Грузоподъемность (грамм)
AMAX 1102 Competition 20000 KV	20000	4,1	9N12P	нет данных
AMAX 1103 Competition 11000 KV	11000	6	9N12P	нет данных
YSIDO 1104 8600 KV	8600	4,6	9N12P	нет данных
RUICHI 1104 7500 KV	7500	5,5	9N12P	105
HappyModel EX1404 2750 KV, 3500 KV, 4850 KV	4850	8,7	9N12P	282,1
T-Motor F60 3200 KV	3200	12	9N14P	797
RCMOY SPEEDX2 1960 KV	1850	29,5	12N14P	1938
Brotherhobby Avenger 2507 1200 KV, 1500 KV, 1750 KV, 1850 KV	1750	40	12N14P	
T-Motor F60 PRO IV 1750 KV	1750	32,5	12N14P	1820
T-Motor VELOX V3008 1155 KV, 1350 KV, 1500 KV	1500	69,2	12N14P	2815
SURPASS HOBBY B2812 900 KV, 1100 KV	1100	35	12N14P	3066
BrotherHobby Avenger 2816 750 KV	750	86,7	12N14P	3072
Tarot TL2955 4008 330 KV	330	85	18N24P	2500

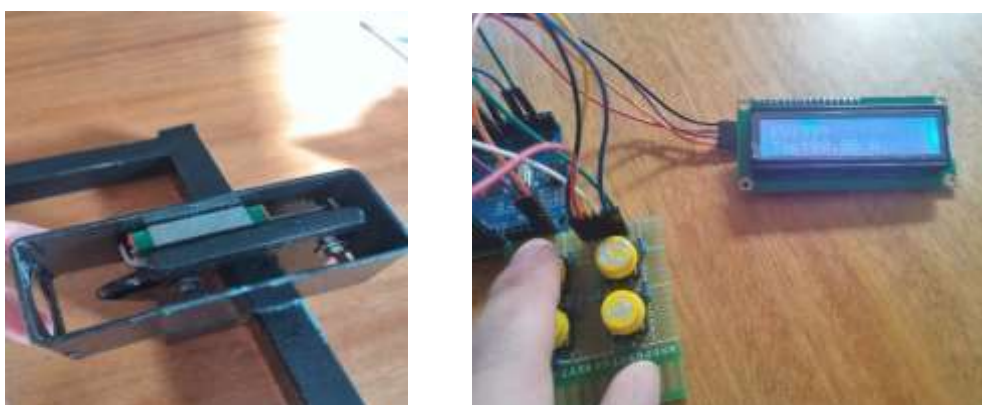


Рис. 1. Стенд для испытания бесколлекторных электромоторов для БПЛА класса А

Авторы проанализировали влияние параметров известных бесколлекторных моторов для БПЛА на их технические характеристики (рис. 2 – 4). На графиках показаны зависимости грузоподъемности и среднего веса

мотора от конфигурации статора.



Рис. 2. Зависимость грузоподъемности мотора от конфигурации



Рис. 3. Зависимость среднего веса мотора от конфигурации

Оптимальный вес мотора данного класса при конфигурации 12N14P составляет 50 г. С увеличением числа магнитов в других конфигурациях (18N24P и более) линейно увеличивается вес мотора.



Рис. 4. Зависимость грузоподъемности мотора от KV

Максимальная грузоподъемность мотора при KV находится в диапазоне от 700 до 1100. Увеличение или уменьшение KV не дает увеличения грузоподъемности.

Известно, что важными параметрами бесколлекторных моторов являются их конфигурация и KV .

Конфигурация определяется количеством зубцов статора и магнитных полюсов ротора, например $9N12P$ – 9 зубцов и 12 магнитов.

Параметр KV показывает, как увеличатся обороты мотора при увеличении напряжения на 1 В, при отсутствии нагрузки на валу. Значение KV определяется числом витков обмоток статора. Обычно увеличение числа витков уменьшает KV , а уменьшение – увеличивает KV .

На основании проведенных исследований выявлено, что лучшие параметры разработанного мотора, в данном классе следующие:

- конфигурация $12N14P$;
- форм-фактор определяется конструкторской документацией;
- мощность потребления – 900 Вт;
- номинальное напряжение питания – 24 В;
- максимальный ток потребления – 37 А;
- $KV = 532$ об/мин/В;
- ресурс работы мотора – 5000 ч;
- управление мотором – ESC регулятор;
- ориентировочная масса мотора – 53,6 г.

Разработана конструкторская документация на бесколлекторный электромотор со следующими параметрами.

Для опытного образца использованы следующие материалы:

- сплав титана для оси ротора [8];
- плита дюралевая Д16Т для ротора, изготовленного на токарном и фрезерном станках ЧПУ [9];
- листовая электротехническая сталь Д19,5 – 27А размером 250·0,27 мм для статора [10];
- провод эмалированный ПЭТВ-2 диаметром 0,5 мм ТУ 16.705.110-79 [11] для обмоток.

Проведены лабораторные испытания опытного образца мотора, результаты которых приведены в табл. 2.

По данным испытаний экспериментального образца мотора класса А его наибольшая эффективность достигается при KV от 339 до 532.

Анализируя данные таблицы можно сделать вывод, что образец стабильно работает в рамках заявленных технических параметров. Также, если общая масса БПЛА составляет 3600 г и более, то мотор начнет перегреваться (его температура будет выше 87°). Разработанный мотор наиболее

применим для грузовых БПЛА класса **A**.

Таблица 2

Параметры опытного образца мотора

Мощность (Вт)	Напряжение (В)	ТОК (А)	Скорость (Об/мин)	Грузоподъем ность(г)	Эффективн ость(г/ВТ)	Kv	Операционная температура (°C)
237,50	25,00	9,50	8475	1139,00	4,80	339,00	56,00
370,00	25,00	14,80	9910	1560,00	4,22	396,40	60,00
537,50	25,00	21,50	9780	1910,00	3,55	391,20	60,00
762,50	25,00	30,50	1108	2408,00	3,16	44,32	70,30
1075,00	25,00	43,00	1910	2936,00	2,73	76,40	79,10
1250,00	25,00	50,00	1287	3360,00	2,69	51,48	84,00
257,50	25,00	10,30	13300	1301,00	5,05	532,00	60,00
390,00	25,00	15,60	13535	1712,00	4,39	541,40	61,00
580,00	25,00	23,20	8120	2210,00	3,81	324,80	60,00
832,50	25,00	33,30	9227	2655,00	3,19	369,08	70,36
1130,00	25,00	45,20	10503	2160,00	1,91	420,12	79,00
1410,00	25,00	56,40	1266	3600,00	2,55	50,64	87,00

ВЫВОДЫ

В ходе исследований проведен анализ технических характеристик разных моделей тяговых электромоторов для БПЛА. Экспериментальный образец мотора изготовлен из отечественных материалов по разработанной конструкторской документации. Лабораторные испытания показали возможность его использования на БПЛА для проведения мониторинга экологического и технического состояния территории горных отводов действующих и ликвидированных шахт.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ:

1. Биард, Р. У. Малые беспилотные летательные аппараты: теория и практика / Р. У. Биард, Т. У. МакЛэйн ; ред. пер. Г. В. Анцев ; пер. с англ. А. И. Демьяникова. – Москва : Техносфера, 2015. – 312 с. : ил. – (Мир радиоэлектроники). – Режим доступа: по подписке. – URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=443322> (дата обращения: 06.03.2025). – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-94836-393-6. - ISBN 978-0-691-14921-9 (англ.). – Текст : электронный.
2. Ковалёв, М. А. Беспилотные летательные аппараты вертикального взлета: сборка, настройка и программирование : учебное пособие / М. А. Ковалёв, Д. Н. Овакимян. – Самара : Самарский университет, 2023.– 96 с. — ISBN 978-5-7883-2025-0. — Текст : электронный // Лань : электрон-

нобиблиотечная система. – URL: <https://e.lanbook.com/book/406664> (дата обращения: 04.03.2025). – Режим доступа: для авториз. пользователей.

3. Павлов, В. В. Летательные аппараты с преобразуемым в несущий винт крылом : монография / В. В. Павлов. – Казань : КНИТУ-КАИ, 2019. – 320 с. – ISBN 978-5-7579-2369-7. – Текст : электронный // Лань : электроннобиблиотечная система. – URL: <https://e.lanbook.com/book/144011> (дата обращения: 04.03.2025). — Режим доступа: для авториз. пользователей.

4. Макаров, Л. М. Проектирование беспилотных транспортных средств : учебное пособие / Л. М. Макаров. – Санкт-Петербург : СПбГУТ им. М.А. БончБруевича, 2023. – 107 с. – Текст : электронный // Лань : электронно-библиотечная система. – URL: <https://e.lanbook.com/book/381488> (д.

5. Федотовских, А. В. Особенности разработки и эксплуатации гражданских беспилотных авиационных систем с технологиями искусственного интеллекта в Арктической зоне Российской Федерации / А. В. Федотовских. – Красноярск : Домино, 2022. – 193 с. : ил., табл. – Режим доступа: по подписке. – URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=709182> (дата обращения: 06.03.2025). – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-4497-1443-5. – Текст : электронный.

6. Бесколлекторный двигатель постоянного тока – [Электронный ресурс]. URL: [https:// innodrive.ru/articles/beskollektornyj_dvigatel_ postoyan-nogo_toka/](https://innodrive.ru/articles/beskollektornyj_dvigatel_postoyan-nogo_toka/) (дата обращения: 21.10.24)

7. ESC регуляторы оборотов: эффективный способ управления бесколлекторными двигателями беспилотных летательных аппаратов / М.В. Иванов, В.Е. Зайцев, Р.Д. Галиев, А.Р. Хакимьянов // Вестник Тувинского государственного университета. Технические и физико-математические науки. – Кызыл, 2024. – С 39-47. [Электронный ресурс]: <https://snabservis.ru/product/titanovyj-prutok-dlja-svarki-vt14-8-mm/>.

8. [Электронный ресурс]: <http://prutki.ru/plita-alyuminievaya-d16t-tolshchina-20-mm/?ysclid=mbuk7i3i85684557359>.

9. Электронный ресурс]: <https://opmk-metall.ru/product/elektrotehnicheskij-list-250h0-27-mm-d19-5-27a-gost-33212-2014>

10. [Электронный ресурс]: <https://www.chipdip.ru/product0/8929728734>.

Получено: 02.12.2025

Рекомендовал к публикации канд. техн. наук Безбородов В.А.

UDC 62-192

N.F. VUSTYAK, *head of laboratory,*
D.N. VUSTYAK, *engineer; GBU MAKNI, Makeyevka*

**MANUFACTURING OF COLLECTOR-FREE MOTOR
FOR A-CLASS UNMANNED AERIAL VEHICLES**

The analysis of specifications of conventional collector-free motors for A-class unmanned aerial vehicles has been carried out whereby parameters of the designed motor have been specified. This research paper presents the results of bench tests of the research prototype of the motor manufactured of domestic materials.

Keywords: motor, UAV, research prototype, KV, collector-free.

*Способы и средства создания безопасных и
здоровых условий труда в угольных шахтах*

Выпуск № 4 (октябрь – декабрь) (71) 2025

Учредитель и издатель

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
«МАКЕЕВСКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
ПО БЕЗОПАСНОСТИ РАБОТ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ»
(ГБУ «МАКНИИ»)**

Подписано к печати 15.12.2025. Выход в свет 22.12.2025.

Формат 60 x 84/8. Тираж 50 экз.

Печать офсетная. Усл. печ. л. 17,09. № 80

Гарнитура *Times New Roman*.

Свободная цена

Адрес редакции и издателя: 286132, Донецкая Народная Республика,
г.о. Макеевка, г. Макеевка, ул. Лихачева, д. 60

Отпечатано на полиграфической базе ГБУ «МАКНИИ»:
286132, Донецкая Народная Республика, г.о. Макеевка, г. Макеевка,
ул. Лихачева, д. 60

Телефон: + 7 (8563) 22-22-18, e-mail: maknii2014@inbox.ru

Свидетельство о регистрации средства массовой информации

ААА № 000203 от 26.06.2018 г.

выдано Министерством информации Донецкой Народной Республики