

НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ



ФОРУМ ГІРНИКІВ – 2009

Матеріали міжнародної конференції

30 вересня – 2 жовтня 2009 р.

РУДНИКОВА АЕРОЛОГІЯ ТА БЕЗПЕКА ПРАЦІ

ГЕОЛОГІЯ

АВТОМАТИЗАЦІЯ У ГІРНИЦТВІ

**Дніпропетровськ
2009**

УДК 622(06)

Матеріали міжнародної конференції "Форум гірників – 2009". – Д.: Національний гірничий університет, 2009. – 277 с.

Наведені результати теоретичних та експериментальних досліджень з різних аспектів гірництва, розглянуті проблеми відкритої і підземної розробки родовищ корисних копалин, охорони праці і безпеки робіт на гірничих підприємствах, проблеми екології, маркшейдерії, геології, геоінформатики, електропостачання та автоматизації виробничих процесів у гірничій промисловості, висвітлені питання експлуатації гірничо-транспортного обладнання на шахтах, рудниках і кар'єрах.

Матеріали збірника призначені для наукових та інженерно-технічних працівників, які спеціалізуються в галузі гірництва.

Комп'ютерна верстка – С.В. Шевченко

© Національний гірничий університет, 2009

Зміст

Секція "РУДНИКОВА АЕРОЛОГІЯ ТА БЕЗПЕКА ПРАЦІ"

Исследования термokatалитических датчиков метана с различными тепловыми режимами чувствительных элементов <i>В.И. Голинько, А.К. Котляров, А.В. Белоношко</i>	7
Особливості розрахунку пилового навантаження працівників гірничих підприємств з урахуванням типу протипилового респіратора <i>В.І. Голінько, Ю.І. Чеберячко, Д.І. Радчук, С.І. Чеберячко</i>	15
Розробка способу провітрювання й відводу метану з виробки, що погашається на виїмковій дільниці вугільної шахти <i>В.І. Голінько, М.В. Шибка, М.Ю. Іконніков, Т.О. Артюшенко</i>	20
Совершенствование математической модели прогноза метанообильности горных выработок угольных шахт <i>В.П. Денисенко, Г.Л. Пигида</i>	26
Коммутаційний перехідний процес в електротехнічному комплексі дільниці шахти, як фактор впливу на параметри дільничного апарату захисту від витоків струму на землю <i>С.А. Руссиян</i>	34
Создание средств тушения подземных пожаров в начальный период их возникновения <i>Г.А. Ситников, Е.С. Голикова, А.Б. Моськин, О.В. Чижов</i>	43
Двоступеневе охолодження рудникового повітря в зоні гірничих робіт <i>О.Є. Лапишин, О.О. Лапишин</i>	48
Нові способи та засоби підвищення ефективності провітрювання та нормалізації умов праці під час проведення гірничих виробок <i>В.М.Рясний, О.В. Моргун, ВАТ «Суха Балка», І.А. Євстратенко</i>	54
Проблема нормализации микроклимата глубоких шахт Донбасса, способы и средства ее решения <i>В.А. Бойко, О.А. Бойко</i>	57
Учет эффективности взаимодействия пыли и капель при оценке степени локализации пылевого выброса гидроорошением <i>В.Е. Колесник, М.В. Левченко</i>	73
Тушение и локализация пожаров в горных выработках распыленной водой <i>А.Ю. Коляда</i>	81
Способы и средства повышения эффективности и надежности вентиляционных режимов железорудных шахт <i>И.А. Евстратенко, Г.П. Кривцун, Я.Я. Лебедев, С.Б. Микрюков</i>	86
Обґрунтування параметрів вентиляційних систем місцевого провітрювання <i>М.Ф. Кременчуцький, О.А. Муха, О.В. Столбченко, О.В. Полякова</i>	90
Создание пылеотсасывающих установок с замкнутым циклом очистки воды <i>В.А. Мизин, В.С. Пальчик, В.Г. Ладик, М.В. Демченко, Ю.В. Васильев</i>	95

Выбор типа охлаждающего элемента для средств противотепловой защиты организма <i>В.В. Колесникова</i>	100
Совершенствование конструкции шахтного регулятора расхода воздуха парашютного типа <i>В.Е. Колесник, Т.А. Артюшенко, А.С. Ищенко</i>	105

Секція "ГЕОЛОГІЯ"

33-й Міжнародний геологічний конгрес: післямова <i>В. В. Манюк</i>	111
Запасы нефти и природного горючего газа в Польше, а также возможности доступа к заграничным месторождениям <i>Станислав Рихлици, Якуб Семек</i>	117
Геологічна вивченість і стан дослідженості вугілля Північного Донбасу <i>В.С. Савчук, О.О. Кузьменко</i>	129
Про використання „конга-діабазів” Українського щита, що містять мікропегматит, у каменеобробній справі доби енеоліту-бронзи <i>І.С. Нікітенко, О.В. Петрушенко</i>	134
Проблема підтоплення Західного Донбасу і шляхи її вирішення <i>Г.П. Євграшкіна, В.В. Войцеховська</i>	140
Формирование газовых залежей как результат взаимодействия отдельных фаз системы «влага-газ» в массиве горных пород <i>К А. Безручко</i>	150
Декоративно-качественная характеристика цветного жильного кварца восточных блоков Украинского щита <i>П.Н. Баранов, Л.И. Цоцко</i>	159
К вопросу о реализации потенциала запасов камнесамоцветного сырья Украины на основе их геммологической оценки <i>С.В. Шевченко</i>	164
О декоративных свойствах мраморов Крыма <i>М.В. Рузина, О.П. Матюшкина, А.В. Матюшкин, А.П. Баранов</i>	173
Техногенное золото <i>В.А. Баранов</i>	179
Особливості хімічного складу магнетитів золоторудних формацій Середнього Придніпров'я <i>Н.Ф. Дуднік, В.М. Іванов, І.М. Барг</i>	183
Анализ процесса гидролиза для формирования гидрогеохимических равновесий в условиях разработки железорудных месторождений <i>Н.П. Шерстюк, І.А. Власова</i>	187
Радоновий контроль території та тектонічні порушення Кременчуцького гірничо- добувного району <i>О. І. Мамедов</i>	194

О распределении мышьяка в угольных пластах Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса <i>В.В. Ишков, В.Н. Нагорный, Д.В. Приходченко</i>	199
Некоторые особенности распределения кобальта и ванадия в угольных пластах Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района Донбасса <i>В.В. Ишков, Ю.Т. Хоменко, Ли Цзень Дун</i>	207
Теоретический анализ рабочего цикла гидравлического ударного механизма для ликвидации прихватов бурового снаряда в скважинах с низким уровнем промывочной жидкости <i>А.А. Каракозов, С.Н. Парфенюк, А.Н. Рязанов</i>	212
Экспериментальные исследования гидроударников двойного действия на модернизированном стенде с компьютерной регистрацией измеряемых параметров <i>А.А. Каракозов, С.Н. Парфенюк</i>	220
Минералогия и декоративные разновидности письменных пегматитов месторождения "Балка Большого Лагерь" Елисеевского пегматитового поля <i>В.В. Коновалова</i>	225
Дослідження впливу фізичних полів на властивості льодових та льодово-гравійних зразків <i>А.О.Кожевников, А.К.Судаков, О.А.Пащенко, О.Ф.Камишацький, О.А.Лексиков</i>	229
Влияние толщины стенки бурильных труб на гидравлический подпор и осевую нагрузку <i>А.А. Кожевников, А.А. Лексиков, М.А. Колесников</i>	233
Устойчивость бурильной колонны буровых установок реактивно-турбинного бурения <i>Ф.Л. Шевченко, Ю.В. Петтик</i>	238
Применение инъекционных технологий в устройстве оснований конструкций для различных геологических условий <i>Н.А. Дудля, А.В. Попов, Н.Н. Тельних, Е.Г. Цаплин</i>	247

Секція "АВТОМАТИЗАЦІЯ У ГІРНИЦТВІ"

Адаптивне регулювання нелінійними процесами рудопідготовки з інтелектуальним прогнозуванням <i>В.І. Корнієнко</i>	255
Обоснование параметров микропроцессорного генератора сигналов динамического хаоса <i>В. И. Корсун, Н. А. Иконникова, А. А. Яланский</i>	263
Синергетический синтез нелинейной системы агрегированного управления проветриванием добычного участка угольной шахты <i>Н.С. Фесенко</i>	272

РУДНИКОВА АЕРОЛОГІЯ ТА БЕЗПЕКА ПРАЦІ

ИССЛЕДОВАНИЯ ТЕРМОКАТАЛИТИЧЕСКИХ ДАТЧИКОВ МЕТАНА С РАЗЛИЧНЫМИ ТЕПЛОВЫМИ РЕЖИМАМИ ЧУВСТВИТЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

*В.И. Голинько, Национальный горный университет, Украина
А.К. Котляров, А.В. Белоножко, ОАО НПО «Красный металлист», Украина*

Приведены результаты экспериментальных исследований разработанных термокаталитических датчиков метана с разными тепловыми режимами работы чувствительных элементов.

Термокаталитические датчики, наиболее часто применяемые в практике газового анализа, обычно содержат газопроницаемую рабочую камеру, в которой установлены идентичные по сопротивлению и размерам термоэлементы, включенные в мостовые измерительные схемы [1, 2]. Такое выполнение датчиков позволяет обеспечить стабильность нуля мостовой измерительной схемы при изменении параметров питания, газового состава и температуры среды. В то же время выполненные нами исследования показали, что при принятых температурных режимах термоэлементов при высокой концентрации метана в атмосфере горных выработок наблюдается резкое снижение выходного сигнала (вплоть до инверсии) и существующие термокаталитические датчики не обеспечивают контроля взрывоопасности газовой смеси [3]. Кроме того, выбор высокой температуры предварительного нагрева термоэлементов ведет к увеличению скорости накопления продуктов термической деструкции углеводородов на сравнительном элементе, его активации и смещению нуля измерительного моста, а при низкой температуре предварительного нагрева возникает карбонизация рабочего элемента и снижается чувствительность датчика [4].

Одним из возможных путей разрешения указанного противоречия может быть использование различных тепловых режимов чувствительных элементов в термокаталитическом датчике [5]. Так, при выборе температуры рабочего элемента 400 °С, а сравнительного ниже 300 °С фактически исключается карбонизация обоих элементов, обеспечивается стабильность нуля и чувствительности датчика и в то же время низкая температура сравнительного элемента исключает возможность окисления на нем горючих компонентов при аварийных загазованиях горных выработок шахт. В то же время при различных тепловых режимах чувствительных элементов нарушается их электротепловая аналогия, что может привести к снижению стабильности измерительного моста.

Нами были предложены три варианта датчиков с различными тепловыми режимами чувствительных элементов и теоретически обоснованы параметры таких датчиков, обеспечивающие стабильность нуля мостовой измерительной схемы газоанализаторов с такими датчиками [5]. В настоящей работе приведены результаты лабораторных исследований, выполненных нами с целью подтверждения достоверности результатов теоретических исследований.

Для исследований были отобраны пять термически сбалансированных серийных однокамерных термокаталитических датчиков от аппаратуры АТ-3-1, у которых сравнительный элемент в последствии был шунтирован постоянным резистором с $R_{ш} = 20$ Ом и по пять датчиков с термоэлементами одинакового начального сопротивления, отличающихся площадью поверхности (площадь поверхности сравнительного элемента в 2 раза больше чувствительного), и с термоэлементами одинакового размера, отличающихся величиной начального сопротивления сравнительного $R_{0ш}$ и рабочего $R_{0р}$ элементов ($R_{0с} = 0,8R_{0р}$), специально изготовленных для проведения исследований. Программа испытаний предусматривала снятие зависимостей $U_{вых} = f(C)$ в диапазоне концентрации метана от 0 до 100 об.%, оценку температурной стабильности измерительного моста при различных режимах его питания, а также исследование работоспособности датчиков в многокомпонентных газовых смесях.

Снятие зависимостей $U_{вых}=f(C)$ проводились на экспериментальной установке, описанной в [1], при температуре воздуха в помещении $25\pm 2^\circ\text{C}$. в соответствии с методикой, изложенной в [6, 7]. Вначале каждого цикла испытаний после 15 минутного прогрева датчиков путем изменения режима питания датчиков устанавливалась температура первоначального разогрева чувствительного элемента 400°C и определялась температура сравнительного элемента в воздухе (табл. 1). Тепловые режимы элементов и чувствительность датчиков при изменении дозрывных концентраций метана, в сопоставлении с серийными датчиками, приведены в табл. 1.

Таблица 1

Тепловые режимы элементов и чувствительность датчиков

Тип датчика	Температура начального разогрева, $^\circ\text{C}$		Чувствительность, мВ/об.% CH_4	
	рабочего	сравнительного	при питании термогруппы стабильным током	при стабилизации напряжения на рабочем элементе
Серийный датчик	400	396 - 403	$13,4\pm 0,2$	$12,1\pm 0,2$
Серийный датчик с шунтированием сравнительного элемента	400	295 - 302	$10,6\pm 0,2$	$9,5\pm 0,2$
С увеличенной площадью поверхности сравнительного элемента	400	296 - 312	$13,5\pm 0,3$	$16,0\pm 0,2$
С уменьшенным сопротивлением сравнительного элемента	400	295 - 300	$10,8\pm 0,2$	$12,3\pm 0,2$

Более высокая чувствительность датчиков с увеличенной площадью поверхности сравнительного элемента и с уменьшенным сопротивлением сравнительного элемента при стабилизации напряжения на рабочем элементе объясняется тем, что термическая балансировка моста в этих случаях достигается при введении в ветвь со сравнительным элементом дополнительных сопротивлений с относительно большим сопротивлением (см. табл. 2). Это приводит к росту напряжения питания моста, его чувствительности, однако при этом соответственно растет и энергопотребление датчика.

Таблица 2

Параметры питания измерительных мостов и добавочных сопротивлений

Тип датчика	Величина добавочного сопротивления, Ом		Среднее начальное напряжение на мосте, В	
	при $I_s = const$	при $U_p = const$	при $I_s = const$	при $U_p = const$
Серийный датчик	-	-	2,17	2,17
Серийный датчик с шунтированием сравнительного элемента	-	-	1,81	1,81
С увеличенной площадью поверхности сравнительного элемента	1,6	4,5	2,16	2,74
С уменьшенным сопротивлением сравнительного элемента	0,2	1,3	1,88	2,18

В результате исследования зависимости $U_{вых}=f(C)$ в диапазоне изменения концентрации метана от 0 до 100 об.% было установлено, что несмотря на незначительные количественные

отличия для всех вариантов датчиков характер этой зависимости идентичный. Отличительной особенностью работы всех испытанных датчиков является существенное смещение нуля измерительного моста в область отрицательных значений напряжения при 100 об.% метана. У всех датчиков наблюдаются кратковременные провалы характеристик (до нескольких секунд) в области концентраций метана 8 – 9 об.% Провалы характеристик в области высоких концентраций метана, характерные для серийных датчиков, отсутствуют. В режиме стабилизации напряжения на рабочем элементе гистерезис показаний при изменении концентрации метана от 0 до 100 об.% и наоборот практически отсутствует. При питании измерительного моста от источника стабильного тока у некоторых датчиков наблюдается незначительный гистерезис показаний в диапазоне от 60 до 100 об.%. Для примера на рис. 1 и 2 приведены полученные зависимости для термогруппы №3 с различным сопротивлением элементов при стабилизации напряжения на рабочем элементе и при питании измерительного моста от источника стабильного тока.

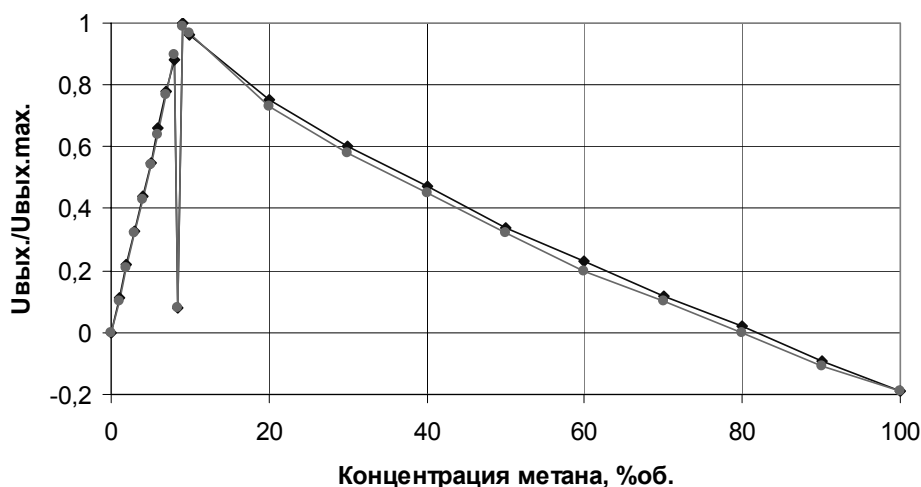


Рис. 1. Зависимость $U_{вых}=f(C)$ для термогруппы №3 с различным сопротивлением элементов при стабилизации напряжения на рабочем элементе и изменении концентрации метана: \blacklozenge – от 0 до 100 об.%; \bullet – от 100 до 0 об.%

Существенное смещение нуля измерительного моста в область отрицательных значений напряжения при 100 об.% метана у датчиков с различными тепловыми режимами чувствительных элементов объясняется более интенсивным охлаждением рабочего термоэлемента по сравнению со сравнительным в среде с большей теплопроводностью. Поскольку при концентрациях метана близких к 100 об.% тепловыделение на чувствительном элементе от окисления горючего практически отсутствуют, то в данной области исследуемые датчики работают фактически аналогично однокамерным термокондуктометрическим датчикам с различными тепловыми режимами элементов [8, 9]. Наличие такого смещения не позволяет без корректировки показаний анализаторов в области высоких концентраций метана обеспечить однозначность срабатывания защиты в области концентраций метана от 0 до 100 об.%. Поэтому при применении датчиков с различными тепловыми режимами чувствительных элементов для обеспечения однозначности срабатывания защиты требуется корректировка выходного сигнала анализатора в области высоких концентраций метана. При питании измерительного моста от источника постоянного тока такая корректировка может быть осуществлена исходя из величины напряжения на сравнительном элементе, а при стабилизации напряжения на рабочем элементе – по величине тока через термогруппу. Необходимость корректировки сигнала анализатора не позволяет использовать предложенные датчики в серийной аппаратуре без ее доработки, что в определенной мере является недостатком предложенного решения.

С учетом чувствительности датчика (табл. 1) абсолютная погрешность измерения при изменении температуры в диапазоне 25 ± 15 °С при этом достигает 1 об.%, что является неприемлемым для анализаторов. При этом следует отметить, что такой датчик не может быть термически сбалансированным по методике, приведенной в [10]. Это подтверждает вывод, что такой вариант решения может быть реализован только при дополнительном введении в анализатор метана датчика температуры и корректировки нуля анализатора за показаниями этого датчика.

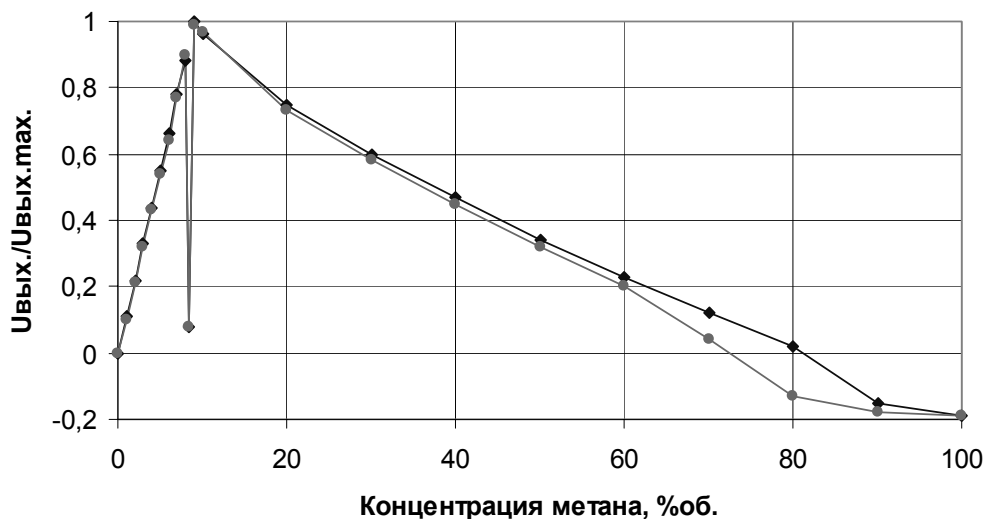


Рис. 2. Зависимость $U_{вых.}=f(C)$ для термогруппы №3 с различным сопротивлением элементов при питании от источника стабильного тока и изменении концентрации метана: \blacklozenge – от 0 до 100 об.%; \bullet – от 100 до 0 об.%

Как было показано в [1] явление гистерезиса показаний является характерным для датчиков с низкой температурой предварительного разогрева элементов и связано с переходом реакции окисления метана на рабочем элементе с диффузионной в кинетическую область. Наличие у некоторых датчиков гистерезиса показаний в диапазоне от 60 до 100 об.% при питании измерительного моста от источника стабильного тока объясняется тем, что несмотря на выбор достаточно высокой температуры предварительного нагрева элементов (в данном случае 400 °С) за счет охлаждающего действия среды с высоким содержанием метана при постоянном токе через элементы температура рабочего элемента существенно снижается и является недостаточной для протекания реакции в диффузионной области.

Оценка температурной стабильности измерительного моста при применении датчиков с различными тепловыми режимами чувствительных элементов выполнялась при включении чувствительных элементов в мост соответственно рекомендациям [5]. При испытаниях всех датчиков ноль моста устанавливался при 25 °С, а диапазон изменения температуры среды составлял ± 15 °С.

Результаты исследования серийных термокаталитических датчиков с шунтированием сравнительного элемента подтвердили наличие существенной температурной нестабильности моста с таким датчиком. Температурный дрейф нуля измерительного моста при этом составлял от 0,4 до 0,6 мВ/°С. Типичный вид температурной зависимости нуля мостовой измерительной схемы приведен на рис 3.

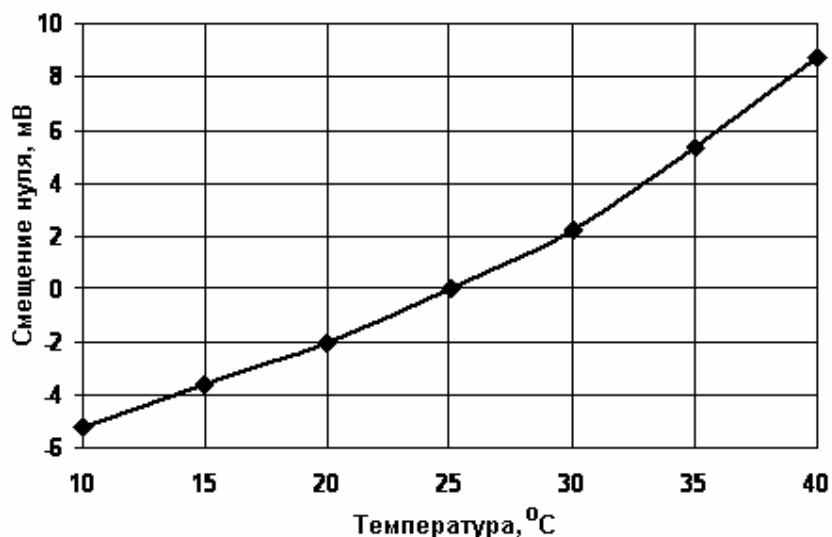


Рис 3. Температурная зависимость нуля мостовой измерительной схемы серийного датчика при шунтировании сравнительного элемента

Оценка температурной стабильности измерительного моста при применении датчиков с термоэлементами одинакового начального сопротивления, отличающихся площадью поверхности, и с термоэлементами одинакового размера, отличающихся величиной начального сопротивления, показала, что при всех рекомендованных в [5] режимах питания и вариантах включения датчиков в измерительный мост смещение нуля при изменении температуры в диапазоне 25 ± 15 °C не превышает 1 мВ (без дополнительной термической балансировки). Зона температурных смещений нуля мостовой измерительной схемы, полученная нами при исследовании всех датчиков, приведена на рис. 4 (ограниченная кривыми 1 и 2).

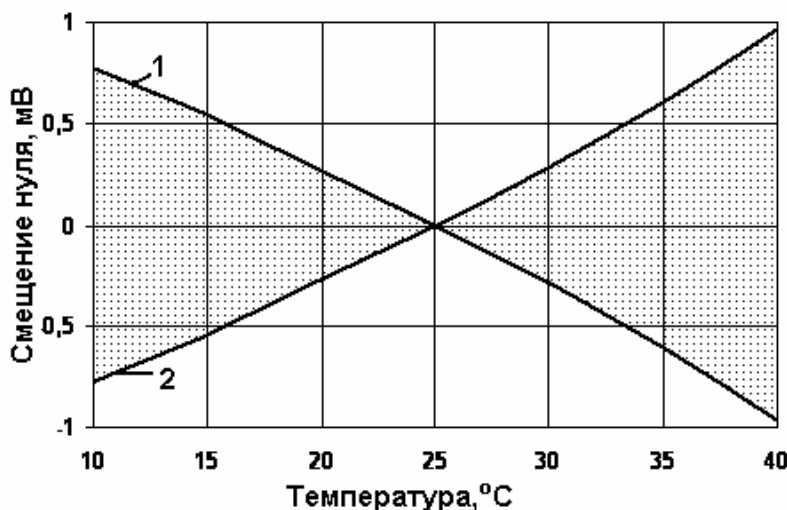


Рис. 4. Зона температурных смещений нуля мостовой измерительной схемы при исследовании датчиков с отличающимися геометрическими размерами или сопротивлением сравнительного элемента

С учетом чувствительности датчиков (табл. 1) абсолютная погрешность измерения при изменении температуры в диапазоне 25 ± 15 °C при этом не превышает 0,1 об.% метана, что является приемлемым для анализаторов. Следует также отметить, что все испытанные датчики со сравнительными элементами отличающимися площадью поверхности или величи-

ной начального сопротивления, могут быть термически сбалансированы по методике, приведенной в [10], что позволяет существенно уменьшить температурный дрейф нуля.

На рис. 5 приведена температурная зависимость нуля мостовой измерительной схемы одного из датчиков со сравнительным элементом меньшего сопротивления при стабилизации напряжения на рабочем элементе без дополнительной балансировки и после такой балансировки. Как видно, проведение дополнительной термической балансировки мостовой схемы позволило на порядок уменьшить смещение нуля в диапазоне рабочих температур анализатора. В этом случае при нормировании погрешности анализатора составляющая, обусловленная температурной нестабильностью нуля измерительного моста, может не учитываться.

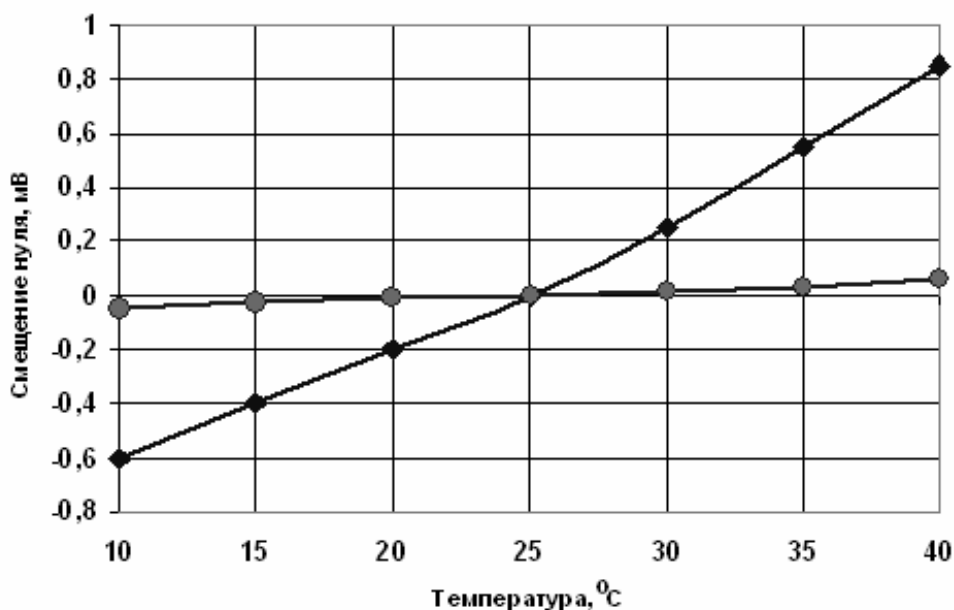


Рис 5. Температурная зависимость нуля мостовой измерительной схемы датчика №3 со сравнительным элементом меньшего сопротивления при стабилизации напряжения на рабочем элементе: \blacklozenge – без дополнительной балансировки; \bullet - после термической балансировки

При проведении исследований работоспособности датчиков в многокомпонентных газовых смесях были использованы три бинарные аттестованные газозвушнные смеси с содержанием горючих компонентов: CH_4 – 1,63 об.%, H_2 - 1,03 об.%, CO - 0,437 об.%, а также метано-водородо-воздушная смесь с содержанием компонентов: CH_4 - 1,85 об.% и H_2 - 1,5 об.%. Данные испытаний осредненные по пяти датчикам приведены в табл. 3.

Таблица 3

Выходное напряжение измерительного моста при питании стабильным током

Вид горючего газа и его концентрация в смеси с воздухом	Выходное напряжение измерительного моста с различными видами датчиков, мВ			
	серийный датчик	с шунтированным сравнительного элемента	с увеличенной площадью поверхности сравнительного элемента	с уменьшенным сопротивлением сравнительного элемента
CH_4 – 1,63 об.%	21,8	17,3	22,0	17,6
H_2 - 1,03 об.%	7,9	12,3	15,7	12,5
CO - 0,437 об.%	0,1	1,7	2,2	1,8
CH_4 - 1,85 об.% и H_2 - 1,5 об.%	22,7	37,1	47,7	37,5

Как видно из табл. 3, при подаче водородовоздушной смеси выходной сигнал у всех предложенных датчиков в пересчете на однопроцентную смесь в среднем в 1,14 раза выше, чем при подаче метана. При подаче смеси с содержанием оксида углерода выходной сигнал в среднем составляет 0,36 от тепловыделения по метану. При анализе метано-водородовоздушной смеси выходной сигнал соответствовал 3,5 об.% CH_4 , т.е. несколько больше, чем суммарная концентрация метана и водорода в смеси. Такие результаты фактически совпадают выполненными в разделе 2.3 расчетами и свидетельствуют о том, что при выбранных тепловых режимах сравнительного элемента горение водорода и оксида углерода на нем не происходит, а выходной сигнал датчиков в этом случае определяется суммарной теплотворной способностью горючих компонентов с учетом их диффузионных свойств.

Из всех испытанных датчиков с учетом результатов испытаний, разброса характеристик и технологичности изготовления наиболее перспективным является датчик с термоэлементами одинакового размера и соотношением их сопротивлений $R_{0c} = 0,8R_{0p}$.

Выполненные исследования разработанных средств контроля метана позволяют сделать следующие выводы.

Все предложенные однокамерные термокatalитические датчики с различными тепловыми режимами чувствительных элементов сохраняют работоспособность и обеспечивают контроль взрывоопасности газовых смесей при аварийных загазованиях горных выработок шахт. Выходной сигнал этих датчиков определяется суммарной теплотворной способностью горючих компонент рудничной атмосферы. Результаты лабораторных исследований датчиков фактически совпадают с теоретическими расчетами и свидетельствуют о том, что при выбранных тепловых режимах сравнительного элемента горение водорода и оксида углерода на нем не происходит, а выходной сигнал датчиков в этом случае определяется суммарной теплотворной способностью горючих компонентов с учетом их диффузионных свойств.

Для всех исследованных датчиков с различными тепловыми режимами чувствительных элементов характерно существенное смещение нуля измерительного моста в область отрицательных значений напряжения при 100 об.% метана, что объясняется более интенсивным охлаждением рабочего термоэлемента по сравнению со сравнительным в среде с большей теплопроводностью. Наличие такого смещения не позволяет без корректировки показаний анализаторов в области высоких концентраций метана обеспечить однозначность срабатывания защиты в области концентраций метана от 0 до 100 об.%.

В режиме стабилизации напряжения на рабочем элементе гистерезис показаний при изменении концентрации метана от 0 до 100 об.% и наоборот практически отсутствует. При питании измерительного моста от источника стабильного тока у некоторых датчиков наблюдается незначительный гистерезис показаний в диапазоне от 60 до 100 об.%.

При применении термокatalитических датчиков с шунтированием сравнительного элемента возникает существенная температурная нестабильность измерительного моста, которая не может быть устранена известными методами. Применение таких датчиков в анализаторах возможно только при наличии датчика температуры и осуществлении температурной коррекции выгодного сигнала моста за показаниями этого датчика.

При применении датчиков с термоэлементами одинакового начального сопротивления, отличающихся площадью поверхности, и с термоэлементами одинакового размера, отличающихся величиной начального сопротивления, требуемая температурная стабильность моста обеспечивается при всех рекомендованных режимах питания и вариантах включения датчиков. Кроме того такие датчики позволяют осуществлять дополнительную термическую балансировку измерительного моста известными методами, что позволяет на порядок уменьшить смещение нуля анализатора в диапазоне рабочих температур. В этом случае при нормировании погрешности анализатора составляющая, обусловленная температурной нестабильностью нуля измерительного моста, может не учитываться.

Список литературы

1. Голинько В.И., Котляров А.К., Белоножко В.В. Контроль взрывоопасности горных выработок шахт – Д.: Наука и образование, 2004. – 207 с.
2. Карпов Е.Ф., Биренберг И.Э., Басовский Б.И. Автоматическая газовая защита и контроль рудничной атмосферы – М.: Недра, 1984. – 285 с.
3. Голинько В.И., Белоножко А.В. Исследование работоспособности термokatалитических датчиков метана после их длительной эксплуатации / Науковий вісник НГУ. – 2006. – №10. – С. 72-75.
4. Голинько В.И., Белоножко А.В. Исследование процессов накопления продуктов термической деструкции углеводородов на поверхности термоэлементов / Науковий вісник НГУ. – 2008. – №7. – С. 60-65.
5. Голинько В.И., Котляров А.К., Белоножко А.В. Разработка методов контроля метана, обеспечивающих работоспособность анализаторов при аварийных загазованиях горных выработок шахт // Матер. міжн. конф. «Форум гірників-2008». – Д.: Національний гірничий університет, 2008. – С. 33–43.
6. Приборы шахтные газоаналитические. Общие технические требования, методы испытания: ГОСТ-24032-80. – М.: Госстандарт, 1980. – 34 с.
7. Комплект аппаратуры АТ-1.1, АТ-3.1. Технические условия ТУ АТ-1.1, АТ-3.1. – Конотоп: НПО «Красный металлист», 1998. – 65 с.
8. Голинько В.И., Котляров А.К. Теоретическое обоснование параметров термокондуктометрического датчика метана с изолированным сравнительным элементом / Сб. науч. тр. НГУ. – 2006. – №26. – С. 60-67.
9. Голинько В.И., Котляров А.К. Разработка и исследование однокамерного термокондуктометрического датчика метана / Науковий вісник НГУ. – 2007. - №.6 - С. 85-89.
10. Голинько В.И., Белоножко А.В. Совершенствование термokatалитических средств контроля содержания метана / Гірничя електромеханіка та автоматика: Наук. техн. зб. – 2003. – Вип. 70. – С. 92-100.

ОСОБЛИВОСТІ РОЗРАХУНКУ ПИЛОВОГО НАВАНТАЖЕННЯ ПРАЦІВНИКІВ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ З УРАХУВАННЯМ ТИПУ ПРОТИПИЛОВОГО РЕСПІРАТОРА

*В.І. Голінько, Ю.І. Чеберячко, Д.І. Радчук, С.І. Чеберячко,
Національний гірничий університет, Україна*

Запропоновано методику визначення величини коефіцієнта, який враховує наявність респіратора при розрахунку величини пилового навантаження. Вона залежить від витрати повітря, опору дихання, якості фільтрів та кліматичних умов.

Останнім часом збільшується кількість професійних захворювань органів дихання робітників, особливо у вугільній промисловості [1]. Таке положення склалось в результаті дії низки негативних чинників, але найбільш вагомим є – помилки в розрахунку величини пилового навантаження. Вони виникають перш за все через недостовірні дані концентрації пилу в повітрі робочої зони, об'єму легеневої вентиляції робітників, невірну оцінку коефіцієнта проникнення шкідливого аерозолі респіратора. Так, на виробництві використовуються захисні вироби з різною захисною ефективністю, тоді як при розрахунку пилового навантаження цей факт не враховується [2]. Крім того, нехтується тип протипилових ЗІЗОД (з фільтрувальною півмаскою або ізолювальною півмаскою з змінними фільтрами), клас захисту (високий – FFP3, середній – FFP2, низький – FFP1), величина опору дихання повітряному потоку та й інші. Так, у процесі роботи фільтрувальний елемент забивається пилом, збільшуючи тим самим його опір повітряному потоку, з'являється потрапляння нефільтрованого повітря у під масковий простір через нещільності за смугою обтюрації (рис. 1). Отже, без врахування тільки наведених причин при встановленні кількості пилу в легенях робітників, отримуємо занижені результати, тоді як насправді вони значно більші, що значно погіршує прогнозування виникнення передчасних захворювань.

Для розрахунку пилового навантаження з урахуванням наявності ЗІЗОД необхідно: визначити клас захисту респіратора і розрахувати коефіцієнт проникнення шкідливого аерозолі, як через фільтри так і за смугою обтюрації; з'ясувати величину опір дихання; встановити час експлуатації, режим праці, дисперсний склад пилу, величину температури і вологості повітря.

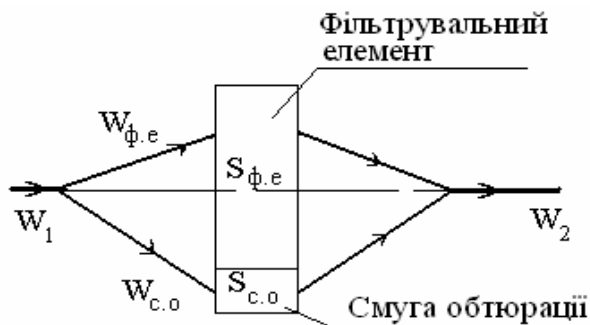


Рис. 1. Спрощена схема потоків аерозолів у респіраторах: $W_{ф.е.}$ – масова витрата шкідливих речовин, що надходять на фільтрувальний елемент респіратора; $W_{с.о.}$ – масова витрата шкідливих речовин, через смугу обтюрації респіратора; $S_{ф.е.}$ – площа фільтрувального елемента; $S_{с.о.}$ – площа смуги обтюрації

Клас захисту респіратора визначається за коефіцієнтом проникнення тест-аерозолі, який залежить від багатьох чинників: характеристик фільтрувального матеріалу, витрати повітря, дисперсного складу пилу, опору дихання ЗІЗОД, кліматичних умов на робочому місці. Цей показник визначається експериментально при сертифікаційних випробуваннях готового виробу, а не

фільтрів окремо (як вказують деякі виробники) за спеціальними тест-аерозолями при нормальних умовах (температура повітря 20 °С, відносної вологості – не більше 75 %) [3].

$$K_n = \frac{W_2}{W_1} 100 \quad (1)$$

де W_1 – масова витрата шкідливих речовин перед ЗІЗОД; W_2 – масова витрата шкідливих речовин за ЗІЗОД.

Відповідно до ДСТУ149:2003, ДСТУ143:2002 для кожного класу захисту встановлені наступні коефіцієнти проникнення: через фільтрувальну півмаску: FFP1 – 22%; FFP2 – 8%; FFP3 – 2%); через змінні фільтрувальні елементи ізолювальних півмасок: P1 – низька ефективність – 20%; P2 – середня ефективність – 6%; P3 – висока ефективність – 0,05%; через смугу обтюрації ізолювальних півмасок – коефіцієнт підсмоктування повинен не перевищувати 2 %.

Тобто, враховуючи тільки клас захисту ЗІЗОД бачимо, що при розрахунку пилового навантаження необхідно вводити три коефіцієнта для урахування наявності ЗІЗОД: для FFP1 – 0,22; FFP2 – 0,08; FFP3 – 0,02.

Однак, в результаті експериментальних досліджень було встановлено, що коефіцієнт проникнення респіратору у процесі запилення змінюється та залежить від багатьох чинників. Наприклад, для респіратору РПА-ТД було експериментально встановлено величину приросту коефіцієнта проникнення після запилення за деякий проміжок часу (рис. 2).

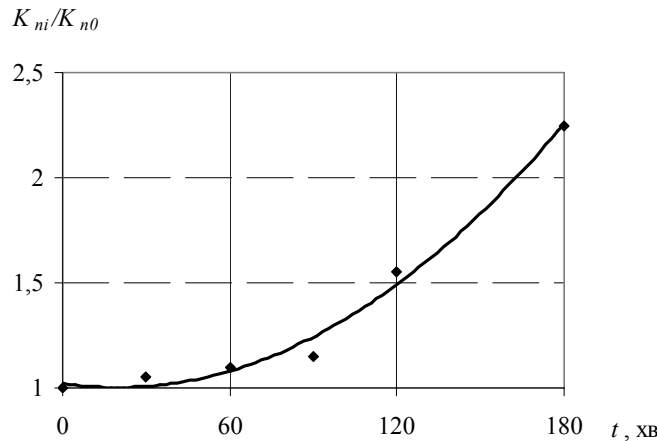


Рис. 2. Залежність відносного коефіцієнта проникнення респіратору РПА-ТД від часу запилення:

Отже, якщо працівник працює у респіраторі РПА-ТД більше трьох годин на добу, то для розрахунку пилового навантаження коефіцієнт, що враховує наявність респіратору складе – 0,17.

В результаті дослідження залежності захисної ефективності респіраторів від якості їх фільтрів був отриманий вираз для визначення коефіцієнта проникнення респіратору виходячи з величин: витрати повітря через ЗІЗОД (Q_1), перепаду тиску (Δp), опору фільтра ($R_{\phi.e}$), значення коефіцієнта фільтрувальної дії:

$$K_n^p = 10^{-\alpha(R_{\phi.e} \cdot S)} + 1 - 0,8 \frac{\rho d^2}{18\eta} \sqrt{\frac{4\pi v^3}{Q_1 - \Delta p / R_{\phi.e}}}, \quad (2)$$

де α – коефіцієнт фільтрувальної дії м/Па·с; S – площа фільтра, м²; Δp – перепад тиску на респіраторі, Па; $R_{\phi.e}$ – опір повітряному потоковому фільтру, Н·с/м⁵; Q_1 – витрата повітря через респіратор; ρ – щільність частинок аерозолі, кг/м³; η – кінематична в'язкість повітря, м²/с; v – швидкість частинки аерозолі, м/с.

Зростання опору фільтрувального елемента збільшує ймовірність проникнення нефільтрованого повітря через респіратор. Це зумовлено, перерозподілом повітряних потоків і збільшенням підсмоктування забрудненого повітря крізь нещільності смуги обтюраторії (рис. 3).

З формули бачимо, що безпосередньо на ефективність фільтрації впливає величина витрати повітря, яка залежить від важкості виконуваних робіт. Збільшення швидкості фільтрації призводить до зростання перепаду тиску на респіраторі [3]. Оскільки з підвищенням швидкості фільтрації зменшується ймовірність захоплення частинки аерозолі волокном, що збільшує величину коефіцієнта проникнення респіратора (рис. 4).

Таким чином, для респіратора РПА-ТД з елефлена при виконанні важких робіт, які характеризуються витратою повітря 120 л/хв опір дихання фільтра з елефлена складе близько 4000 кг с/м⁵, тоді коефіцієнт, що враховує наявність респіратора складе – 0,1.

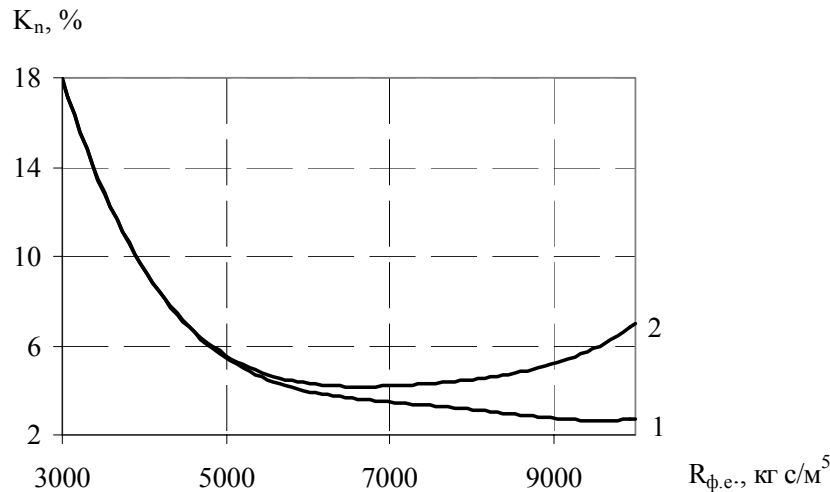


Рис. 3. Залежність коефіцієнта проникнення від опору повітряному потоку фільтра (1) і респіратора з фільтрами (2)

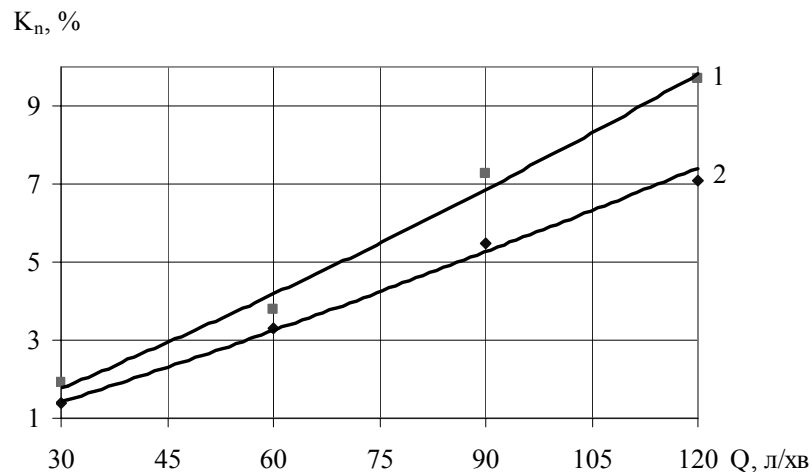


Рис. 4. Залежність коефіцієнта проникнення респіратора РПА-ТД (1) в цілому і його фільтрів з елефлена (2) окремо від витрати повітря

Особливу увагу потрібно звернути на зміну параметрів ЗІЗОД під впливом кліматичних умов, оскільки в гірничих виробках вони значно відрізняються від нормальних (за якими проводять лабораторні дослідження із встановлення основних показників протипилових респіраторів). Експериментальні дослідження показали, що збільшення температури і вологості повітря

призводить до значного зростання перепаду тиску на респіраторах, залежно від типу фільтрувального матеріалу (рис. 5, 6) [3].

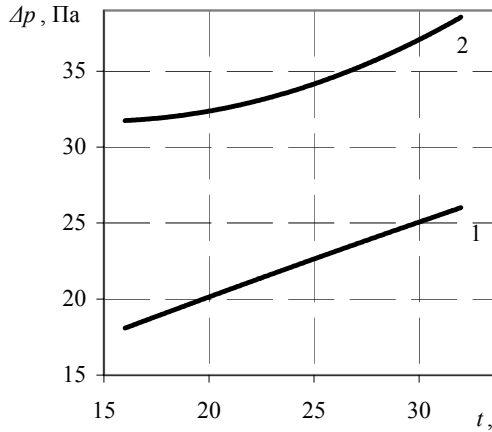


Рис. 5. Криві залежності перепаду тиску на респіраторі від температури повітря для фільтрів:
1 – елефлен; 2 – ФПП 15 – 1,5

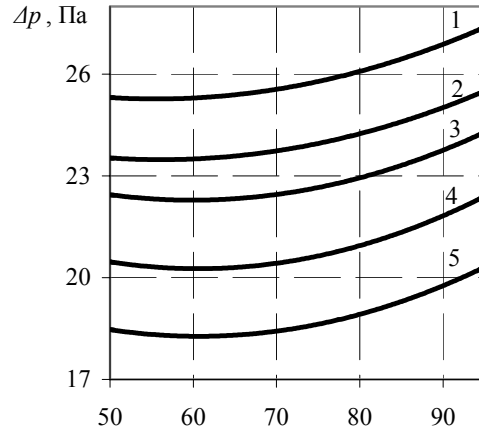


Рис. 6. Криві залежності перепаду тиску на респіаторах від вологості повітря, фільтрів із елефлена при різній температурі повітря, °С: 1 – 30; 2 – 26; 3 – 24; 4 – 20; 5 – 16

Додатковий приріст перепаду тиску на ЗІЗОД можна оцінити за формулою

$$\Delta p = k_1 k_2 R_1 Q_1, \quad (3)$$

де k_1 – додатковий перепад тиску викликаний збільшенням температури; k_2 – додатковий перепад тиску викликаний збільшенням відносної вологості повітря.

Збільшення температури призводить до зростання коефіцієнта проникнення респіратора (рис. 7). Пояснити це можна тим, що під дією температури аерозольні частинки починають швидше рухатися, погіршуючи дію основного механізму їх уловлювання – електростатичного [4].

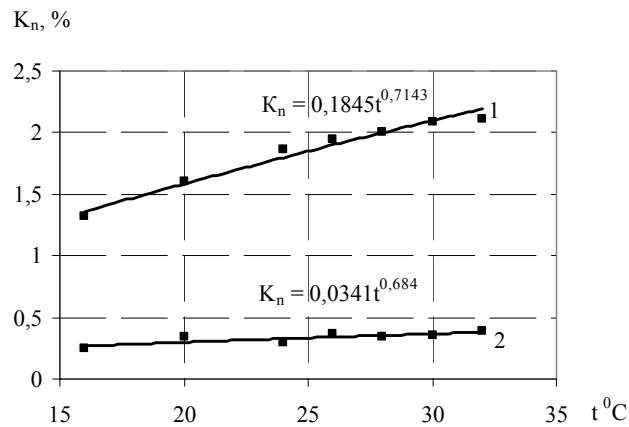


Рис. 7. Криві залежності коефіцієнта проникнення від температури: фільтрів із елефлену (1) і фільтрів із ФПП 15-1,5 (2)

Отже, для розрахунку кількості пилу, яка потрапила в легені працюючих з урахуванням наявності ЗІЗОД необхідно визначити марку респіратора, який використовується та його характе-

ристики (захисту ефективність використаних в ньому фільтрів, початковий перепад тиску на як на респіраторі і окремо, якщо можливо на фільтрі); тривалість робочої зміни;

вибрати професію (або задати об'єм легеневої вентиляції та середньозмінну концентрацію пилю в робочій зоні); температуру і вологість повітря в робочій зоні де передбачається експлуатація респіратора.

Для оцінки пилового навантаження з урахуванням вище наведених даних було розроблено програму, яка дозволяє обрахувати значення пилового навантаження після введення необхідних вихідних даних (рис. 8) [5].

Пилове навантаження

Данні

Шахта Технологія ведення робіт Професія

Тип респіратора Марка Фільтр

Т - тривалість зміни, хв. 0

N - кількість відпрацьованих змін 0

Середній об'єм легеневої вентиляції (м3/хв) 0

Середня концентрація пилю (мг/м3) 0

Температура 20

Вологість 50

Результати розрахунків

Пилове навантаження П = 0

Розрахунок

Рис. 8. Загальний вигляд вікна програми для розрахунку пилового навантаження з урахуванням респіратора і виду виконуваних робіт

Таким чином, запропонована програма швидко оцінить пилове навантаження з урахуванням роботи респіратора його характеристик та виду робіт, що дозволяє точніше з прогнозувати кількість накопиченого пилю і можливість розвитку захворювання органів дихання у працівників, які використовують проти пилові респіратори.

Список літератури

1. Пылевая обстановка и заболеваемость пневмокониозом на шахтах Украины / Э.Н. Медведев, О.И. Кашуба, Б.М. Кривохижа, С.А. Крутенко. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 2005. – 205 с.
2. Інструкція з виміру концентрації пилю на шахтах та обліку пилових навантажень // Зб. інстр. до Правил безпеки у вугільних шахтах. Затв. наказом Мінпаливенерго України від 18.11.02 за № 662. – К., 2003. – С. 151 – 161.
3. Голінко В.І., Чеберячко С.І., Чеберячко Ю.І. Застосування респіраторів на вугільних і гірничорудних підприємствах: Монографія. Д.: Національний гірничий університет, 2008. – 99 с.
4. Лепесток (Легкие респираторы) / И.В. Петрянов, В.С. Кощеев, П.И. Бас-манов и др. – М.: Наука, 1984. – 216 с.
5. Голінко В.І. Розробка програми розрахунку пилового навантаження гірників з урахуванням типу фільтрувального респіратора / В.І. Голінко, Ю.І. Чеберячко // Вісник Криворізького технічного університету, збірник наукових праць. – 2009. – № 23. – С. 226-229.

РОЗРОБКА СПОСОБУ ПРОВІТРЮВАННЯ Й ВІДВОДУ МЕТАНУ З ВИРОБКИ, ЩО ПОГАШАЄТЬСЯ НА ВІЙМКОВІЙ ДІЛЬНИЦІ ВУГІЛЬНОЇ ШАХТИ

В.І. Голінько, М.В. Шибка, М.Ю. Іконніков, Т.О. Артюшенко, Національний гірничий університет, Україна

Розроблено спосіб провітрювання та відводу метану з вентиляційної виробки виїмкової дільниці вугільної шахти з можливістю оперативного контролю і керування станом шахтної атмосфери з урахуванням динаміки перехідних газодинамічних процесів.

Збільшення глибини видобутку вугілля істотно ускладнює гірничо-геологічні умови, у результаті чого збільшується ймовірність вибухів газу й пилу, що й визначає значну аварійність гірничих робіт, високий рівень травматизму і профзахворювань у вуглевидобувній галузі, істотно знижує економічні показники роботи вугільних шахт у цілому.

Основна причина вибухів пилегазових сумішей - це нагромадження неприпустимих концентрацій газу метану або вугільного пилу. Крім аварій на вугільних шахтах часто виникають аварійні ситуації, які за певних умов можуть перерости в аварії з важкими наслідками. Основна частина їх пов'язана із загазуванням гірничих виробок і виникненням небезпеки вибуху метаноповітряної суміші.

Одним з небезпечних місць, з точки зору виникнення вибухонебезпечної концентрації метаноповітряної суміші, є тупикова частина вентиляційного штреку виїмкової дільниці, що погашається при стовповій системі розробки вугільного шару.

Пошук шляхів подолання виникнення вибухонебезпечних ситуацій та „газового бар'єра“ вимагає розробки нових способів підвищення ефективності вентиляції, одним із яких є створення систем оперативного керування провітрюванням шахт.

На даний час відомі способи провітрювання виробок за рахунок загальношахтної депресії [1,2] шляхом зведення у виробках, які підводять повітря, вентиляційних перемичок з пропущеними через них твердими вентиляційними трубопроводами. Недоліком цих способів є те, що кількість повітря, що надходить у виробку за рахунок загальношахтної депресії, залежить від розташування цієї виробки в шахтній вентиляційній мережі. При застосуванні цих способів не передбачені заходи, які забезпечують регулювання витрати повітря, що виключає можливість оперативного керування газовою обстановкою в виробці, що провітрюється за рахунок загальношахтної депресії. Нормативним документом Міністерства вугільної промисловості України [3] затверджений до застосування спосіб відводу метану з виробленого простору та тупикової частини вентиляційного штреку, що погашається, по короткому трубопроводу за рахунок загальношахтної депресії, що включає подачу повітря на ділянку, відвід метану по комбінованому повітроводу, контроль концентрації метану в зоні погашення і на виході із системи, розведення метану в системі та відвід за межі робочої зони виїмкової дільниці.

Однак, зазначеному способу притаманні наступні недоліки: низька безпека при його реалізації через те, що за глухою перемичкою, що відокремлює частину вентиляційного штреку, що погашається, при раптових, інтенсивних змінах концентрації метану, обумовлених спонтанним впливом гірничотехнічних факторів у межах виїмкової дільниці і дуже обмеженою можливістю керування повітряними потоками для розведення метану, можливо підвищення його концентрації до вибухонебезпечних величин. Крім того реалізація способу вимагає значних матеріальних і трудових витрат по монтажу і демонтажу металевого трубопроводу, розділової перемички та перемичок з вентиляційними вікнами і дверми при низькому коефіцієнті повторного використання матеріалів.

З урахуванням викладеного, авторами поставлена задача удосконалення способу провітрювання і відводу метану з виробки, що погашається, у якому шляхом включення інших технологічних операцій, параметрів контролю і принципів керування станом шахтної атмосфери, досягається можливість оперативного контролю і керування станом шахтної атмосфери у

виробках виїмкової дільниці з урахуванням динаміки перехідних газодинамічних процесів, при спонтанних впливах гірничотехнічних факторів, зміни стану аеродинамічних параметрів системи гірничих виробок дільниці і за рахунок цього підвищення безпеки ведення гірничих робіт, поліпшення умов праці гірників при зниженні витрат на провітрювання.

Завдання вирішується тим, що попередньо визначаються й задаються границі припустимих значень концентрації метану, витрати повітря у виробках дільниці з урахуванням динаміки перехідних газодинамічних процесів, контролюються поточні значення аерогазодинамічних параметрів, зіставляються із заданими величинами й за результатами порівняння здійснюється розподіл повітря по виробках дільниці.

Реалізація способу забезпечується шляхом використання армованого спіраллю гнучкого трубопроводу, змішувача для розбавлення метану, двох регуляторів парашутного типу для розподілу повітря по виробках виїмкової дільниці розташованих у вентиляційному штреку, один з яких використовується як роздільний, а другий, як робочий, встановлено у місці розташування змішувача та обладнано обмежником ходу тягового каната.

На рис. 1 показаний спосіб провітрювання та відводу метану з виробки, що погашається, коли обидва регулятори знаходяться в закритому положенні. На рис. 2 представлений варіант, коли роздільний регулятор, встановлений у частині штреку, що погашається, знаходиться в проміжному для регулювання витрати повітря положенні і через нього в тупикову частину виробки надходить повітря, а регулятор робочої зони, розміщений у місці установки змішувача – закритий. На рис. 3 приведений варіант реалізації способу, коли регулятор робочої зони, розміщений у місці установки змішувача, знаходиться у відкритому положенні для проходу повітря, а роздільний регулятор, встановлений у виробці, що погашається – закритий. На рис. 4 зображений випадок, коли обидва регулятори знаходяться в положеннях регулювання витрати повітря.

Відомо, що при спонтанному прояві природних і гірничотехнічних факторів таких як: швидке зниження атмосферного тиску, викиди та суфлярні виділення метану з пласта, що відпрацьовується, надходження метану з порід, що його вміщують і пластів супутників, зміна режимів роботи головних вентиляторних установок, різке зменшення аеродинамічного опору вентиляційних споруджень (перемичок, дверей, шлюзів і т.д.), збільшення продуктивності комбайна в лаві, обвалення породи у виробленому просторі та ін., на виїмковій дільниці неминуче виникають перехідні газодинамічні процеси, що супроводжуються появою „сплесків“ концентрацій метану в дільничних виробках. У результаті прояву цих процесів в повітряних потоках гірничих виробок утворюються зони з підвищеним вмістом метану в яких його концентрація найчастіше перевищує допустимі величини. Зважаючи на те, що прояви природних і окремих технічних факторів практично не передбачувані, то уникнути небажаних наслідків загазування виробок практично неможливо. Запропонований спосіб провітрювання та відводу метану передбачає попереднє визначення меж допустимих значень концентрацій метану і співвідношення їх з витратами повітря у виробках та з урахуванням характерних для цієї виїмкової дільниці параметрів, що визначають газодинамічну ситуацію, задають межі допустимих значень концентрацій метану і витрат (швидкостей) повітря у виробках цієї дільниці.

Здійснюється спосіб управління вентиляцією виробок видобувної дільниці вугільної шахти таким чином (рис. 1).

Попередньо задаються верхні границі припустимих значень концентрації метану в зоні вентиляційного штреку, що гаситься, у повітряному потоці на виході з лави й у потоці, що виходить зі змішувача, а також швидкість повітряного потоку у вентиляційному штреку. У процесі керування провітрюванням порівнюються поточні значення контрольованих показників із заданими й за результатами порівняння концентрацій метану, витрати повітря, здійснюється розподіл повітряних потоків по виробках дільниці з урахуванням поточних значень аерогазодинамічних параметрів, до моменту досягнення цими параметрами заданих величин.

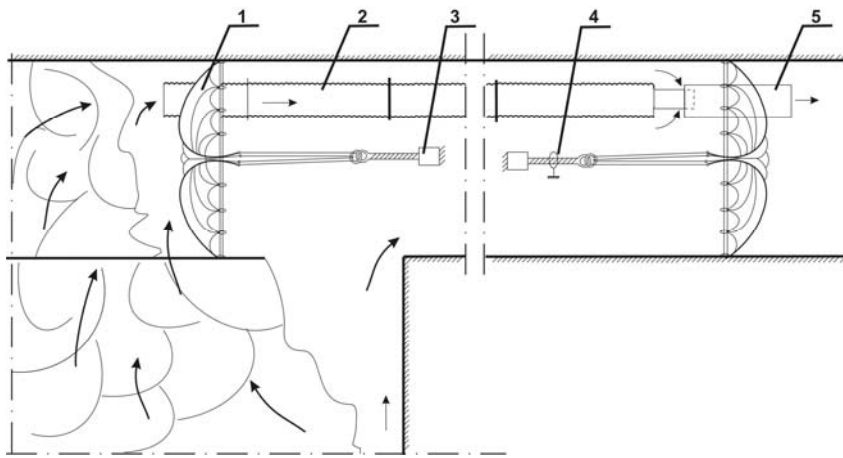


Рис.1. Схема провітрювання при закритих регуляторах

Ефективність провітрювання тупикової частини вентиляційного штреку досягається шляхом відводу метану по повітроводу 2, розрідження в змішувачі 5 і видалення за межі робочої частини вентиляційного штреку за рахунок загальношахтної депресії.

Для реалізації способу у вентиляційному штреку прокладають армований спіраллю вентиляційний повітровід, що складається з окремих секцій таким чином, щоб один його кінець знаходився безпосередньо в завальній частині вентиляційного штреку, а до іншого кінця, розміщеного в робочій частині вентиляційного штреку, приєднують змішувач. На ділянці вентиляційного штреку, між тупиком і місцем сполучення штреку з очисним вибоєм, встановлюють розділовий регулятор витрати повітря парашутного типу, виконавчий орган якого є повітронепроникним з еластичного матеріалу у вигляді бічної поверхні циліндра. Один край полотна виконавчого органа регулятора закріплений по периметру гірничої виробки, вільний край полотна обладнано петлями, до яких пристосовують стропа керування. Вільні кінці строп керування через роз'ємний сполучний пристрій приєднують до тягового каната привода 4, встановленого в робочій частині вентиляційного штреку. За допомогою привода та тягового каната натягуються стропа керування, при цьому вільний край полотна виконавчого органа регулятора загортається усередину до центра поперечного перерізу гірничої виробки. Таким чином здійснюється регулювання поперечного перетину отвору в куполі регулюючого органу, тим самим змінюється пропускна спроможність регулятора.

У місці розташування змішувача встановлюється виконавчий орган другого регулятора. При закритих положеннях виконавчих органів регуляторів частина повітря направляєється через вироблений простір у тупикову частину штреку, де розбавляється метан, який надходить з виробленого простору очисного вибою та погашеної частини штреку і по секціях повітроводу, через змішувач, видаляють у вентиляційний штрек за регулятор. Повітря, що виходить з лави, подається для провітрювання робочої частини вентиляційного штреку, провітрює його і через змішувач видаляється за регулятор робочої зони.

При збільшенні дебіту метану з погашеної частини вентиляційного штреку у тупикову частину (рис. 2) і утворенні там його підвищених концентрацій, тяговий канат розділового регулятора відпускають, при цьому збільшується пропускна спроможність регулятора і повітряний потік з лави надходить у тупикову частину штреку для поліпшення провітрювання і розведення метану до безпечних концентрацій. З тупикової частини штреку метаноповітряну суміш по трубопроводу подають у змішувач, де її додатково розбавляють та відводять за регулятор робочої зони у вентиляційний штрек. Частина повітряного потоку, що виходить з лави, використовується для провітрювання робочої частини штреку і додаткового розбавлення метану, що виводиться по повітроводу потоком у змішувач, а потім видаляється у вентиляційний штрек за межі його робочої зони, обмеженої регулятором. Під час відкриття регулятора контролюється концентрація метану в тупиковій частині штреку, причому швид-

кість подачі каната вибирається такою, щоб при прояві газодинамічних явищ концентрація метану не перевищувала заданих граничних значень.

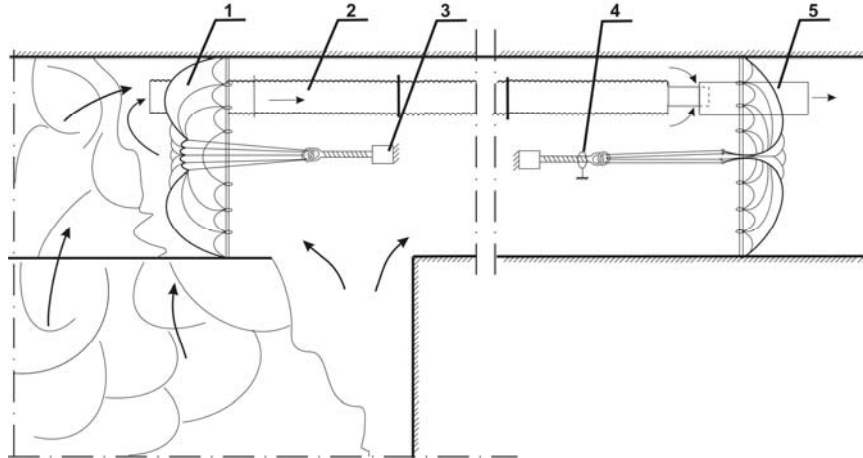


Рис. 2 Схема провітрювання при проміжному положенні розділового регулятора.

При незадовільному провітрюванні робочої частини вентиляційного штреку, обмеженої регуляторами (рис.3), розділовий регулятор за допомогою привода переводять у закриті положення, а регулятор робочої зони відкривається. У цьому випадку, потік повітря, що надходить по лаві, направляється на провітрювання тупикової частини та робочої зони вентиляційного штреку.

Положення обмежника ходу 4 тягового каната привода вибирають таким чином, щоб при стабільному виділенні метану і проміжному (відкритому) положенні виконавчого органа регулятора забезпечувалося ефективно провітрювання лави та вентиляційного штреку.

Переведення розділового регулятора у закриті положення здійснюють одночасно з відкриттям регулятора робочої зони таким чином, щоб загальна кількість повітря, що подається на виїмкову дільницю, залишалася незмінною.

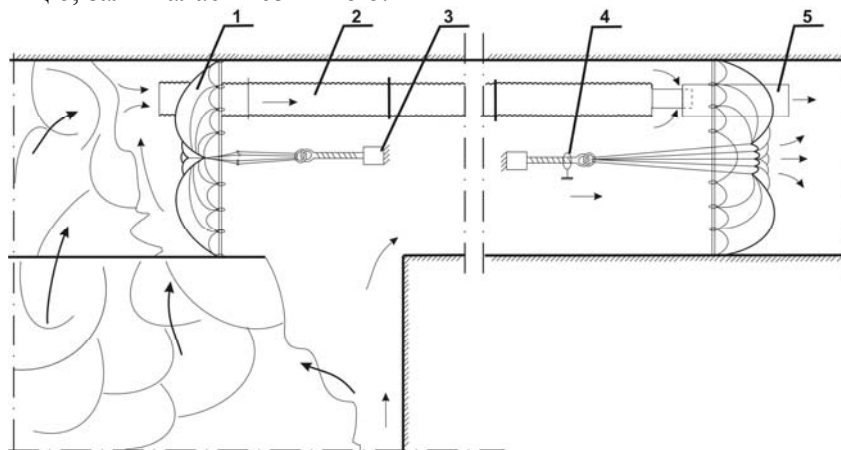


Рис. 3 Схема провітрювання при закритому положенні розділового регулятора та відкритому положенні регулятора робочої зони.

При цьому контролюють концентрації метану як у тупиковій частині штреку, так і в робочій його частині, а швидкість регулювання перерозподілу повітряних потоків вибирають так, щоб контрольовані концентрації метану в процесі регулювання не перевищували граничних допустимих значень. Процес регулювання продовжують доти, доки концентрації метану не досягнуть заданих величин.

Прояви різних природних і технологічних факторів можуть призвести до спонтанного збільшення виділення метану в гірничі виробки виїмкової дільниці. Зниження концентрацій метану до безпечних величин забезпечується шляхом збільшення подачі повітря на виїмкову

дільницю. Для цього за допомогою привода роздільного регулятора і привода регулятора робочої зони відпускають тягові канати (рис.4).

Регулятори відкриваються, а кількість повітря, що проходить по лаві – збільшується. Відповідно, збільшується кількість повітря, що проходить через роздільний регулятор для провітрювання тупикової частини вентиляційного штреку, та через регулятор для провітрювання робочої частини штреку. Одночасно при збільшенні кількості повітря, що проходить через регулятори, зменшуються витоки повітря через вироблений простір лави в тупикову частину вентиляційного штреку. Відповідно зменшується кількість повітря, що проходить через вироблений простір, а це, в свою чергу, призводить до зміни концентрації метану в тупиковій частині вентиляційного штреку. Загальне збільшення кількості повітря, що подається на виїмкову ділянку, запобігає виникненню вибухонебезпечних концентрацій метану у його виробках.

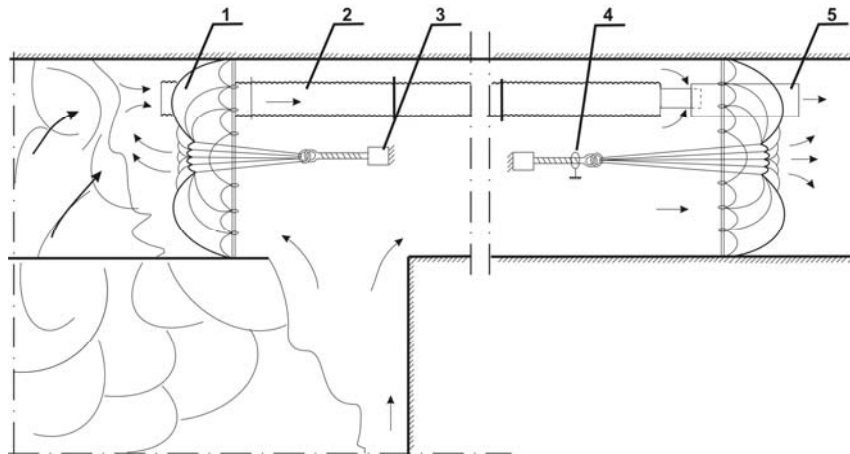


Рис. 4 Схема провітрювання при роботі регуляторів в режимі регулювання витрати повітря.

При виїмці вугілля очисний вибій і вільний простір лави переміщуються в напрямку руху вихідного потоку повітря до регулятора робочої зони. Слідом за лавою гаситься і вентиляційний штрек, а тупикова його частина наближається до роздільного регулятора. Застосування гнучкого, армованого спіраллю повітроводу, що складається з окремих секцій, дозволяє без демонтажу останніх зменшувати загальну довжину повітроводу за віссю в 12 разів. Після погашення штреку на довжину, що дорівнює довжині однієї або більше секцій, з урахуванням довжини непогашеної тупикової частини штреку, роблять перемонтаж розділового регулятора ближче до сполучення штреку з лавою. У цьому випадку одну або більше секцій повітроводу демонтують, а ті, що залишилися, розтягують на довжину, при якій забезпечується видалення метану безпосередньо з завальної частини штреку, за межі його робочої зони, обмеженої регуляторами. Періодичне переміщення розділового регулятора і скорочення повітроводу проводиться доти, доки довжина робочої частини штреку залишається достатньою для виконання необхідних технологічних операцій з видобутку вугілля. При досягненні моменту, коли довжина робочої частини штреку стає недостатньою для ефективного ведення очисних робіт, роблять демонтаж змішувача і регулятора робочої зони, нарощують повітровід на максимальну його довжину, з'єднують зі змішувачем і в цьому місці монтують регулятор робочої зони. В міру погашення штреку операції по виконанню демонтажних і монтажних робіт повторюються.

Застосування роздільного регулятора витрати повітря парашутного типу замість роздільної перемички зменшує трудомісткість монтажних і демонтажних робіт, витрату матеріалів, забезпечує регулювання витрати повітря, що направляється для провітрювання тупикової частини вентиляційного штреку, що погашається, і підтримку заданих концентрацій метану в обмеженому регулятором просторі штреку.

Введення гнучкого вентиляційного повітропроводу, армованого спіраллю, завдяки можливості його секцій змінювати довжину в 12 разів, дозволяє: зменшити транспортні витрати, трудомісткість монтажних і демонтажних робіт; підвищити герметичність трубопроводу на криволінійних ділянках і безпеку від накопичування статичної електрики у повітропроводі; збільшити термін служби повітропроводу, який має підвищену стійкість до впливу агресивних середовищ.

Застосування регулятора парашутного типу замість двох перемичок з вентиляційними вікнами дозволяє зменшити витрати на монтажні і демонтажні роботи, витрати на матеріали, розширити діапазон регулювання витрати повітря на ділянці штреку, що знаходиться в експлуатації, та у виробках виїмкової дільниці.

Обладнання регулятора обмежником ходу тягового каната дає можливість установлювати виконавчий орган регулятора в граничне положення, завдяки якому при плановому видобутку вугілля забезпечується задана витрата повітря в робочій частині штреку, що знаходиться в експлуатації, а концентрація метану не перевищує гранично допустимих величин.

Застосування запропонованого способу провітрювання та відводу метану з частини вентиляційного штреку, що погашається, при стовповій системі розробки завдяки використанню при його реалізації двох парашутних регуляторів витрати повітря, гнучкого армованого спіраллю вентиляційного трубопроводу дозволить: зменшити витрати на провітрювання виїмкової дільниці; знизити вартість провітрювання, трудомісткість робіт та зменшити витрати необхідних для реалізації способу матеріалів; підвищити ефективність і оперативність керування вентиляційними потоками у виробках видобувної дільниці; забезпечити надійність вентиляції та безпечні умови праці гірників.

Список літератури

1. Аэрология горных предприятий. [Текст]: Учебник для вузов / К.З. Ушаков, А.С. Бурчков, Л.А. Пучков, И.И. Медведев; 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. –421с.
2. Дядюра О.И. Оценка газовой опасности в очисных забоях и способы проветривания [Текст] / О.И. Дядюра // Уголь Украины.-2001. - №5 – С. 38-39
3. КД 12.01.201-98. Техногические схеми разработки пологих пластов на шахтах Украины. Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности Украины [Текст]. –1998. - С.172.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОГНОЗА МЕТАНООБИЛЬНОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ

*В.П. Денисенко, Г.Л. Пигида, Донбасский государственный технический университет,
Украина*

На основе анализа фактических данных установлено влияние факторов разработки на метанообильность горных выработок. Предложена модель, адекватно описывающая процесс метановыделения при изменении основных факторов разработки пласта. Скорректирован горно-статистический метод прогноза метанообильности горных выработок добычного участка.

Точный и надежный прогноз метанообильности горных выработок является первоосновой для разработки эффективных и рациональных мероприятий по управлению метановыделением на добычных участках. Проблема прогноза метанообильности отличается сложностью на всем протяжении развития угольной промышленности.

Горно-статистический метод прогноза метанообильности горных выработок является основным при расчете метанообильности в действующих шахтах [1]. Прогноз ожидаемой метанообильности осуществляется посредством корректировки фактической метанообильности лавы-аналога с учетом изменения основных технологических факторов проектируемой лавы (добычи угля, длины лавы, системы разработки) и природной метаноносности угольных пластов. Влияние остальных факторов при этом не учитывается. В реальных условиях разработки литологический состав пород и тектоническая нарушенность могут изменяться в пределах выемочных полей как лавы-аналога, так и проектируемой лавы. Результаты исследований [2,3,4] показывают значительное влияние этих факторов на уровень метанообильности горных выработок. Принятая, в указанном методе прогноза, степенная зависимость ожидаемой метанообильности от добычи угля и длины лавы не отвечает физической сути процесса метановыделения в выработки [1,5]. В работах [6,7] по результатам анализа фактической метанообильности при разработке пластов с различной степенью метаморфизма отмечено, что изменение длины лавы практически не оказывает влияния на изменение метанообильности. Этими авторами предложена степенная зависимость метанообильности от добычи угля, причем показатель степени численно равен коэффициенту, который учитывает прочностные свойства подрабатываемых пород и изменяется от 1,0 (для антрацитов) до 0,6 (для марок Г, Д) и ниже. Таким образом, статистический метод прогноза требует усовершенствования математической модели прогноза метанообильности с учетом влияния основных параметров лавы и условий разработки.

Цель работы состоит в усовершенствовании математической модели статистического прогноза метанообильности горных выработок с учетом экспериментально установленных зависимостей метанообильности от условий разработки для повышения его точности.

Экспериментальная часть работы проводилась с использованием фактических данных, полученных при отработке шахтопластов: k_5^H на ш. им. Н.П. Баракова, k_2^H на ш. «Самсоновская-Западная» в Краснодонском районе и l_6 на ш. «Белореченская», k_6^E на ш. «Никанор-Новая» в Луганском районе Донбасса. Природная газоносность исследуемых пластов изменялась в пределах 10–25 м³/т с.б.м. Выход летучих веществ 10–38 %. Глубина разработки 400–1100 м. Угольные пласты отрабатывались с применением различных способов подготовки и систем разработки. Длина лавы изменялась 160–320 м. Общий объем обработанной информации составляет 8 лет.

К статистической обработке были приняты среднемесячные данные по выделению метана в выработки добычных участков и дегазационные скважины, а также по объемам добытого угля. Кроме этого были проанализированы экспериментальные данные, полученные в условиях шахт им. газеты «Известия», «Краснолиманская» и ряда шахт Львовско-Волынского и Кузнецкого бассейнов [5,7,8,9].

Расчет ожидаемой (прогнозной) метанообильности для каждого конкретного добычного участка вначале проводился в соответствии с [1] по формуле:

$$I_p = I_{\text{уч.ф.}} \left(\frac{\ell_{\text{оч.р.}}}{\ell_{\text{оч.ф.}}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_p}{A_{\text{ф}}} \right)^{0,6} \cdot k_{\text{с.р.}} \cdot k_{\text{г.р.}}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (1)$$

где $I_{\text{ф}}$ – фактическая метанообильность добычного участка лавы-аналога, $\text{м}^3/\text{мин.}$;

$\ell_{\text{оч.р.}}, \ell_{\text{оч.ф.}}$ – длина проектируемой и лавы-аналога соответственно, м;

$A_p, A_{\text{ф}}$ – нагрузка на проектируемую и лаву-аналог соответственно, т/сут.;

$k_{\text{с.р.}}$ – коэффициент, учитывающий изменение системы разработки;

$k_{\text{г.р.}}$ – коэффициент, учитывающий изменение метаноносности угля с глубиной.

Полученные прогнозные величины сравнивались с фактической (шахтной) метанообильностью и устанавливались абсолютные и относительные отклонения.

Применительно к условиям шахты им. Н.П. Бараркова на первом этапе последовательность расчетов соответствовала хронологическому порядку отработки пласта, при этом в качестве лавы-аналога в том же порядке принимались лавы, которые закончили работу раньше, чем проектируемые лавы. Значение коэффициента $k_{\text{с.р.}} = 1$ принималось таковым ввиду практически равной природной метаноносности пласта в пределах исследуемого участка. Первой в шахтном поле отрабатывала пласт Западная надрабатывающая лава по простиранию с использованием сплошной системы разработки вариант лава-штрек. Эта лава была принята в качестве аналога для 1 Северной лавы, выемочное поле которой подготавливалось к отработке по столбовой системе разработки – длинными столбами по падению. С учетом коэффициента, учитывающего изменение системы разработки, расчетная величина метанообильности оказалась ниже фактически наблюдаемой на 32 %.

Применительно к условиям отработки выемочного поля 3 Северной лавы, которая отрабатывала пласт по столбовой системе разработки ($k_{\text{с.р.}} = 1$). 1 Северная лава была принята в качестве лавы-аналога. Отклонение величины прогнозной метанообильности от фактической в этих условиях составила + 28%. Аналогично рассчитывалась величина прогнозной метанообильности для 5 Северной лавы, где в роли лавы-аналога выступала 3 Северная лава. Отклонение в этом случае составило – 34 %, прогнозная метанообильность превысила фактическую на указанную величину. 2 Северной лавой отработка выемочного поля (с июля 2007 г. по настоящее время) ведется в условиях примыкания поля к ранее отработанному столбу 1 Северной лавы (аналогично с 3 Северной лавой).

Величина прогнозной метанообильности 2 Северной лавы при использовании 1 Северной лавы в качестве аналога с учетом изменения столбовой системы разработки на комбинированную оказалась на 31 % ниже, чем фактическая. Для сравнения, величина прогнозной метанообильности 3 Северной лавы отклонилась на 32 % в ту же сторону. Наибольшее отклонение (+50 %) прогнозной метанообильности от фактической получено для условий Восточной надрабатывающей лавы. Пласт в пределах выемочного поля этой лавы отрабатывался по сплошной системе разработки лава-штрек (коренная лава). Лавой-аналогом являлась Западная надрабатывающая лава с аналогичной системой разработки. Отличительной особенностью геологических условий залегания пласта на участке Восточной надрабатывающей лавы является высокая тектоническая нарушенность углевмещающей толщи по сравнению с остальными участками. На всем протяжении выемочного поля была развита довольно крупная флексурная складка, осложненная серией малоамплитудных разрывов взбросового и сбросового характера. Простирание складки совпадало с простиранием пласта, а размер складки в поперечном сечении составлял примерно половину длины лавы (110-120 м). Западной надрабатывающей лавой так же было встречено тектоническое нарушение в виде поперечной антиклинальной складки, осложненной отдельными малоамплитудными (0,2-0,4 м) разрывами. Эта нарушенная зона располагалась на расстоянии от разрезной печи 500-600 м, размер по простиранию 350-400 м. Расчеты прогнозной метанообильности, при работе лавы в ука-

занной нарушенной зоне, показали 47 % отклонение от фактической метанообильности. В первом и втором случаях в качестве лавы-аналога была принята Западная надрабатывающая лава, которая отработывала ненарушенный участок длиной 540 м в течение 20 месяцев 1999-2000 гг.

Анализ полученных данных в условиях отработки пласта k_5^H шахты им. Н.П. Баракова показал следующее. Метановыделение в выработки добычных участков коренных лав вне зависимости от применяемой системы разработки (сплошная или столбовая), при прочих равных условиях, одинаково, за исключением работы лав в нарушенных зонах. В последнем случае метановыделение в 1,5-2,0 раза выше, чем в тектонически спокойных зонах. При работе лав, выемочные поля которых примыкают к выработанному пространству коренной лавы, метановыделение в выработки на 28-38 % выше. При отработке выемочных полей последующих лав метановыделение в выработки добычных участков снижается до уровня, который наблюдался для условий работы коренных лав.

Аналогичные расчеты были проведены для небольших участков выемочных полей, которые образовались за счет более короткого выемочного столба 1 Северной лавы, по сравнению с остальными. Они подтвердили установленные ранее закономерности.

На шахте «Самсоновская-Западная» пласт k_2^H отработывался длинными столбами по простиранию. Первой в западном крыле отработывала пласт 2 Западная лава. Изменение природной метаноносности с глубиной учитывалось соответствующим коэффициентом. Коэффициент системы разработки принимался равным $k_{c.p.} = 1$, так как системы разработки одинаковы. Результаты расчетов показали, что прогнозная метанообильность исследуемых лав, в одних случаях на 15-40 % ниже фактической, в других наблюдается удовлетворительное их совпадение.

На шахте «Белореченская» получена удовлетворительная сходимостъ прогнозных значений метанообильности с фактическими. Исследуемые лавы, за исключением 6 Западной, являлись коренными, система разработки столбовая. Выемочное поле 6 Западной лавы примыкало со стороны вентиляционного горизонта к полю 5 Западной лавы. В этом случае расчет показал, что метановыделение в выработки коренной лавы ниже по сравнению с лавой, выемочное поле которой примыкает к выработанному пространству коренной лавы.

В итоге анализ результатов сопоставления прогнозных величин метанообильности с фактическими в различных условиях разработки пластов показал, что использование коэффициента $k_{c.p.}$ в расчетах прогнознй метанообильности выработок добычных участков не представляется возможным в таком качестве как предлагается в Руководстве. Численное значение этого коэффициента, в соответствии с Руководством, рассчитывается исходя из образования в плоскости разрабатываемого пласта условного пояса газового дренирования, ширина которого определяется степенью метаморфизма угля. Использование $k_{c.p.}$ для учета изменения системы разработки возможно только при расчете ожидаемой метанообильности очистной выработки, метановыделение в которую происходит из разрабатываемого пласта. В газовом балансе добычного участка значительный удельный вес (до 70 %) составляет метановыделение из подрабатываемого массива. Уровень метановыделения из этого источника при прочих равных условиях определяется геомеханическим состоянием массива, нарушенного очистными работами [10]. Влияние условий примыкания проектируемой лавы к ранее отработанному пространству и очередности ее работы на метанообильность выработок добычного участка необходимо учитывать с помощью коэффициента, числовые значения которого должны устанавливаться на основе фактических данных в различных условиях разработки пластов. Подобный коэффициент (k_c) был введен в действующий нормативный документ [11] и с его помощью учитывалось влияние системы разработки на метановыделение из пластов-спутников. При этом допускалось, что в пластах-спутниках, по аналогии с разрабатываемым пластом, образуются условные зоны дренирования. Величина поправочного коэффициента в отличие от аналогичного коэффициента для условий разрабатываемого пласта зависела от наличия возле действующей лавы нетронутого массива кровли или подработанного очист-

ными работами ранее действующих лав. Физический смысл коэффициента заключается в том, что в условиях работы коренной лавы пласты-спутники в подрабатываемом массиве дегазируются как над всей площадью выработанного пространства, так и в нетронутом массиве над поясом газового дренирования шириной $b_{з.д.}$ вокруг выработанного пространства. В итоге метанообильность выработок добычного участка коренной лавы при прочих равных условиях должна быть выше, чем в смежных лавах. В действительности, как показали результаты исследований, метанообильность выработок коренных лав может быть ниже или равной таковой в смежных лавах в зависимости от геологических условий залегания пластов.

Важным вопросом в прогнозировании метановыделения в горные выработки является вид математической модели, принятой для расчета метанообильности с учетом изменяющихся параметров очистного забоя – длины лавы и добычи угля. Необходимое условие при этом – принятая модель должна адекватно описывать процесс метановыделения и быть пригодной для инженерных расчетов.

Результаты исследований, проведенных в разные годы в различных горно-геологических и технологических условиях эксплуатации пластов, и опыт работы высокометанообильных шахт показали, что в реальном времени ведения очистных работ при временной их остановке величина метановыделения не падает до нуля, а сохраняется длительное время на определенном уровне, который определяется конкретными условиями разработки пластов.

Это связано с тем, что углепородный массив, отдающий метан при ведении очистных работ, является инерционной системой, и его реакция на изменение темпа добычи угля проявляется с большим запаздыванием. Каждой скорости подвигания лавы соответствует свой характер движения пород кровли, который не устанавливается сразу, а лишь со сдвигом во времени.

Из формулы (1) следует, что при остановке очистных работ на участке ($A \rightarrow 0$, $v \rightarrow 0$) его метановыделение становится равным нулю, чего в действительности не наблюдается. Разумеется, приведенная формула является обобщением эмпирических данных и применима только в ограниченном интервале изменения добычи, но величина интервала при этом не указывается.

Формула (1) является результатом преобразования общеизвестной формулы, приведенной в [11], используемой для расчета относительной метанообильности проектируемого этажа с учетом изменений горнотехнических условий, а именно, добычи угля и длины лавы.

$$q_p = q_\phi \left(\frac{\ell_{оч.р.}}{\ell_{оч.ф.}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_\phi}{A_p} \right)^{0,4}, \text{ м}^3/\text{т д.} \quad (2)$$

Учитывая, что $q = \frac{I}{A}$ уравнение (2) запишем в следующем виде:

$$\frac{I_p}{A_p} = \frac{I_\phi}{A_\phi} \left(\frac{\ell_{оч.р.}}{\ell_{оч.ф.}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_\phi}{A_p} \right)^{0,4}, \text{ м}^3/\text{т д.} \quad (3)$$

после преобразования получим известную формулу для расчета абсолютной метанообильности при изменении параметров очистного забоя:

$$I_p = I_\phi \left(\frac{\ell_{оч.р.}}{\ell_{оч.ф.}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_p}{A_\phi} \right)^{0,6}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (4)$$

Следовательно, математическая формула зависимости метанообильности выработок от нагрузки на лаву, заложенная в расчетах [1], не логична, не удобна для расчетов и требуется найти равноценную ей формулу со свободным членом, равным величине метановыделения при временно остановленных работах по добыче в лаве.

Приняв, что длина лавы, система разработки и природная метаноносность не изменяются, преобразуем уравнение (1) следующим образом:

$$\frac{I_p}{I_\phi} = \left(\frac{A_p}{A_\phi} \right)^{0.6} \quad (5)$$

Графически эта зависимость представлена на рис. 1, а штриховой линией и в диапазоне относительных изменений добычи угля $0,5 \leq \frac{A_p}{A_\phi} \leq 2$ этот график практически не отличается от прямой линии, описывающейся уравнением:

$$\frac{I_p}{I_\phi} = 0,42 + 0,58 \frac{A_p}{A_\phi} \quad (6)$$

тогда метанообильность участка может быть записана в виде:

$$I_p = I_\phi \left(0,42 + 0,58 \frac{A_p}{A_\phi} \right), \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (7)$$

Линейные зависимости с такими же значениями числовых коэффициентов были получены нами при обработке фактических данных по метанообильности добычных участков и добыче угля в различных районах Донецкого, Львовско-Волынского и Кузнецкого бассейнов (рис. 3,4), при чем коэффициенты корреляции равнялись 0,7-0,8.

Отсюда можно сделать вывод, что зависимость (7) по точности равноценна формуле (1) из [1], но при отсутствии добычи угля метановыделение на добычном участке не равно нулю и линейная зависимость метанообильности от добычи является генеральной и подтверждается по ряду районов бассейнов.

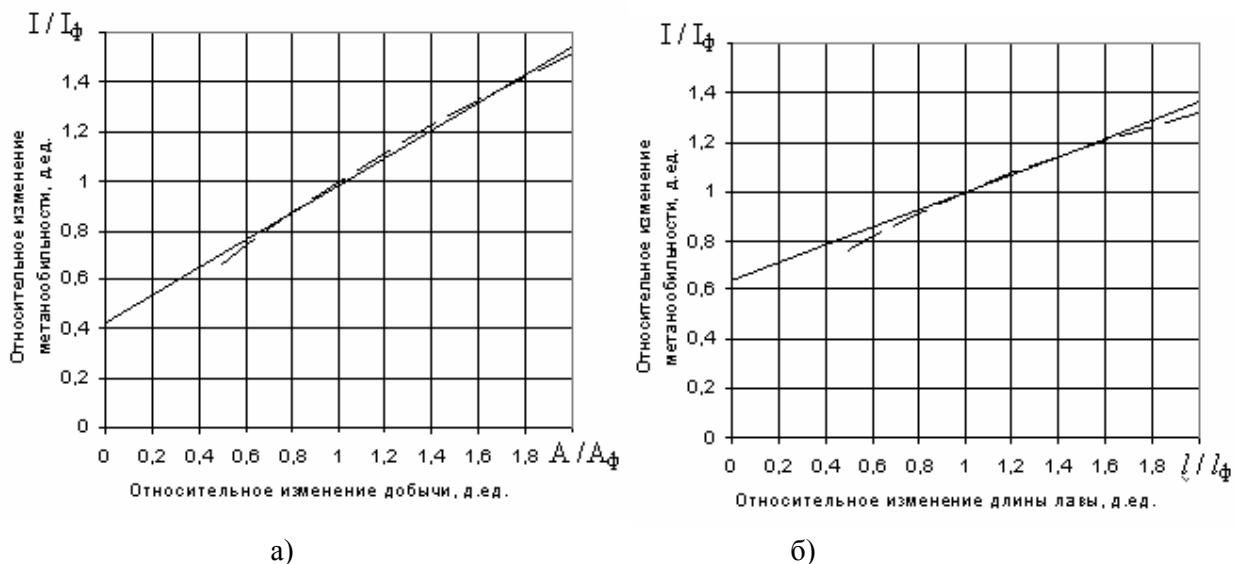
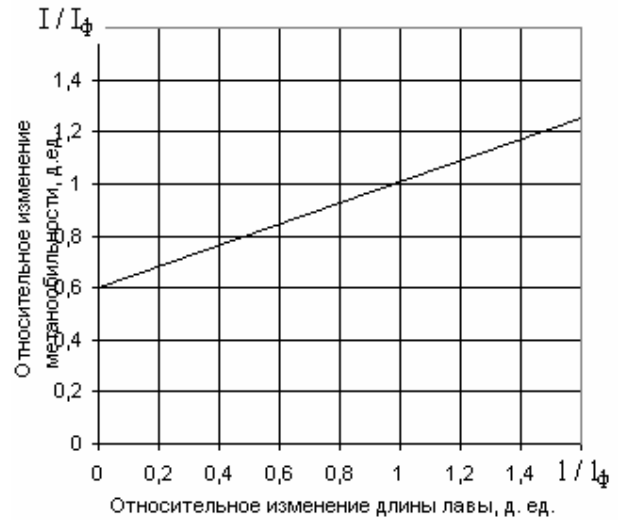
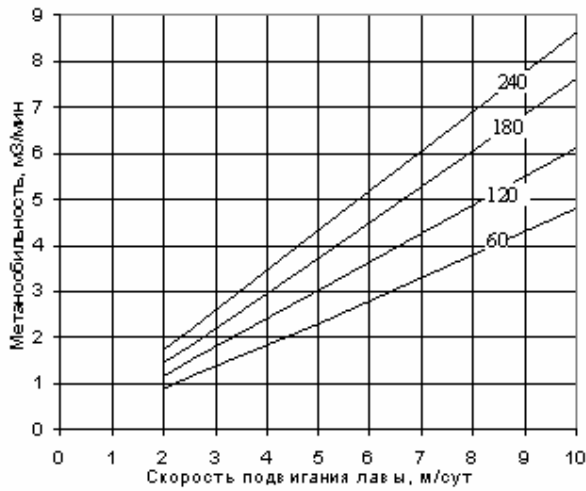


Рисунок 1 – Зависимости метанообильности выработок участка от добычи (а) и длины лавы (б) по формуле «Руководства» и их линеаризация [1]



а)

б)

Рисунок 2 – Зависимость метанообильности выработок участка от скорости подвигания лавы при изменении ее длины (60-240м) (а); и от длины лавы (б), в условиях Кузнецкого бассейна [8]

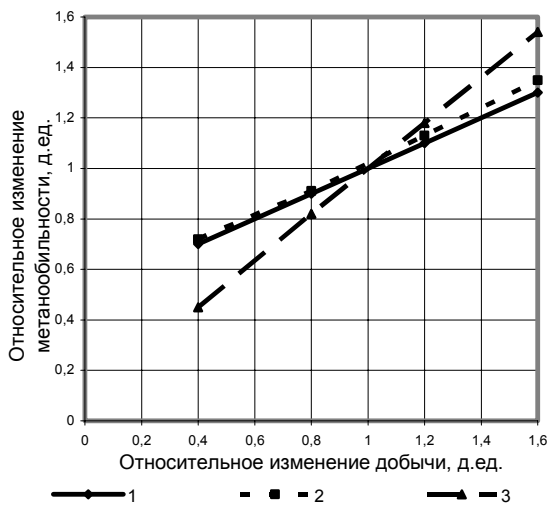


Рисунок 3 – Зависимость метанообильности выработок участка от добычи угля: 1) ш. «Краснолиманская» [5]; 2) ш. им. газеты «Известия» (фактические данные); 3) ш. им. газеты «Известия» [7]; 4) ш. им. Н.П. Баракова; 5) ш. „Самсоновская-Западная”

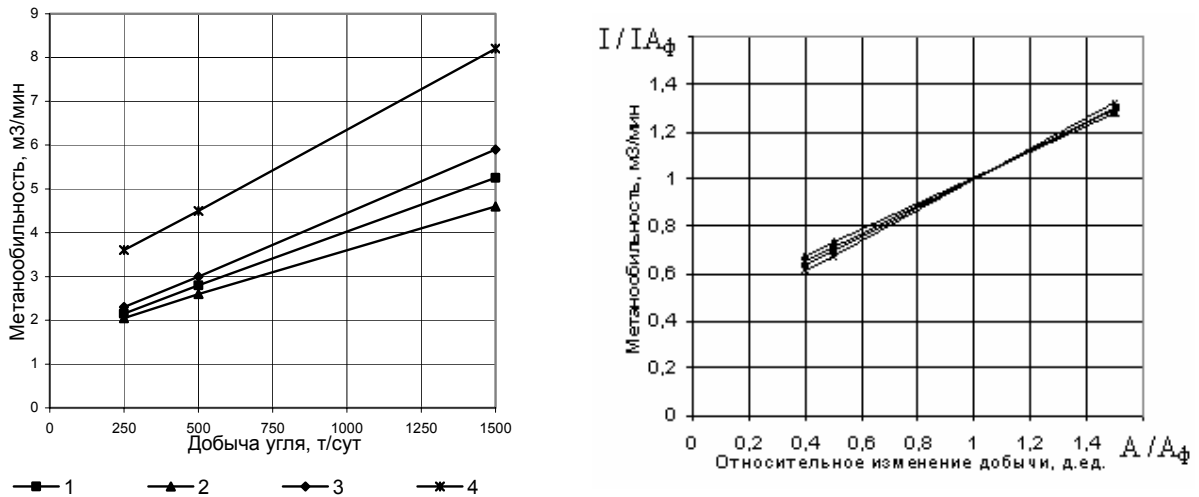


Рисунок 4 – Зависимость метанообильности участков от добычи для некоторых шахтопластов Львовско-Волынского бассейна [9]:

- 1) ш. «Великомостовская» №4 пл. n₈^В;
- 2) ш. «Великомостовская» №4 пл. n₇^Н;
- 3) ш. «Великомостовская» №6 пл. n₇^Н;
- 4) ш. «Великомостовская» №4 пл. n₈^В

Аналогичным образом была линеаризована зависимость относительных изменений метанообильности от относительного изменения длины лавы. Была получена зависимость вида (см. рис. 1,б):

$$I_p = I_\phi \left(0,61 + 0,39 \frac{\ell_{оч.р}}{\ell_{оч.ф}} \right), \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (8)$$

Для подтверждения полученных результатов нами были использованы данные аналитических расчетов, приведенные в работе [8] для условий Кузнецкого бассейна, полученная зависимость имеет такой же вид (рис. 2).

Формула для расчета прогнозной метанообильности с учетом изменений длины лавы и нагрузки имеет следующий вид:

$$I_p = I_\phi \left(0,42 + 0,58 \frac{A_p}{A_\phi} \right) \left(0,61 + 0,39 \frac{\ell_{оч.р}}{\ell_{оч.ф}} \right), \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (9)$$

Метанообильность выработок добычных участков при отработке пласта в пределах тектонически нарушенных зон повышается в 1,2-2,0 раза по сравнению с ненарушенными участками. Степень превышения метанообильности добычных участков в зонах нарушений, в основном, зависит от типа тектонического нарушения, интенсивности развития нарушений и размеров нарушенных участков. При прогнозе ожидаемой метанообильности для учета влияния нарушенности на метанообильность выемочного участка в расчетную формулу (9) необходимо вводить коэффициент нарушенности (k_n), числовые значения которого должны устанавливаться в каждом конкретном случае в зависимости от условий разработки.

При прогнозе ожидаемой метанообильности добычного участка учет влияния условий отработки выемочных полей (столбов) следует проводить в зависимости от очередности их отработки по отношению к коренной лаве с учетом литологического состава пород массива кровли и степени метаморфизма. Для этого в формулу (9) предлагается ввести коэффициент, который учитывает очередность отработки выемочных полей по отношению к коренной лаве (k_c^I). Влияние литологического состава пород предлагается учитывать коэффициентом (k_l).

Таким образом, предлагается математическая модель прогноза метанообильности очистного забоя и выемочного участка с учетом изменяющихся условий отработки пластов.

Ожидаемое метановыделение в очистной выработке определяется:

$$I_{оч} = I_{оч.ф} \left(0,62 + 0,38 \frac{I_{оч.р.}}{I_{оч.ф.}} \right) \cdot \left(0,42 + 0,58 \frac{A_p}{A_ф} \right) k_{с.р.} k_{з.р.}, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (10)$$

на выемочном участке:

$$I_{уч} = I_{оч.ф} \left(0,62 + 0,38 \frac{I_{оч.р.}}{I_{оч.ф.}} \right) \cdot \left(0,42 + 0,58 \frac{A_p}{A_ф} \right) k_{с.р.} k_{з.р.} + I_{в.н.} \left(0,62 + 0,38 \frac{I_{оч.р.}}{I_{оч.ф.}} \right) \cdot \left(0,42 + 0,58 \frac{A_p}{A_ф} \right) k_n k_{с.р.}^1 k_a k_{з.р.} \quad (11)$$

где $I_{в.н.}$ – метанообильность выработанного пространства, $\text{м}^3/\text{мин}$. При применении дегазации: выработанного пространства – $I_{в.н.}^1 = I_{в.н.} + I_{з.отв.}$; под- и надрабатываемых толщ различными видами скважинной дегазации – $I_{в.н.}^1 = I_{в.н.} + 0,85I_{под.дег.} + 0,45I_{нов.дег.}$.

Результаты апробации математической модели прогноза метанообильности горных выработок, применительно к условиям работы шахт Краснодонского и Луганского районов Донбасса, показали удовлетворительную сходимость прогнозных величин метанообильности с фактическими (МАРЕ – среднеабсолютная процентная погрешность не более 10%).

Выводы. Предложенная математическая модель прогноза метанообильности очистного забоя и выемочного участка с учетом изменяющихся условий отработки пластов адекватно описывает процесс метановыделения. Тектоническая нарушенность вмещающего массива существенно влияет на уровень метановыделения, что необходимо учитывать при прогнозе метанообильности посредством введения коэффициента, который численно равен превышению метанообильности в нарушенных зонах по сравнению с ненарушенными участками пласта. Система разработки пласта может оказывать заметное влияние только на метанообильность очистной выработки. На метанообильность выемочного участка, где основным источником газовой выработки являются под- и надрабатываемый массивы, решающее влияние оказывает очередность отработки выемочных полей по отношению к коренной лаве, вид газовых коллекторов в кровле, степень метаморфизма пластов. Прогноз метанообильности с учетом полученных закономерностей повышает точность определения величины ожидаемой метанообильности выработок добычного участка проектируемой лавы.

Список литературы

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – С.3-53.
2. Денисенко В.П. Совершенствование методики прогнозирования метанообильности очистных выработок в условиях глубоких горизонтов шахт (на примере Северо-Западного Донбасса) / В.П. Денисенко // Сб. науч. тр. Донб. гор.-мет. ин-та. – Алчевск: ДГМИ, 2001. – Технология, механизация и автоматизация горных работ. – С. 100-115.
3. Кузьмин Д.В., Недвига С.Н. О метанообильности выемочных участков в зонах геологических нарушений // Уголь Украины, 1988, №6. – С. 32-33.
4. Денисенко В.П. О метанообильности очистных выработок в зонах малоамплитудной нарушенности пластов // Сборник научных трудов. – Алчевск: ДГМИ, 1998. – С. 61-64
5. Мирошников С.И. К исследованию влияния интенсивности очистной выемки на метановыделение / С.И. Мирошников, И.Ф. Ярембаш // Разработка месторождений полезных ископаемых: Республиканский межведомственный научно-техн. сборник. – Киев: Техника, 1971. – Вып. 25 – С. 23 – 275.
6. Антощенко Н.И. О точности применяемых методов прогноза газовой выработки при отработке газоносных угольных пластов/ Н.И. Антощенко, С.Л. Сятковский // Сб. науч. трудов МакНИИ. – Макеевка, 2006. – №18. – С. 34-45.
7. Сятковский С.Л. Совершенствование прогноза газовой выработки на выемочных участках антрацитовых шахт: автореф. дис. канд техн.наук: 05.26.01: защищена 15.06.07 / Сятковский Сергей Леонидович; МакНИИ. – Макеевка, 2007. – 20 с
8. Тарасов Б.Г., Колмаков В.А. Газовый барьер угольных шахт/ Б.Г. Тарасов, В.А. Колмаков. – М.: Недра, 1978. – 200 с.
9. Пигида Г.Л. Об оценке показателя относительной метанообильности участков шахт Львовско-Волынского бассейна / Г.Л. Пигида, В.М. Бережной, В.М. Смаль // Разработка месторождений полезных ископаемых: Республиканский межведомственный научно-техн. сборник. – Киев: Техника, 1971. – Вып. 25 – С. 32 – 36.
10. Звягильский Е.Л. Исследование процесса перераспределения метана вокруг движущегося очистного забоя / Е.Л. Звягильский, Б.В. Бокий, В.В. Назимко. – Донецк: Норл-Пресс, 2005. – 193 с.
11. Дополнения к «Руководству по проектированию вентиляции угольных шахт». – М.: Недра, 1981. – С.11-49.

КОМУТАЦІЙНИЙ ПЕРЕХІДНИЙ ПРОЦЕС В ЕЛЕКТРОТЕХНІЧНОМУ КОМПЛЕКСІ ДІЛЬНИЦІ ШАХТИ, ЯК ФАКТОР ВПЛИВУ НА ПАРАМЕТРИ ДІЛЬНИЧНОГО АПАРАТУ ЗАХИСТУ ВІД ВИТОКІВ СТРУМУ НА ЗЕМЛЮ

С.А. Руссіян, Донецький національний технічний університет, Україна

Досліджено вплив комутаційних перехідних процесів в електромережі дільниці шахти при контакторній комутації кабельного відгалуження на параметри стійкості функціонування апарату захисту від струмів витоку на землю

Умовою захисту людини від електроураження при експлуатації електротехнічних комплексів (ЕТК) дільниці шахти є обов'язкове застосування в їх складі апаратів захисту від витоків струму на землю при обов'язковому функціонуванні електромережі дільниці в режимі ізольованої нейтралі трансформатора. У сучасних апаратах захисного відключення (АЗ) реалізується принцип контролю величини оперативного струму, що подається в мережу, і зіставлення її з величиною гранично припустимого струму, що циркулює по внутрішньому контуру АЗ. Чинниками, що призводять до збільшення оперативного струму АЗ, є: погіршення ізоляції у відгалуженні електромережі дільниці шахти або поява однофазного витоку струму на землю, наприклад, унаслідок торкання людиною струмоведучого елемента, що знаходиться під напругою.

Проте є і інші чинники, прояв яких здатний викликати спрацьовування АЗ. До них відносяться комутаційні перенапруги, викликані контакторною комутацією асинхронних двигунів споживачів. Тенденція до збільшення потужності технологічних установок шахт, що існує в даний час, створює передумови для застосування потужніших і більш розгалужених дільничних кабельних мереж, що обумовлює збільшення ємності мережі та сприяє негативному впливу від комутаційних перенапруг. Такі процеси супроводжуються короткочасним підвищенням контрольованого параметра в АЗ і здатні викликати помилкове спрацьовування захисту [1].

Основним комутаційним вузлом низьковольтної електромережі дільниці шахти є контактор пускача. Неодночасність пофазної комутації між силовими контактами призводить до появи різниці потенціалів між нейтраллю мережі і землею, що здатне викликати короткочасне збільшення контрольованого параметра в АЗ і несанкціонованого спрацьовування останнього [2].

Загальні тенденції зміни параметрів комутаційного перехідного процесу в дільничній електромережі шахти встановлені в дослідженнях [1, 3]. Проте вплив параметрів комутаційного перехідного процесу розглянутий відносно застарілих апаратів РУВ, УАКІ, АЗАК, що зняті з виробництва. Тому актуальним є уточнення особливостей впливу параметрів комутаційного перехідного процесу на параметри чутливості реагуючого органу АЗ з метою виявлення факторів, що призводять до самовільного спрацьовування захисту від витоку струму на землю. В якості об'єкта дослідження доцільно прийняти сучасну розробку – апарат захисного відключення типу АЗУР-4 [4].

В попередніх дослідженнях на основі обґрунтування математичної та комп'ютерної моделі об'єкта були отримані окремі результати, що свідчать про ймовірність підвищення напруги на реагуючому органі АЗ внаслідок комутаційних перехідних процесів, що теоретично може спричинити несанкціоноване спрацьовування захисту від витоку струму на землю.

Практичний інтерес представляють питання, щодо величини терміну існування підвищеного рівня напруги на реагуючому органі АЗ, та особливостей впливу конфігурації електричної мережі дільниці шахти на характер перехідного процесу зміни падіння напруги на реагуючому органі АЗ. Це є задачею даного дослідження.

З метою її вирішення слід уточнити структуру моделі об'єкта, отримати характеристики існування перехідного процесу зміни падіння напруги на реагуючому органі АЗ і зіставити з експериментальними даними.

Об'єктом дослідження є електротехнічний комплекс технологічної дільниці шахти у стані контакторного відключення відгалуження, що містить АД споживача. Його розрахункова схема наведена на рис. 1. Параметри дільничної трансформаторної підстанції, асинхронного двигуна споживача, ємності ізоляції частин електромережі, що не відключаються та відключаються, представлені відповідними елементами схеми.

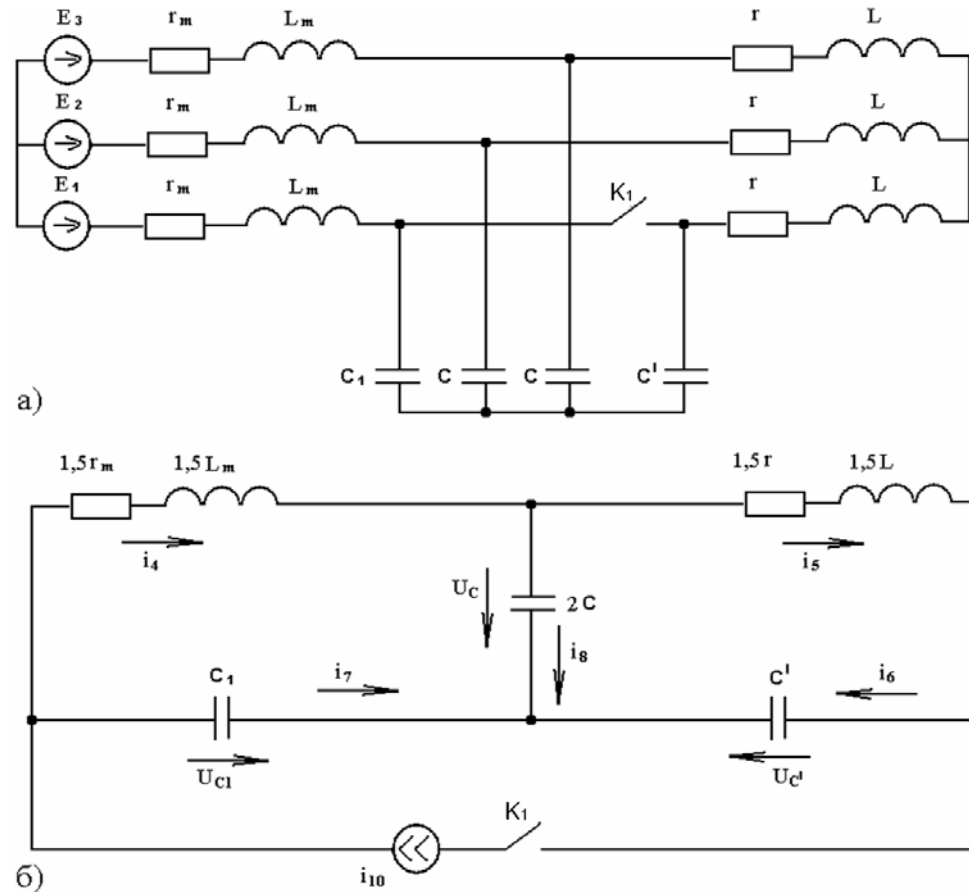


Рисунок 1. Розрахункова схема ЕТК дільниці шахти після початку відключення електродвигуна (а) і еквівалентна схема заміщення (б)

Процеси до комутації силових ланцюгів навантаження відрізняються симетрією фазних струмів у приєднанні ЕТК. Неодночасність роз'єднання фаз силового контактора може бути імітована роз'єднанням контакту K_1 .

Аналітичний опис процесів в даній схемі полягає в наступному:

а) стан “до комутації”:

$$I_m = \frac{E_{1m}}{r_m + j\omega L_m + r + j\omega L}; \quad (1)$$

$$\varphi_{am} = I_m (r + j\omega L); \quad (2)$$

$$\varphi_a(t) = \text{Im} \varphi_{am} e^{j\omega t}, \quad (3)$$

де r_m, L_m, r, L - активні опори індуктивності трансформатора і асинхронного двигуна;

б) у стані “після комутації” - стосовно схеми заміщення (рис. 1, б), математична модель процесу описується такими рівняннями:

$$\left. \begin{array}{l} i_5 = i_6 - i_{10}; \\ i_{10} = i_7 + i_4; \\ i_4 = i_8 + i_5; \end{array} \right\} - \delta^3 \hat{\alpha} \hat{\gamma} \hat{\eta} \hat{\zeta} \hat{\delta} \\ \left. \begin{array}{l} U_C - U_{C1} + 1,5i_4 r_m + 1,5L_m \frac{di_4}{dt} = 0; \\ 1,5r i_5 + 1,5L \frac{di_5}{dt} + U_C - U_C = 0, \end{array} \right\} - \delta^3 \hat{\alpha} \hat{\gamma} \hat{\eta} \hat{\zeta} \hat{\delta} \quad (4)$$

де $i_6 = C \frac{dU_C}{dt}$; $i_7 = C_1 \frac{dU_{C1}}{dt}$; $i_8 = 2C \frac{dU_C}{dt}$;
 $i_4(0_+) = 0$; $i_5(0_+) = 0$; $U_C(0_+) = 0$; $U_{C1}(0_+) = 0$; $U_{C'}(0_+) = 0$.

Тоді напруга на ємкості частини мережі, що не відключається, набуває значення:

$$U_{C1mp} = \varphi_a + U_{C1}. \quad (5)$$

Виходячи з електричної схеми апарату захисту типу АЗУР – 4 [4], доцільно виділити ланцюг контролю ізоляції мережі (рис. 2). Параметрами апарату АЗУР-4, які характеризують реакцію схеми на комутаційний перехідний процес в мережі, є напруга реагуючого елемента R_{45} і вихідна напруга компаратора $DA5$.

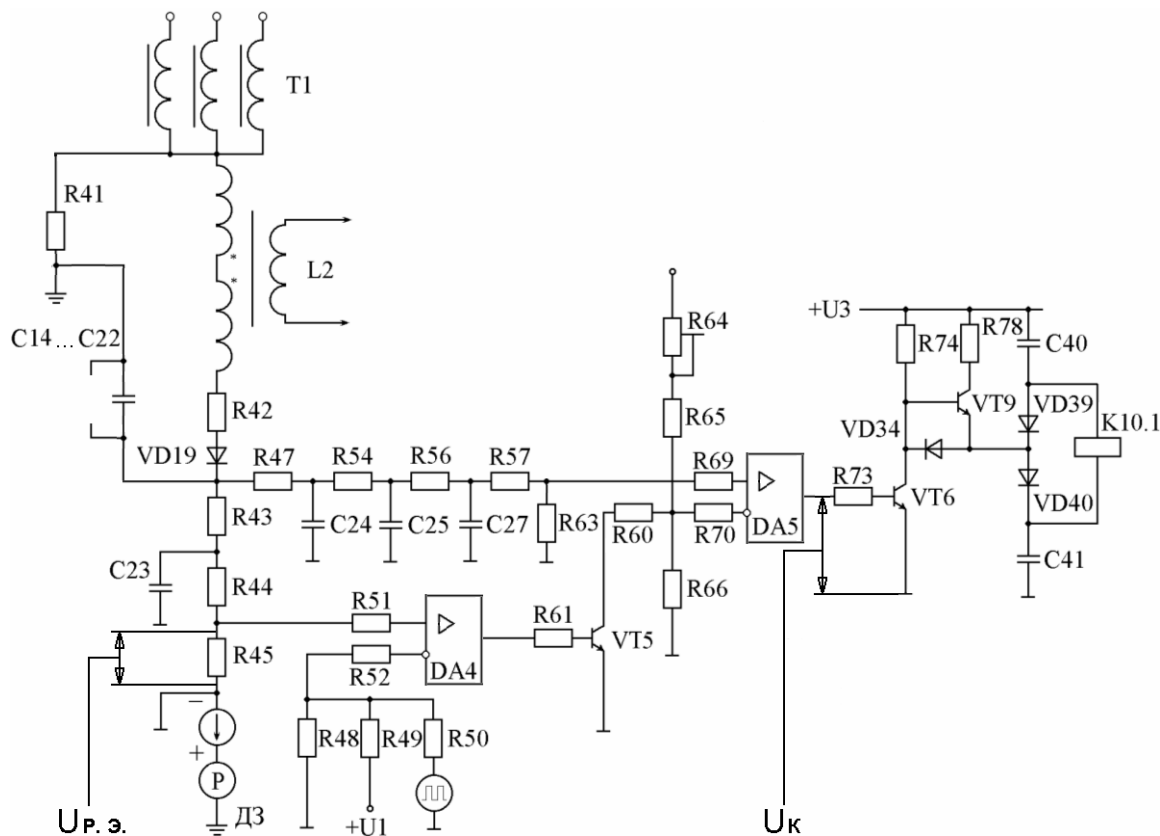


Рисунок 2 - Спрощена принципова схема пристрою контролю ізоляції в апараті захисту АЗУР – 4 з вказівкою контрольованих точок при перехідному процесі

З урахуванням структури схеми пристрою контролю ізоляції апарату АЗУР-4 (рис. 2) і конфігурації схеми технологічної дільниці шахти у стані контакторного відключення відгалуження мережі (мал. 1), коректується схема заміщення ЕТК дільниці шахти (рис. 3). Параметром, що викликає спрацьовування АЗ є зростання напруги на резисторі, що

створюється оперативним струмом. При перевищенні напруги на резисторі R_{45} величини $U_{CP}=2,4$ В [4] відбувається формування команди на захисне відключення мережі, унаслідок чого напруга на виході операційного підсилювача DA5 зникає, і обмотка реле $K10.1$ знеструмується. Заряд ємності C_C у момент початку її комутації визначається формулою (5).

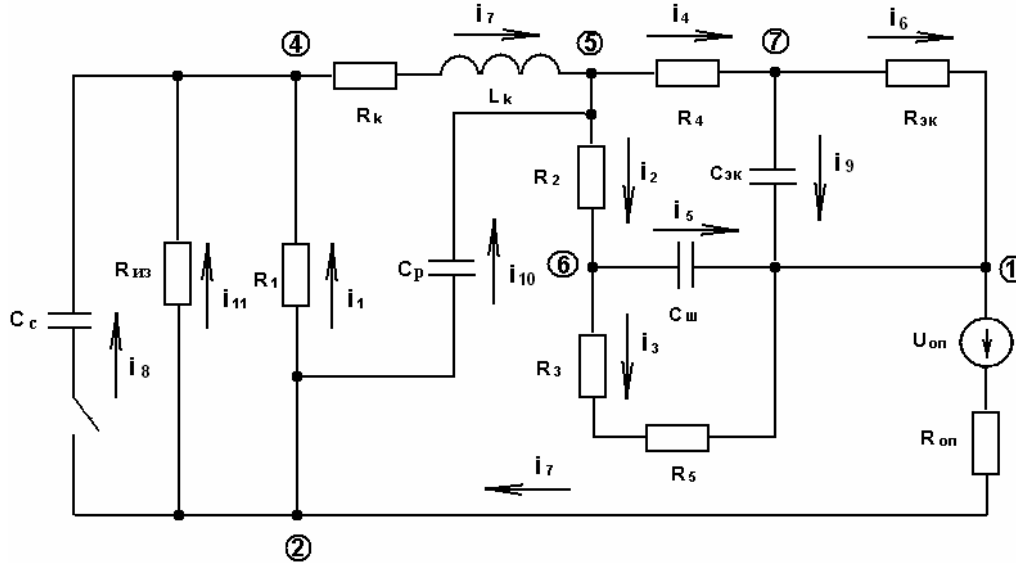


Рисунок 3 – Схема заміщення електротехнічного комплексу дільниці шахти з елементами ланцюга оперативного струму апарату АЗУР-4

Стосовно схеми заміщення (рис. 3) можуть бути визначені параметри процесу і складені рівняння по вузлах і контурах.

$$\begin{cases} \frac{1}{C_8 R_{\bar{I}}} i_8 - R_1 \left(\frac{di_7}{dt} - \frac{di_8}{dt} - \frac{di_{11}}{dt} \right) = 0; \\ R_K \frac{di_7}{dt} + L_K \frac{di_7}{dt} + R_2 \left(\frac{di_5}{dt} - \frac{1}{C_5 (R_3 + R_5)} i_5 \right) + \frac{1}{C_5} i_5 + (R_{\bar{E}C} + R_1) \left(\frac{di_7}{dt} - \frac{di_8}{dt} - \frac{di_{11}}{dt} \right) = 0; \\ \frac{di_9}{dt} + \frac{1}{C_9 R_{\bar{Y}\bar{E}}} i_9 - \frac{di_7}{dt} - \frac{di_{10}}{dt} - \frac{1}{C_5 (R_3 + R_5)} i_5 + \frac{di_5}{dt} = 0; \\ \frac{1}{C_{10}} i_{10} + R_2 \left(\frac{di_5}{dt} - \frac{1}{C_5 (R_3 + R_5)} i_5 \right) + \frac{1}{C_5} i_5 = 0; \\ R_4 \left(\frac{di_7}{dt} + \frac{di_{10}}{dt} + \frac{1}{C_5 (R_3 + R_5)} i_5 - \frac{di_5}{dt} \right) - R_2 \left(\frac{di_5}{dt} - \frac{1}{C_5 (R_3 + R_5)} i_5 \right) - \frac{1}{C_5} i_5 + \frac{1}{C_9} i_9 = 0. \end{cases}$$

(6)

$$i_5(0_+) = 0; \quad i_7(0_+) = 0; \quad i_8(0_+) = 0; \quad i_9(0_+) = 0; \quad i_{10}(0_+) = 0;$$

$$\text{де } i_8 = C_C \frac{du_{c8}}{dt}; \quad U_5 = i_3 R_5; \quad i_5 = C_w \frac{du_{cu}}{dt}; \quad i_9 = C_{y\bar{e}} \frac{du_{c12}}{dt}; \quad i_{10} = C_P \frac{du_{c10}}{dt}.$$

Результати математичного моделювання дозволили отримати масив рішень для зміни напруги на резисторі оперативного ланцюга АЗУР-4 (контрольований параметр), обумовленого комутаційним перехідним процесом. Графічне зображення залежності напруги на резисторі R_5 від зміни активного опору ізоляції кабелю (при $C_C=0,3\text{мкФ/фазу}$) і ємності

ізоляції кабеля (при $R_{\dot{E}C}=35$ кОм/фазу), наведено відповідно на рисунку 4а,б. В обох двох випадках ємність не вимкненої частини ділянки шахти - $C_C=0,5$ мкФ/фазу.

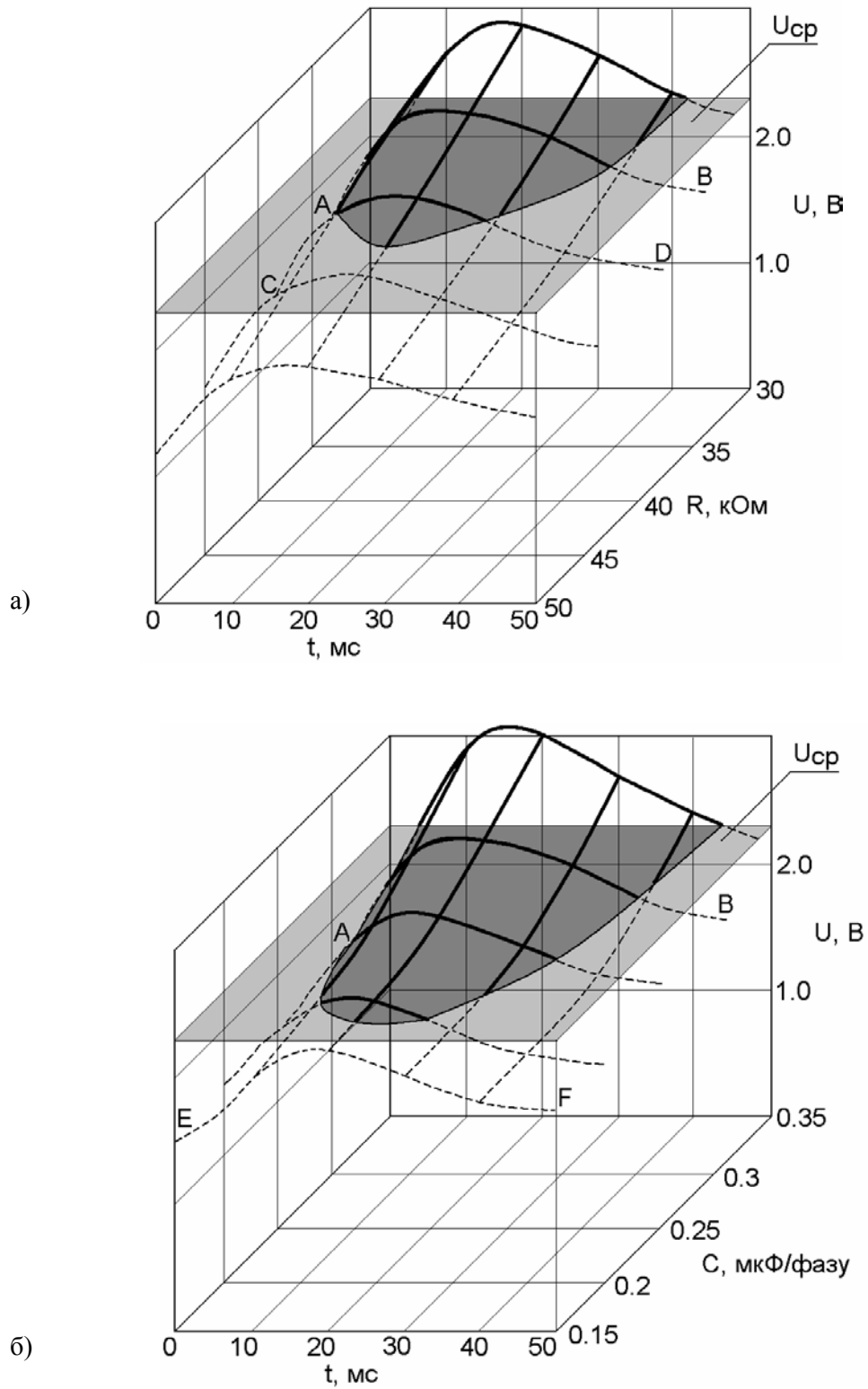


Рисунок 4 – Залежність амплітуди струму на реагуючому органі АЗ при зміні активного опору ізоляції кабеля і $C_C=0,3$ мкФ/фазу (а), та зміні ємності кабеля при $R_{\dot{E}C}=35$ кОм/фазу (б)

З метою перевірки результатів, отриманих при математичному моделюванні розроблений стенд (рис. 5), що створює розряд заздалегідь зарядженої трифазної групи ємностей на ланцюг оперативного струму АЗ (відповідно до апробованої методики [1]). Осцилограми параметрів в контрольованих точках (рис. 2) наведені на рис. 6, 7, 8.

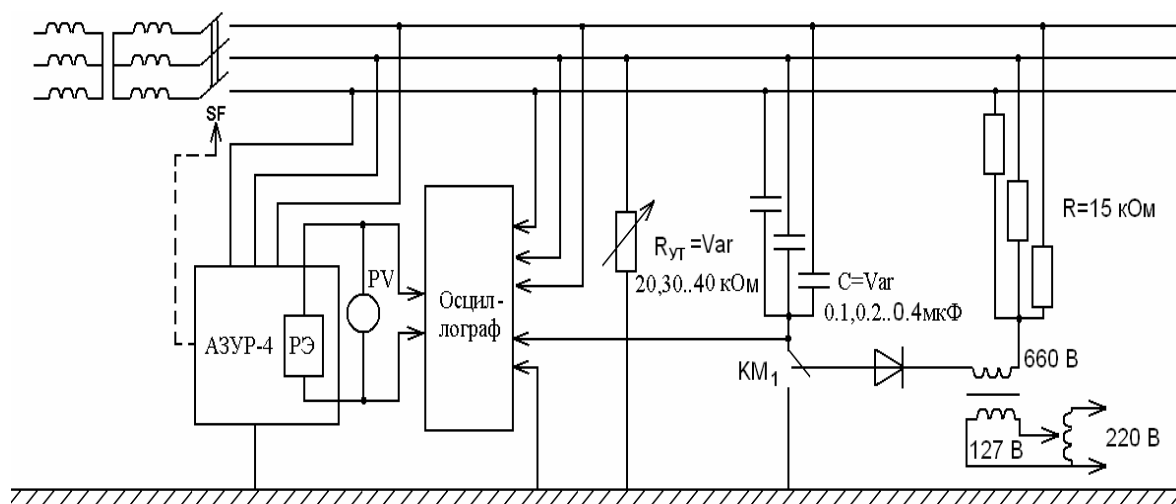


Рисунок - 5 Схема стенду для дослідження впливу розряду ємності залишкової напруги на процеси в реагуючому органі АЗ

Зіставлення отриманих теоретичних кривих з результатами експериментальних осцилограм напруги на реагуючому елементі (в електротехнічному комплексі з аналогічними параметрами) свідчить, що форма експериментальних осцилограм відповідає отриманим даним в результаті моделювання комутаційного процесу. Відповідні теоретичні (рис. 4 а, б) та експериментальні (рис. 6, 7, 8) інтервали комутаційного перехідного процесу на реагуючому органі АЗ позначені однаковими літерами.

У електричних мережах лінійної напруги 660 В при ємності ізоляції одного відгалуження, що не перевищує 0,15 мкФ/фазу (при величині активного опору, що перевищує 30 кОм/фазу) повністю виконуються вимоги ГОСТ 22929-78 відносно стійкості апаратів захисту від витоків струму на землю до помилкових спрацьовувань при контакторній комутації силових ланцюгів споживачів [5].

У мережах лінійної напруги 660 В з ємністю ізоляції кабелю одного приєднання відносно землі, що перевищує 0,2 мкФ/фазу, зафіксовано формування апаратами захисту від витоків струму на землю короточасних імпульсів на відключення автоматичних вимикачів при контакторних комутаціях силових ланцюгів споживачів. У випадках, коли активний опір ізоляції був менш, ніж 40 кОм/фазу, а ємність ізоляції кабелю перевищувала 0,25 мкФ/фазу зафіксовані відключення автоматичних вимикачів (як результат помилкових спрацювань апаратів АЗУР-4).

Встановлено, що продовження існування напруги на реагуючому органі АЗ, що перевищує $U_{CP}=2,4В$, більш ніж на 12 мс здатно привести до помилкового спрацювання апарату АЗУР-4 (рис. 6).

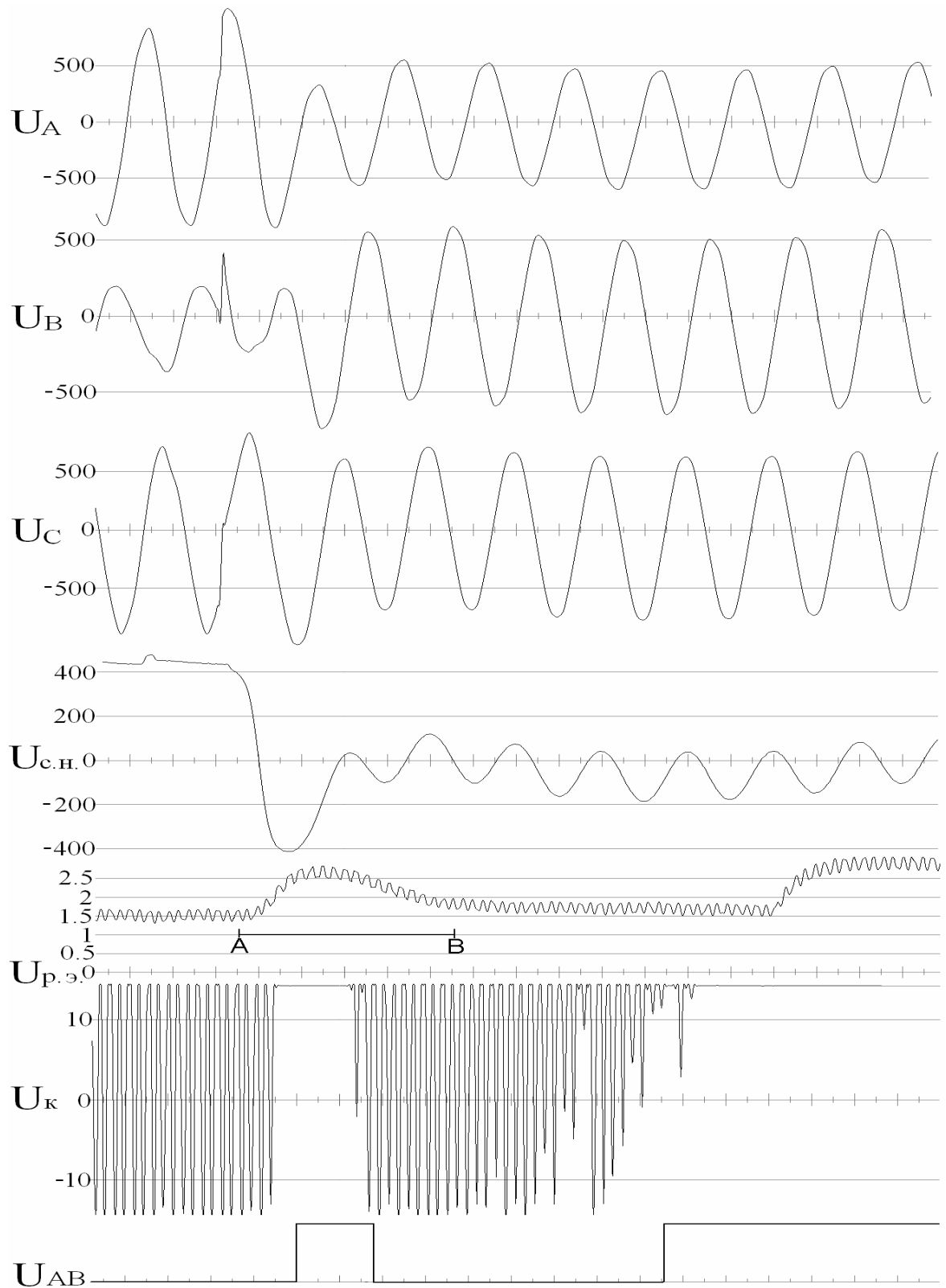


Рисунок – 6 Осцилограми параметрів в контрольованих точках ($C_C=0,3$ мкФ/фазу, $R_{\dot{E}\dot{C}}=35$ кОм/фазу): u_A, u_B, u_C - напруга фази А, В, С; $U_{\dot{N}.i.}$ - напруги зсуву нейтралі;

$U_{D.Y.}$ - напруга на реагуючому елементі АЗ; U_K - напруга виходу компаратора АЗ; $U_{\dot{A}\dot{A}}$ - напруга датчика спрацьовування автоматичного вимикача мережі

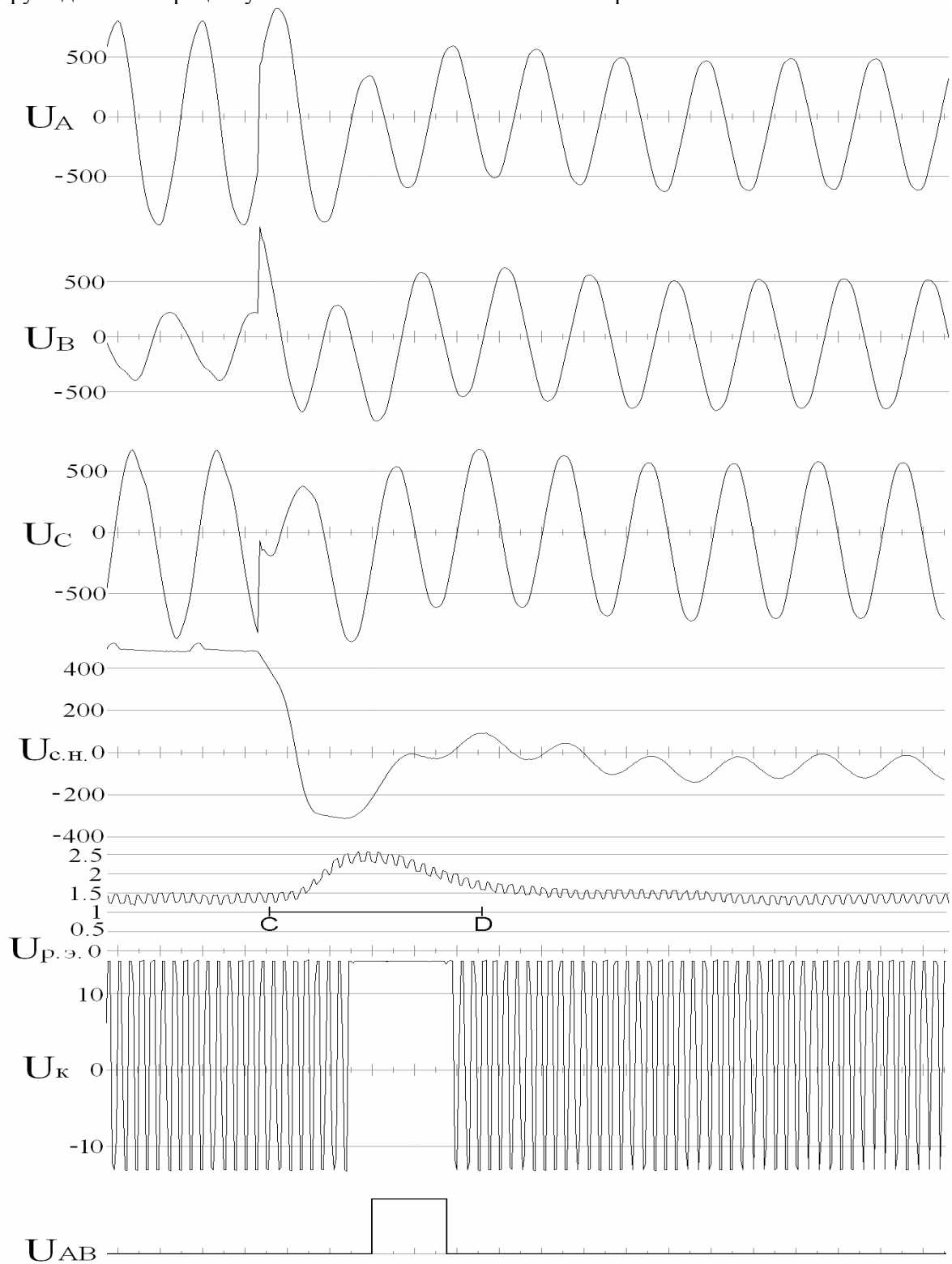


Рисунок – 7 Осцилограми параметрів в контрольованих точках($C_C=0,3$ мкФ/фазу, $R_{\dot{E}\dot{C}}=40$ кОм/фазу): u_A, u_B, u_C - напруга фази А, В, С; $U_{\dot{N}\dot{I}}$ - напруги зсуву нейтралі; $U_{D.Y.}$ - напруга на реагуючому елементі АЗ; U_K - напруга виходу компаратора АЗ; $U_{\dot{A}\dot{A}}$ - напруга датчика спрацьовування автоматичного вимикача мережі

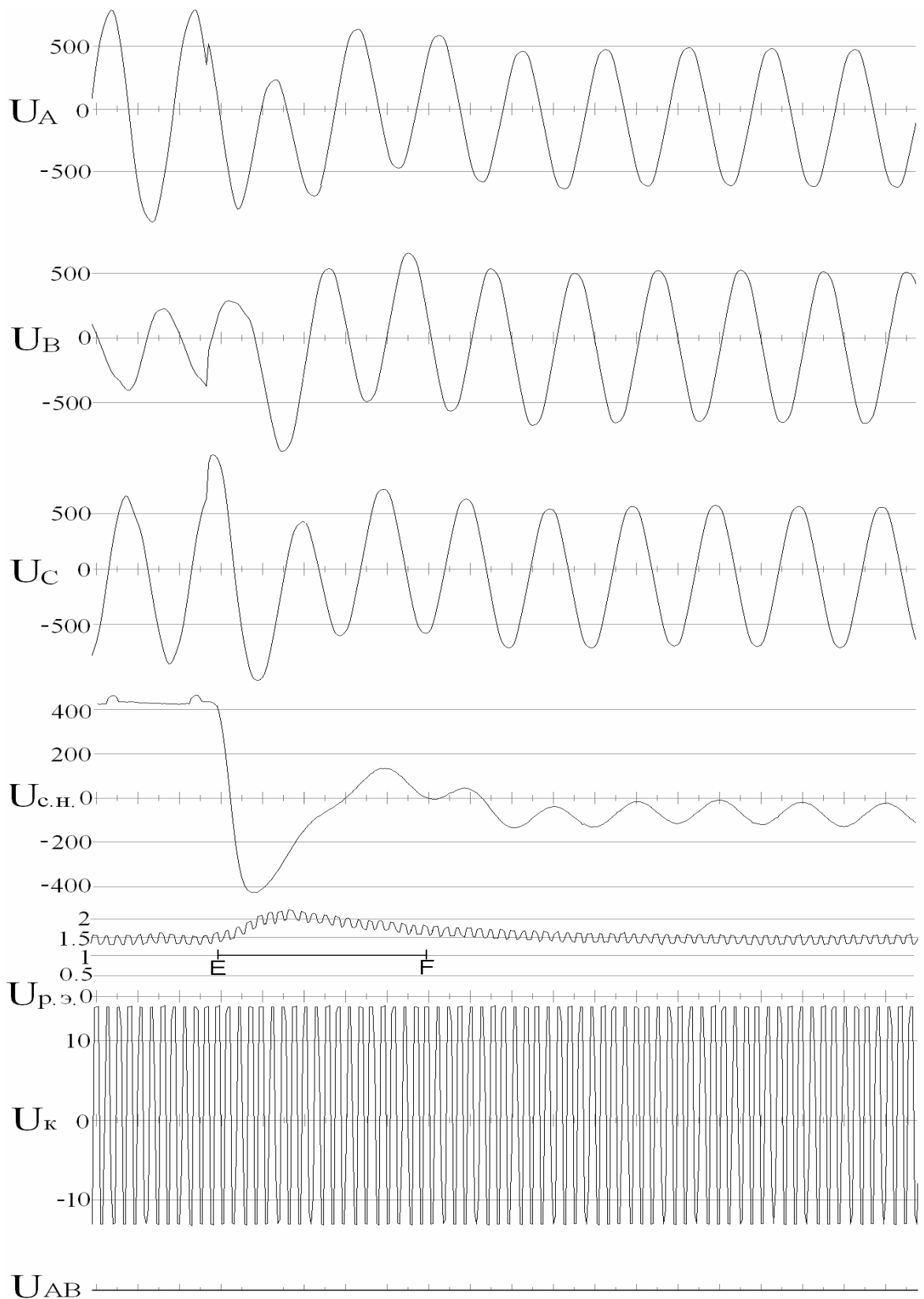


Рисунок – 8 Осцилограми параметрів в контрольованих точках ($C_C=0,15$ мкФ/фазу, $R_{\dot{E}\dot{C}}=35$ кОм/фазу): u_A, u_B, u_C - напруга фази А, В, С; $U_{\dot{N}.i.}$ - напруги зсуву нейтралі; $U_{D.\dot{Y}.}$ - напруга на реагуючому елементі АЗ; U_K - напруга виходу компаратора АЗ; $U_{\dot{A}\dot{A}}$ - напруга датчика спрацьовування автоматичного вимикача мережі

Розроблена розрахункова схема і прийнята методика дослідження можуть бути застосовані надалі для вивчення характеру впливу комутаційних перехідних процесів, пов'язаних із застосуванням силових тиристорних апаратів на стійкість роботи апарата АЗУР-4.

Список літератури

1. Дзюбан В.С. Аппараты защиты от токов утечки в шахтных электрических сетях / Дзюбан В.С.// М.: Недра. 1982. с. 87-106.
2. Маренич К.Н. Моделирование коммутационного процесса как фактора нестабильности параметров защиты электросети./ Маренич К.Н., Руссиян С.А.//Математические методы в технике и технологиях: Сб. научн. тр. ММГТ 20, том 4., Ярославль 2007, - с.184-187.
3. Колосюк В.П. Защитное отключение рудничных электроустановок/ Колосюк В.П.// М.: Недра, 1980.- 334 с. 271-283.
4. ПИЖЦ 648513.002
5. Аппараты защиты от токов утечки рудничные для сетей напряжением до 1200 В. Общие технические условия: ГОСТ 22929-78. – [Действующий с 1978]. – М.: Издательство стандартов, 1978. – 16 с.

СОЗДАНИЕ СРЕДСТВ ТУШЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ПОЖАРОВ В НАЧАЛЬНЫЙ ПЕРИОД ИХ ВОЗНИКНОВЕНИЯ

Г. А. Ситников, Е. С. Голикова, Филиал ГУ КузГТУ в г. Прокопьевске, Россия

А. Б. Моськин, ООО «Шахта им. Дзержинского», Россия

О. В. Чижов, Прокопьевский ВГСО, Россия

В статье рассмотрена работа автоматического средства борьбы с подземными пожарами на шахтах Украины, действующих при наличии электроэнергии - УВПК. На основании анализа недостатков работоспособности УВПК предложена конструкция устройства дистанционного раскрытия противопожарного трубопровода - УДАР-2, которое рекомендовано для тушения пожаров в начальной стадии их развития на шахтах и рудниках стран СНГ.

Для повышения уровня противопожарной защиты шахт важно создание эффективных технических средств пожарной сигнализации и управления, а также технических средств автоматического пожаротушения. В рамках этого направления особое значение следует уделять разработке и внедрению технических средств водяного и пенного пожаротушения, насосных агрегатов нового поколения, использующих импульсные технологии; автономных водяных и пенных модульных установок со встроенной аппаратурой обнаружения пожара; роботизированных установок пожаротушения; адресных спринклерных оросителей, способных выдавать радиосигнал о месте загорания; оросителей с тонкодисперсным распылением воды и водных растворов.

Анализ способов и средств тушения пожаров на угольных шахтах и современных систем устройства противопожарной защиты позволил сформулировать комплекс требований к средствам пожаротушения.

Все составные части системы пожаротушения на угольной шахте, включая автоматические установки тушения и пожарной сигнализации, должны соответствовать действующим в области пожарной безопасности стандартам и нормативно-технической документации и быть сертифицированными в установленном порядке. Система пожаротушения, должна иметь высокие показатели безотказности, сохраняемости и долговечности.

Кроме общих требований, регламентируемых нормативно-технической документацией, к средствам подачи огнетушащих агентов предъявляются требования, обусловленные особыми условиями эксплуатации в угольных шахтах.

Основными из них являются:

- возможность быстрой доставки техники в труднодоступные места;
- точность огнетушащего воздействия на горящие площади, малая степень распыления огнетушащими струями (потоками) угольной пыли;
- высокая дальнобойность огнетушителя (эффективная дальность - от 10 до 100 м в зависимости от вида распыляемого состава и конструкции устройства), обеспечивающая безопасность спасателя за счет вывода его из опасной зоны;
- возможность дистанционного управления огнетушащим воздействием;
- работа в автономном режиме;
- возможность комплексного тушения путем последовательного распыления различных огнетушащих составов, смена которых не требует переделок огнетушителя;
- многократная, простая и быстрая перезарядка огнетушителя в разных условиях, в том числе в непосредственной близости от пожара;
- возможность подачи огнетушащих составов тонкораспыленными в виде мощных импульсных струй.

Необходимость ведения спасательных работ в стесненных, замкнутых пространствах, в которых велика потенциальная опасность взрыва газа и угольной пыли, требует применения огнетушащих составов с ингибирующими свойствами.

Реализация этих требований возможна при разработке ряда пожаротушащих устройств и систем, способных обеспечить многоплановую защиту угольных шахт: стационарных автоматических систем пожаротушения с импульсными исполнительными установками; роботизированных шасси с многоствольными установками; импульсных взрывных конусных огнетушащих устройств; огнетушителей разового пользования и профессиональных импульсных универсальных огнетушителей для дальнего распыления, предназначенных для спасателей.

Опыт тушения пожаров на предприятиях угольной отрасли показывает неэффективность применения традиционной пожарной техники, особенно в подземных условиях. Одна из причин такого положения - практическое отсутствие техники, способной оперативно, эффективно и безопасно для спасателей локализовать источники возгораний и предупредить осложнение аварии взрывами газа и угольной пыли.[1]

Автоматические установки тушения и пожарной сигнализации должны обнаруживать пожар в начальной стадии развития и ликвидировать его до прибытия спасательной службы.

Среди автоматических средств борьбы с подземными пожарами на предприятиях Украины, возникающих на приводных станциях конвейеров, преимущественное распространение получила установка водяного пожаротушения УВПК рис. 1. Установка УВПК серийно выпускается в Украине в трех исполнениях и способна защитить приводные секции всех типоразмеров ленточных конвейеров. [2]

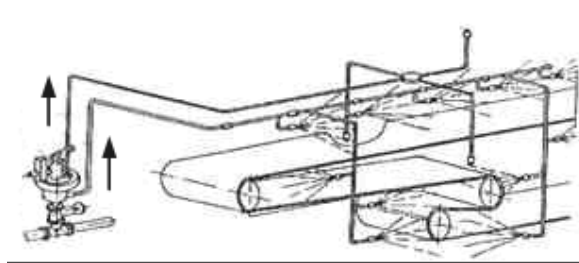


Рис. 1. Установка автоматического пожаротушения УВПК

При возникновении пожара и повышении температуры окружающего воздуха на величину, превышающую порог срабатывания по перепаду температур, пожарный извещатель издает звуковой электрический сигнал на пусковое устройство, вследствие чего подается напряжение на нагреватель. При этом нить плавится, выдвигается шток пускового устройства трубопровода и по распределительному трубопроводу диаметром 50 мм вода подается к оросителям. Образующиеся при этом водяные факелы разбрызгивают воду и тушат пожар.

Необходимо отметить, что на приводных барабанах возникает 24% пожаров. Эти пожары должны были потушиться автоматическими установками при условии их высокой надежности и эффективности. Как следует из имеющихся в ИГД им. А.А. Скочинского информационных материалов о возникновении и ликвидации подземных аварий в угольных шахтах, во многих случаях установки УВПК свои функции не выполняли из-за неудовлетворительного состояния. Так как в автоматических УВПК содержится большое количество электроники, которая вызывает нездоровый интерес и приводит к хищению дорогостоящих узлов, вследствие чего она теряет работоспособность и не выполняет возложенные на нее функции.

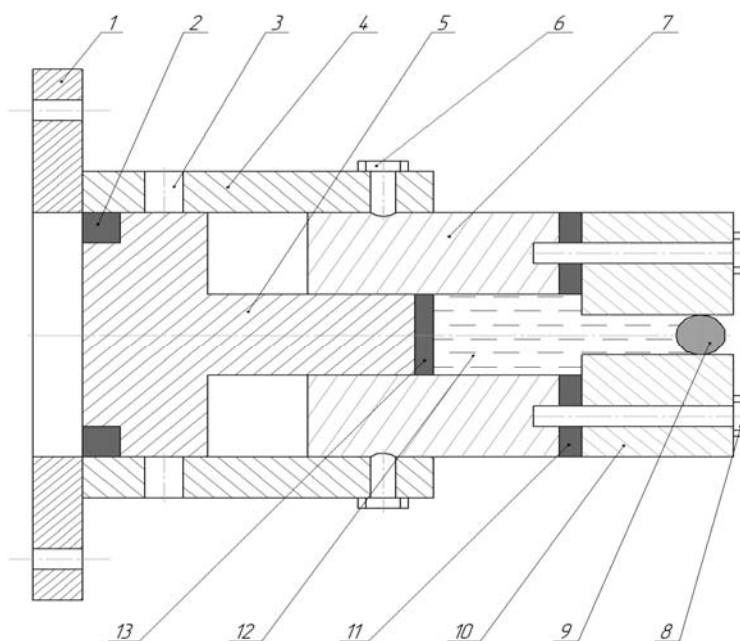
Учитывая вышеизложенное, для решения этой задачи авторы предлагают устройство дистанционного аварийного раскрытия противопожарного трубопровода «УДАР-2», которое устанавливается на противопожарном трубопроводе в месте возможного возникновения пожара: [3]

- наклонных горных выработок, оборудованных ленточными конвейерами;
- подземных камерах;
- тупиковых горных выработках.



Рис. 2. Устройство дистанционного аварийного раскрытия противопожарного трубопровода «УДАР-2»

На рис. 2 показан общий вид устройства, а на рис. 3 схематически показаны узлы устройства в разрезе.



- | | |
|----------------------|-----------------------------|
| 1 – Фланец | 8 – Болт крепежный |
| 2 – Манжет кольцевой | 9 – Термопломба |
| 3 – Отверстие | 10 – Замок |
| 4 – Корпус | 11 – Прокладка |
| 5 – Поршень | 12 – Подвижное текущее тело |
| 6 – Болт фиксатор | 13 – Манжета тарельчатая |
| 7 – Втулка | |

Рис. 3. Основные узлы устройства «УДАР-2»

Устройство состоит из фланца (1), предназначенного для соединения с противопожарным трубопроводом, к фланцу (1) приварен корпус (4) с выходными отверстиями (3), эти отверстия перекрываются поршнем (5); для предотвращения попадания воды в корпус на поршне установлен кольцевой манжет (2). Удержание поршня происходит втулкой (7), замком (10), термопломбой (9), подвижным текучим телом (12). Для предотвращения выдавливания жидкости в корпус установлена манжета тарельчатая (13). Крепление втулки и замка к корпусу болтовое.

Работа предложенного устройства заключается в следующем: при возникновении пожара увеличивается температура окружающей среды, которая воздействует на термопломбу и при температуре 50 °С пломба (9) становится пластичной и давлением воды в противопожарном трубопроводе через поршень (5) выдавливается из замка (10). Поршень (5) смещается, открываются выходные отверстия (3) и вода из противопожарного трубопровода поступает в горную выработку, тем самым создается водяная завеса по всему периметру. В случае необходимости возможна подача любых огнегасителей через существующий трубопровод и создание инертной пенно-газовой суспензии.

Данное устройство соответствует требованиям противопожарной безопасности:

- возможность подачи огнетушащих составов тонкораспыленными в виде мощных импульсных струй.

- возможность дистанционного управления огнетушащим воздействием;
- работа в автономном режиме.

Испытание работоспособности устройства «УДАР-2» проведено на шахте им. Дзержинского ОАО «Прокопьевскуголь» (Кемеровская область, Россия). Получены положительные результаты.

Поэтому нами рекомендуется его применение в наиболее распространенных местах возникновения пожаров, а именно:

- в наклонных горных выработках, оборудованных ленточными конвейерами;
- в подземных камерах;
- в горизонтальных выработках, оборудованных ленточными конвейерами.

Таким образом, мы имеем возможность выполнить требование § 606 ПБ в той части, где ленточные конвейеры должны быть оборудованы стационарными автоматическими установками пожаротушения, защищающими их на всем протяжении, включая пункты перегруза и натяжные станции.[4]

Список литературы

1. Жолудев Е.Р., Малый И.А., Аксенов В.В. О требованиях к средствам противопожарной защиты угольных шахт. «Безопасность Труда в Промышленности», 2007. С.29-30.
2. Булгаков Ю.Ф., Чарков В.П., Радышев В.И. Автоматические системы пожаротушения и сигнализации для добычных комплексов угольных разрезов //Уголь Украины. - 1992.- №11. - С. 36-38.
3. Моськин А.Б., Махмутов Р.Х., Чижов О.В., Ситников Г.А., Горбатенко Е.С. Устройство для дистанционного тушения подземного пожара // Материалы II Международной научно-практической конференции. – «Инновации – основа комплексного развития угольной отрасли в регионах России и странах СНГ, - филиал КузГТУ в г.Прокопьевске, 2009. – С.215-216.
4. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03). Серия 05. Выпуск 11 //Колл.авт. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 296 с.

ДВОСТУПЕНЕВЕ ОХОЛОДЖЕННЯ РУДНИКОВОГО ПОВІТРЯ В ЗОНІ ГІРНИЧИХ РОБІТ

О.Є. Лапишин, О.О. Лапишин, Криворізький технічний університет

Запропоновано спосіб двоступеневого охолодження повітря в зоні гірничих робіт. Даються рекомендації щодо зміни параметрів повітря під час його охолодження в зрошувальній камері та осушення за допомогою конденсаційного теплообмінника.

Проектами розробки рудних родовищ передбачається видобуток сировини на глибинах до 1500 м. При провітрюванні гірничих виробок на значних глибинах повітря нагрівається від гірських порід, роботи гірничих машин, окислювальних процесів та адіабатичного стиснення. У зв'язку з цим виникає проблема боротьби з високими температурами рудникового повітря.

Для охолодження рудникового повітря використовують у більшості холодильні установки [1]. Недоліком цього способу є те, що він передбачає охолодження повітря холодильною установкою в окремій виробці або у вугільній лаві і не дозволяє вести охолодження всього повітря, що надходить у зону гірничих робіт. Сучасні глибокі шахти мають велику кількість діючих виробок або лав, охолодження повітря в яких потребує такої ж кількості холодильних установок, вартість яких перевищує кошти від реалізації видобутої мінеральної сировини.

Найбільш близьким до вирішення існуючої проблеми є спосіб охолодження рудникового повітря, який передбачає охолодження його в межах заданих температур за допомогою води на поверхні шахти [2]. Недоліком цього способу є те, що він мало ефективний і не економічний. Надходячи в шахту по стволу та приствольних виробках повітря нагрівається від гірських порід та від адіабатичного стиснення, тому охолодження його на поверхні шахти є недоцільним.

Задачею способу, що пропонується є удосконалення відомої моделі шляхом двоступеневого охолодження повітря в підземній камері кондиціонування до температури, яка нижче температури рудникового повітря та надання охолодженого повітря в зону гірничих робіт, що дозволяє поліпшити умови праці в гірничих виробках.

Згідно цього способу визначають температуру, вологість і кількість повітря в зоні гірничих робіт, порівнюють їх з нормативними величинами, після чого в зону гірничих робіт подають охолоджене повітря, температура і вологість якого не більше, а кількість не менше нормативних величин.

На рис. 1 представлено структурну блок-схему способу охолодження рудникового повітря в зоні гірничих робіт, який реалізується за такою послідовністю:

- визначають кількість повітря Q_r , його температуру t_r і вологість φ_r в замірних станціях зони гірничих робіт;
- ідентифікують нормативні параметри повітря для зони гірничих робіт: кількість повітря Q_n , яка б забезпечувала виведення надлишкового тепла, нормативну температуру t_n і вологість φ_n ;
- порівнюють фактичні дані рудникового повітря в зоні гірничих робіт з його нормативними величинами на робочих місцях;
- визначають необхідну кількість повітря для провітрювання виробок у зоні гірничих робіт, яка має бути не менше нормативної величини;
- визначають необхідну температуру повітря, що надходить в зону гірничих робіт, яка має бути не більше нормативної;
- визначають необхідну вологість повітря для зони гірничих робіт, яка має бути ще більше нормативної величини;
- створюють повітря необхідної кондиції в підземній камері кондиціонування;
- подають охолоджене і осушене повітря в зону гірничих робіт і здійснюють його подачу до зниження температури і вологості в ній повітря до нормативних величин: $Q_r \geq Q_n$, $t_r \leq t_n$, $\varphi_r \leq \varphi_n$.

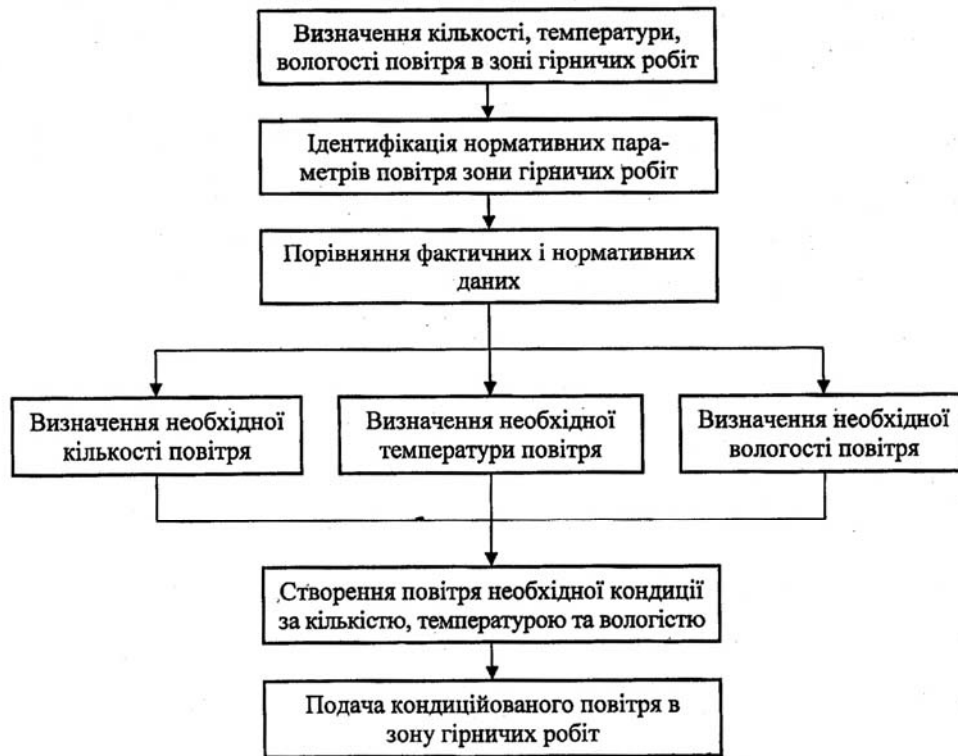


Рис. 1. Блок-схема кондиціонування рудникового повітря в зоні гірничих робіт

Контроль параметрів повітря в зоні гірничих робіт і в камері кондиціонування здійснюють за допомогою автоматично діючих анемометрів, психрометрів і барометрів, показання яких надходять до пульта управління параметрами рудникового повітря.

Зміна стану рудникового повітря характеризується зміною його параметрів. Так, питома вага сухого повітря, яка більше ніж питома вага зволоженого повітря, визначається за рівнянням

$$\gamma = 0,455 \frac{P}{T}, \quad (1)$$

де P - тиск повітря, мм рт. ст.; T - абсолютна температура повітря, град, К.

Відносна вологість повітря визначається відношенням парціального тиску водяної пари в ненасиченому парю повітрі за допарціального тиску пари в насиченому парю повітрі однакової температури

$$\varphi = \frac{P_n}{P_{\text{н}}}, \quad (2)$$

де $P_{\text{п}}$ - парціальний тиск водяної пари в ненасиченому повітрі; $P_{\text{н}}$ - парціальний тиску водяної пари в насиченому парю повітрі, яке визначається за табличними даними для насиченої водяної пари та відомої температури повітря за сухим термометром.

Величина φ завжди менше одиниці, оскільки в повітрі, насиченому водяною парю, $P_{\text{н}}$ завжди більше $P_{\text{п}}$. Парціальний тиск водяної пари в повітрі, ненасиченому вологою, визначається за формулою, мм рт.ст

$$P_n = P_{\text{н}} - 0,5(t_c - t_m) \frac{P}{760}, \quad (3)$$

де t_c і t_m - температура повітря за сухим і вологим термометрами відповідно, °С.

З підвищенням температури тиск насиченої водяної пари підвищується, а зі зниженням - тиск зменшується.

Відносна вологість характеризує здатність повітря поглинати водяну пару. При охолодженні повітря спостерігається зменшення його відносної вологості.

Кількість водяної пари у ваговому відношенні, яка міститься у повітряній суміші, віднесеної до 1 кг сухої частини повітря, є вологовміст (D , кг/кг або d , г/кг), який відрізняється від абсолютної вологості, що означає вагову кількість водяної пари в 1 м^3 повітря. Вологовміст має велике значення при проектуванні установок для кондиціонування повітря. Відомо, що повітря, проходячи крізь повітроохолоджувач, втрачає вологу, при конденсації якої виділяється значна кількість тепла, що передається повітрям воді шляхом теплопровідності і конвекції [3].

Отже, від вологовмісту повітря до і після проходження крізь повітроохолоджувач значною мірою залежить теплове навантаження на нього і продуктивність установки. Вологовміст визначається за даними вимірювань температури сухого і вологого термометрів та атмосферного тиску. Формула для визначення вологовмісту повітря має такий вигляд, г/кг

$$d = 622 \frac{\varphi P_n}{P - \varphi P_n} \quad (4)$$

Вологовміст вентиляційного струменю в рудникових виробках збільшується під час руху повітря від декількох грамів в усгі повітроподаючого ствола до 25-40 г на відстані 1500-3000 м від приствольних виробок [4].

Відносна вологість повітря від ствола до очисних виробок змінюється несуттєво, тому зміна вологовмісту повітря у виробках залежить від його температури на поверхні шахти.

Вміст тепла вологого рудникового повітря залежить від його температури і вмісту вологи та визначається за формулою [5], ккал/кг

$$i = 0,24t + (595 + 0,47t)D + D_g i_g, \quad (5)$$

де D_v - вміст крапель води у повітрі, кг/кг; i_v - вміст тепла крапель води, чисельно рівний температурі повітря t .

Атмосферний тиск у виробках шахти змінюється залежно від глибини H і визначається за формулою, мм рт. ст

$$P_n = P + \frac{H\gamma}{13,6} \quad (6)$$

Під час охолодження повітря в підземній камері спостерігається змінення практично всіх його параметрів. На рис. 2 наведено схему двоступеневого охолодження повітря і підземній камері, розташованій безпосередньо в зоні гірничих робіт.

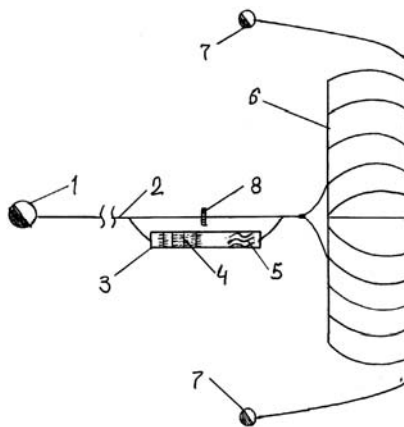


Рис. 2. Схема двоступеневого охолодження рудникового повітря: 1 - ствол; 2 - квершлаг; 3 - камера кондиціонування; 4 - зрошувальні форсунки; 5 - конденсаційний теплообмінник; 6 - зона гірничих робіт; 7 - вентиляційні стволи; 8 - перемичка

Перша ступінь здійснюється форсуючим охолодженням, а друга - за допомогою конденсаційного теплообмінника. Згідно наведеної схеми свіже повітря надходить в шахту по стволу 1, а потім по головному квершлягу 2 спрямовується в камеру кондиціонування 3, у якій здійс-

нують його двоступеневе охолодження за допомогою гідравлічних форсунок 4 і конденсаційного теплообмінника 5. Після провітрювання зони гірничих робіт повітря видається з шахти по вентиляційних стволах 7. Регулювання кількості повітря, що надходить в камеру кондиціонування 3 здійснюється за допомогою автоматично діючої перемички 8.

Процес тепло- та масообміну в апараті кондиціонування повітря залежить від теплопровідності, дифузії і конвекції. Через незначний вплив променевого і дифузійного теплообмінів у більшості враховується лише конвекційний теплообмін між повітрям і краплями води при безпосередньому контакті, сутність якого полягає у наступному [3,4,5,6]. При відсутності теплообміну з оточуючим середовищем (адіабатичний теплообмін) повинна існувати рівність між кількістю тепла, яке віддане повітрям і кількістю тепла, прийняте водою

$$G_k (I_n - I_k) = WC(t_{wk} - t_{wn}), \quad (6)$$

де G_k - кількість повітря, що проходить крізь зрошувальну камеру, кг/г; I_n, I_k - початкова і кінцева ентальпії повітря, ккал/кг; W - кількість води, що контактує з повітрям, кг/г; $C=1$ ккал/кг·с - масова теплоємність води; t_{wk}, t_{wn} - кінцева і початкова температура води, °С.

Поділивши ліву і праву частини рівняння (6) на G_k , отримують

$$I_n - I_k = \frac{W}{G} C(t_{wk} - t_{wn}). \quad (7)$$

Відношення W/G є коефіцієнт зрошення, що свідчить, яка кількість води, що розбризкується в зрошувальній камері, припадає на 1 кг повітря, що проходить крізь камеру.

Позначення відношення W/G через μ дає можливість отримати з рівняння (7) формули

$$\mu = I_n - I_k / C(t_{wk} - t_{wn}) \quad (8)$$

та

$$I_n - I_k = \mu C(t_{wk} - t_{wn}). \quad (9)$$

Взагалі загальна кількість тепла, що обмінюється між повітрям і водою віднесено до 1 м² поверхні контакту в умовах зрошувальних камер кондиціонування буде

$$Q_n = Q_y + Q_{np}, \quad (10)$$

де Q_y - кількість явного тепла, ккал/(м²·г) Q_{np} - кількість прихованого тепла, ккал/(м²·г).

Явний теплообмін відбувається при різниці температур внаслідок передачі тепла конвекцією.

Прихований теплообмін визначається теплотою пароутворення і відбувається внаслідок поглинання повітрям або виділенням з нього вологи внаслідок різниці парціальних тисків.

Тепловий потік, або кількість тепла, що передається конвекцією, буде

$$Q_y = \alpha_k (t_n + t_w), \quad (11)$$

де α_k - коефіцієнт конвективного теплообміну, ккал/(м²·г·°С).

Потік води, або кількість обміненої вологи в процесі контакту повітря з поверхнею води при нормальному барометричному тиску визначається за формулою

$$W = \beta(P_n - P_s), \quad (12)$$

де β - коефіцієнт вологообміну, кг/(м²·г); P_n - парціальний тиску водяної пари у примежовому шарі повітря, мм рт.ст.; P_s - парціальний тиск водяної пари у примежовому шарі води, мм рт. ст.

Оскільки парціальний тиск водяної пари в повітрі є однозначною і майже лінійною функцією його вологовмісту, тому у подальшому зручніше користуватись не різницею парціальних тисків, а різницею вологовмістів. Через те, що апарати кондиціонування діють у межах низьких температур (близько 20 °С), тому приблизно можна прийняти $\frac{P_n - P_s}{d_n - d_s} = A = const$,

Зміна $P_n - P_s$ у формулі (12) дає можливість отримати залежність для визначення кількості обмінної вологи в процесі контакту повітря з поверхнею води

$$W = \beta'(d_n - d_s), \quad (13)$$

де d_n - вологовміст в основній масі повітря; d_n - вологовміст повітря в примежовому шарі, тобто при температурі, рівній температурі поверхні води і при повному насиченні повітря водяною парою; β' - коефіцієнт вологообміну при повному насиченні повітря водяною парою, який визначається за формулою

$$\beta' = \beta A. \quad (14)$$

Кількість прихованого тепла, що обмінюється між повітрям і водою, становить

$$Q_c = rW = r\beta'(d_n - d_n), \quad (15)$$

де $r = 597,3 - 0,56t_w$ - теплота випарювання води при t_w , ккал/кг. Через такий вологообмін при $t_w > t_n$ спостерігається випарювання води в повітря, а при $t_w < t_n$ відбувається конденсація на поверхні води водяної пари з повітря. Враховуючи формули (11):(15) загальна кількість тепла, що обмінюється між повітрям і водою буде

при $t_w > t_n$ тепло переходить від води до повітря

$$Q_n = \alpha_\kappa(t_w - t_n) + r\beta'(d_n - d_n), \quad (16)$$

при $t_w < t_n$ тепло переходить від повітря до води

$$Q_n = \alpha_\kappa(t_n - t_w) + r\beta'(d_n - d_n),$$

або

$$Q_n = \beta' \left[\frac{\alpha_\kappa}{\beta'}(t_n - t_w) + r(d_n - d_n) \right], \quad (17)$$

Рівняння (17) можна застосовувати в усіх випадках, якщо прийняти тепловий потік від повітря до води позитивним, а від води до повітря негативним.

Для процесів ізоентальпичного зволоження повітря отримано висновок про сталість відношення між коефіцієнтами тепло- та вологообміну і про рівність цього відношення масовій теплоємності вологого повітря [5]

$$\alpha_\kappa / \beta' \approx c = 0,24 + 0,44d_n. \quad (18)$$

Заміна значень r і α_κ/β' у формулі (17), яка набуває вигляд

$$Q_n = \beta' \{ 0,24t_n + (597,3 + 0,44t_n)d_n - [0,24t_w] + (597,3 + 0,44t_w)d_n - t_w(d_n - d_n) \},$$

або

$$Q_n = \beta' [(I_n - I_w) + t_w(d_n - d_n)], \quad (19)$$

де I_n та I_w - тепловміст вологого повітря при температурах t_n та t_w відповідно.

Права частина рівняння (19) $t_w(d_n - d_n)$ у порівнянні з $(I_n - I_w)$ дуже незначна (близько 5 %). Тому формула (19), з урахуванням загальної поверхні теплообміну, буде

$$Q_n = \beta'_F(I_n - I_w), \quad (20)$$

Процес зміни стану повітря при контакті його з водою можна дослідити за допомогою діаграми $I-d$. Якщо повітря у кількості G (кг), з температурою t_n і вологовмістом d надходить у контакт з поверхнею води dF , яка має температуру t_w , то можливо написати рівняння

$$dQ = GdI = \beta dF(I_n - I_n), \quad (21)$$

$$dW = Gd(d) = \beta dF(d_n - d_n). \quad (22)$$

Поділивши рівняння (21) на (22), отримуємо рівняння

$$\frac{dI}{d(d)} = \frac{I_n - I_n}{d_n - d_n} = \frac{\Delta I}{\Delta d} = \varepsilon, \quad (23)$$

яке характеризує зміну стану повітря при контакті його з водою в камері зрошення. У координатах $I-d$ діаграми рівняння (23) визнає кутівий коефіцієнт ε прямої, яка проходить через точку з параметрами I_n, d_n , що характеризує початковий стан повітря і через точку I_w, d_w , що характеризує стан повітря при температурі води t_w і відносній вологості $\varphi = 100$ %. Отже, напрямком прямої зміни стану повітря, що контактує з водою, залежить лише від його початкового стану і від температури поверхні води. Оскільки процеси зміни стану повітря при контакті з

водою протікають за прямими, які з'єднують точку початкового стану з точками, що лежать на кривій насичення, то очевидно, що для даного початкового випадку стану повітря всі можливі випадки напрями ліній процесів при контакті повітря з водою розмістяться всередині трикутника АБВ (рис. 3), де лінії АБ та АВ - дотичні до кривої лінії, що характеризують якісно відрізняючи процеси змінення стану повітря.

Так, зліва лінії $d_A = \text{const}$ можуть відбуватися процеси з пониженням температури і вологовмісту повітря. Праворуч цієї лінії - процеси з підвищенням вологовмісту при одночасному охолодженні або нагріванні повітря. По лінії $d_A = \text{const}$ йде процес охолодження повітря при незмінному вологовмісті.

Для характеристики процесів охолодження повітря, що супроводжуються випадінням вологи (область трикутника АРБ, рис. 3) вводиться поняття про коефіцієнт вологовипадіння ξ . Цей коефіцієнт показує, у скільки разів повна кількість тепла, що віддається повітрям, більше явного тепла, що віддане конвективним шляхом, який характеризується коефіцієнтом α_k при тому ж процесі охолодження. За допомогою цього коефіцієнта можна враховувати кількість тепла, що передається холодоносію в камері від конденсації вологи.

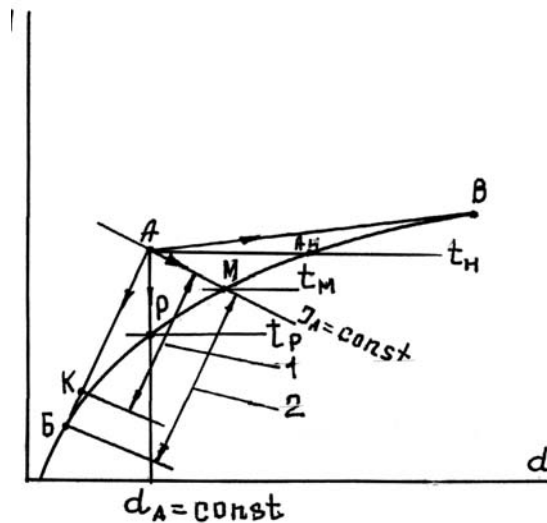


Рис. 3. Процеси зміни стану повітря при його контакті з водою:
1 - реальний процес; 2 - ідеальний процес

Формула для розрахунку коефіцієнта вологовипадіння має вид [3]

$$\xi = \frac{\Delta I}{C_p \Delta t} = \frac{C_p (t_{n.n} - t_{n.k}) + r(d_{n.n} - d_{n.k})}{C_p (t_{n.n} - t_{n.k})} = 1 + \frac{r_1}{C_h} \frac{d_{n.n} - d_{n.k}}{t_{n.n} - t_{n.k}} = 1 + 2830 \frac{\Delta d}{\Delta t}, \quad (24)$$

де $t_{п.п}$; $d_{п.п}$ - температура і вологовміст повітря до початку охолодження; $t_{п.к}$; $d_{п.к}$ - те ж, у кінці охолодження.

Точка роси P є такою, що розмежовує процеси у відношенні їх вологообміну. Температура вологого термометра t_m розмежовує процеси у відношенні їх теплообміну - під лінією АМ відбуваються процеси зі зниженням тепловмісту повітря, а вище цієї лінії - процеси з підвищенням тепловмісту. Якщо температура води дорівнює температурі повітря, теплообміну між водою і повітрям не відбувається.

Процес взаємодії повітря з водою в камері при $t_A = \text{const}$ призводить до того, що кінцева температура повітря буде дорівнювати температурі води, яка стікає на дно камери ($t_n = t_w$) - ідеальний процес. Такий процес відображається прямою АБ. Однак, в дійсності цей процес не приводить до повного вирівнювання температури, а залежить від кількості води й повітря, що вступають у контакт і терміну їх взаємодії. Кінцевий стан повітря стає проміжним поміжточками А і Б та характеризується, наприклад, точкою К ($\varphi < 100\%$). Тому реальні процеси теплообміну відрізняються від ідеальних і характеризується ефективністю теплообміну E , яка визначається відношенням дійсного теплообміну до максимально можливого.

Підвищення ефективності теплообміну в камері кондиціонування можливо за допомогою другого ступеня охолодження повітря, який передбачає контакт його з твердою охолоджувальною поверхнею. Це буде режим охолодження і одночасно осушення повітря з випадінням конденсату на тверду поверхню. Для цього використовується конденсаційний теплообмінник, який виконано з порожнистих гофрованих елементів, в яких циркулює охолоджувана рідина, наприклад, холодна вода. Під час обтікання повітрям холодних поверхонь елементів теплообмінника відбувається конденсація на них водяної пари та осадження крапель води, які по мірі накопичення стікають до низу і потрапляють у збірну каналу для освітлення і охолодження. Конденсація водяної пари та осадження крапель води з повітря під час другого ступеня охолодження сприяє охолодженню гірських порід в підземних виробках і, таким чином, зниженню в них температури повітря.

Висновок

1. Вентиляція гірничих виробок на великих глибинах супроводжується підвищенням температури повітря від гірських порід, роботи гірничих машин, адіабатичного стиснення та окислювальних процесів.

2. В гірничих виробках відбувається зміна параметрів повітря в основному збільшується вологовміст, парціальний тиск і тепловміст.

3. Кондиціонування рудникового повітря доцільно здійснювати безпосередньо в зоні гірничих робіт шляхом двоступеневого охолодження в зрошувальній камері: 1 - форсункового охолодження; 2 - конденсаційного охолодження і осушення.

Список літератури

1. Гурін А.О. Бересневич П.В., Немченко А.А. та ін. Аерологія гірничих підприємств. - Кривий Ріг: Вид КТУ, 2007. - С. 229-230.

2. А.с. SU № 1557333 АМ. ко. Е 21F 3/00, 1960.

3. Щербань А.Н., Ягельский А.Н. Кондиционирование рудничного воздуха. Углетехиздат. - М.: 1956. - С. 36-43.

4. Тарабанов М.Г., Видин Ю.Г., Байков Г.П. Тепло- и массоперенос в камерах орошения кондиционеров с форсунками распыления. - Красноярск, 1974. - С. 7-20.

5. Пеклов А.А., Степанова Т.А. Кондиционирование воздуха. - К.: Вища школа, 1978. - С. 54.-59.

НОВІ СПОСОБИ ТА ЗАСОБИ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ПРОВІТРЮВАННЯ ТА НОРМАЛІЗАЦІЇ УМОВ ПРАЦІ ПІД ЧАС ПРОВЕДЕННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

В.М.Рясний, Державне підприємство «Науково-дослідний інститут безпеки праці та екології в гірничорудній і металургійній промисловості (ДІП «НДІБПГ»), Україна

О.В. Моргун, ВАТ «Суха Балка», Україна

І.А. Євстратенко, Криворізький аварійно-рятувальний (гірничорятувальний) загін МНС України, Україна

Наведено обґрунтування доцільності розробки та результати впровадження принципово нових способів та засобів підвищення ефективності провітрювання та нормалізації умов праці під час проведення гірничих виробок, що дозволяє суттєво поліпшити умови та підвищити безпеку праці гірників.

Підвищити продуктивність праці, як відомо, можливо тільки за умови застосування високоефективної техніки та інтенсивної технології. Причому, ця техніка і технологія повинні бути максимально безпечними для людей, які їх використовують.

Зараз на залізорудних шахтах України проведення підняттяєвих виробок здійснюється різними, в залежності від їх призначення та заданих параметрів, способами:

- комбайновим на весь перетин;
- секційним підриванням глибоких свердловин;
- механізованим за допомогою спеціальних монорейкових комплексів;
- звичайним немеханізованим способом.

Проте, з деяких причин (перш за все економічного характеру) питома вага проведення підняттяєвих виробок найбільш прогресивними способами, що виключають або суттєво зменшують термін перебування гірників в їх привибійній частині, з кожним роком зменшується. Так, проведення підняттяєвих виробок за допомогою комбайнів здійснюється тільки на шахтах ЗАТ "Запорізький залізорудний комбінат".

На більшості шахт Криворізького залізорудного басейну майже на 90% проведення підняттяєвих здійснюється звичайним способом, що вкрай негативно позначається не тільки на продуктивності, але й на умовах і безпеці праці гірників. Так, забрудненість повітря пилом в робочій зоні прохідників без активного провітрювання навіть під час буріння шпурів з промивкою в десятки разів перевищує гранично допустимі концентрації (ГДК). Буріння без подачі води в шпур, що практикується на ряді шахт Кривбасу всупереч діючим правилам безпеки, призводить до того, що ця забрудненість перевищує ГДК в сотні разів. Невипадково (і це підтверджено даними Інституту медицини праці АМН України) найбільш поширеними формами профпатології гірників є захворювання, пов'язані з вдиханням пилу (пневмоконіоз, хронічний бронхіт). Питома вага цих захворювань у загальній структурі профзахворюваності становить майже 50%.

Не маючи надійних ефективних рішень провітрювання та пиловловлювання під час буріння шпурів, а також пило-газознешкодження після вибухових робіт, кожному зміні прохідники наражаються на велику небезпеку порушення стану свого здоров'я.

Вищенаведені обставини викликали необхідність прийняття термінових та дійових заходів щодо поліпшення умов та безпеки праці прохідників. НДІГБПГ в творчій співдружності з гірничорудними підприємствами Кривбасу було розроблено принципово новий універсальний апарат УПА-ІМ, застосування якого дозволяє нормалізувати умови праці прохідників за пиловим фактором, надійно захистити останніх від бурового шламу, що також є значним джерелом дискомфорту на робочому місці, ефективно знешкодити пил та шкідливі гази під час підривних робіт, забезпечити надійне провітрювання виробок практично на всіх етапах прохідницького циклу, а також забезпечити дистанційний відбір проб повітря з привибійної частини виробки.

Апарат не має аналогів. Він складається з двох частин: навісної у вигляді пневматичної колонки з пилошламовловлюючим вузлом, що легко та швидко монтується безпосередньо на бурильну установку (телескопний перфоратор) та двоступінчатого спонукача тяги (ежектора).

Дія апарата в режимі пилошламовловлювання базується на відсмоктуванні продуктів буріння (пилу та шламу) від устя шпура, а також пилу з привибійної частини за рахунок розрядження, що здійснює ежектор, з наступною нейтралізацією пилу в останньому. Дія апарата в режимі пило-газознешкодження базується на активному впливові на пило-газову хмару, що утворилася після проведення підривних робіт, потужної повітро-водяної суміші, її розріджування, а також доосадування пилу та шкідливих газів в самому ежекторі.

Як показали промислові випробування, застосування апарата під час буріння шпурів забезпечує зниження забрудненості повітря пилом в робочій зоні до рівня ГДК. Після виконання підривних робіт час, потрібний для нейтралізації та повного знешкодження продуктів вибуху від оксидів азоту та вуглецю не перевищує 20-25 хвилин інтенсивного провітрювання.

Апарат характеризується невеликими габаритами та масою, простотою в обслуговуванні та експлуатації, високою надійністю.

Не менш складним є питання нормалізації умов та підвищення безпеки праці під час проведення горизонтальних гірничих виробок. Зараз в більшості випадків вони реалізуються за рахунок примусового провітрювання вентиляторами місцевого провітрювання (ВМП). При цьому використовується одна з трьох схем: всмоктувальна, нагнітальна або комбінована. Разом з

тим, сучасні умови проведення цих виробок потребують застосування інших, більш ефективних та надійних способів, засобів та схем провітрювання.

З урахуванням значного досвіду, накопиченого в цій галузі спеціалістами НДІБПГ, під час розробки нових способів та засобів за основу була прийнята безтрубна каскадна схема провітрювання вибоїв.

Сутність, взагалі, відомої схеми полягає в розподілі повітряного струменя в активно-провітрюваній частині горизонтальної виробки на два протилежно направлених потоки, один з яких, рухаючись уздовж однієї з стінок виробки, доставляє свіже повітря до вибою, а другий, рухаючись уздовж протилежної стінки виробки в зворотному, по відношенню до першого потоку, напрямку, - видає забруднене повітря.

Схеми, що рекомендуються, передбачають ефективне провітрювання горизонтальних виробок протяжністю до 200 м за допомогою комбінації особливим чином встановлених у виробці спеціальних повітродувок ежекторного типу. Відмінність розроблених ежекторів від відомих апаратів аналогічного призначення полягає в тому, що вони не тільки здатні ефективно, в стислий термін провітрити виробку, але й дозволяють одночасно активно нейтралізувати пилогозову хмару, що утворилася після підривних робіт. Ежектори можуть працювати в декількох режимах:

- в режимі подачі у виробку тільки повітря для її провітрювання під час виконання робіт, пов'язаних з бурінням шпурів, прибиранням породи, кріпленням виробки та ін.;
- в режимі подачі у виробку перед підривними роботами одночасно повітря та повітро-водяної суміші;
- в режимі подачі у виробку перед вибуховими роботами повітря та повітро-водяної суміші з додаванням в ежектор висококонцентрованих поверхнево-активних речовин (ПАР);
- в режимі подачі у виробку перед вибуховими роботами повітря або повітро-водяної суміші (по довжині), а в привибійну частину й повітро-механічної піни (ПМП).

Перший режим забезпечує ефективне провітрювання виробки. Другий і наступні режими одночасно з провітрюванням забезпечують активне пило-газознешкодження.

Режими роботи ежектора з використанням ПАР та ПМП рекомендуються використовувати в екстремальних ситуаціях, коли з тих чи інших причин не можливо забезпечити провітрювання виробки за час міжзмінної перерви (30 хвилин).

Розроблені схеми дозволяють організувати провітрювання виробок, що знаходяться в проходці, перетином від 3 до 14 м². За необхідності разом з ежекторами можуть використовуватися ВМП (комбінований варіант). За своїми аеродинамічними характеристиками ежектори відносяться до високонапірних та високопродуктивних. В режимі подачі на ежектор повітро-водяної суміші його продуктивність складає 1,4 м³/с, в режимі подачі тільки повітря – 2,1 м³/с. Це дозволяє вже на першій стадії оброблення повітряної маси (за лічені хвилини після включення каскаду ежекторів) нейтралізувати до 70% пилу та до 50% окислів азоту, що знаходяться в ній.

На етапі промислових випробувань встановлено, що всі розроблені схеми провітрювання виробок (довжиною від 20 до 200 м) забезпечують швидкість повітряного струменя в них не менш як 0,25 м/с, а час, потрібний для повного знешкодження продуктів вибуху, не перевищував 20-25 хвилин, що відповідає вимогам діючих правил безпеки. Практично після 25 хвилин інтенсивного провітрювання з одночасною подачею в ежектори води в кількості 3-4 л/хв. не виявлено навіть слідів наявності в повітрі оксидів вуглецю та азоту. Атмосфера у виробках під час роботи ежекторів була чистою та прозорою.

Запропоновані способи та засоби провітрювання гірничих виробок отримали високу оцінку спеціалістів та виробничників. Практичне їх застосування на шахтах Кривбасу дозволило значно поліпшити умови та безпеку праці гірників.

Державний комітет України з нагляду за охороною праці, розглянувши матеріали досліджень НДІБПГ, позитивні відгуки гірничорудних підприємств ВАТ "Суша Балка", ВАТ "Кривбасзалізорудком", ШУ ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», експертні висновки Криворізького ЕТЦ та пропозиції Криворізького гірничого округу з цього питання, дозволив постійне застосування паспортів і схем провітрювання гірничих виробок під час їх проведення з використанням ежекторів-пиловловлювачів УПА-1М, а також ежекторів - піногенераторів ЕПГ-2ПМ.

ПРОБЛЕМА НОРМАЛИЗАЦИИ МИКРОКЛИМАТА ГЛУБОКИХ ШАХТ ДОНБАССА, СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ЕЕ РЕШЕНИЯ

В.А. Бойко, О.А. Бойко, Национальный горный университет, Украина

Произведен анализ способов и средств извлечения и выноса тепла горного массива, исследовано распределение температуры в горном массиве, окружающем выработку. Предложен метод защиты горнорабочих от интенсивного инфракрасного излучения горного массива, ускоренного формирования теплоуравнивающей оболочки вокруг горной выработки путем орошения ее стенок холодной водой за экраном радиационного кондиционера, охлаждения поверхности призабойного пространства и применения опережающей забой подготовительной выработки скважины. Рекомендована схема экономичного по затратам энергии способа подачи холода в шахту и выноса тепла горных выработок на-гора для утилизации.

При обретении независимости Украина имела 256 шахт, выдававших на-гора 184 млн. тонн угля. Горные работы уже велись в достаточно сложных условиях. Предельная глубина ведения горных работ достигла 1250 м, выбросы угля, газа и горных пород считались решенной проблемой, но аварии на газовых шахтах Донбасса не прекращались и уносили ежегодно около 400 жизней шахтеров. Давала себя знать температура горных пород на глубоких горизонтах, но 57 шахт имели и эксплуатировали системы центрального кондиционирования воздуха. Хотя эти системы не отличались надежностью и новизной на уровне мировых стандартов, они в достаточной степени успешно справлялись с задачей снижения температуры воздуха до нормируемой Правилами безопасности 26°C в жаркое время года, покидая свои фундаменты для профилактики и ремонта в Казани в зимние месяцы. Электроэнергия в то время была дешевой и даже при не слишком экономичной эксплуатации холодильной техники на шахтах мало сказывалась на себестоимости добываемого угля.

Приход к власти новых руководителей Украины, обратившихся за советами к западным консультантам, привел к принятию неординарных мер по оздоровлению угольной промышленности страны, выразившихся в закрытии и консервации убыточных шахт и изменении форм их собственности. Итогом этой "оздоровительной" операции явилось падение уровня добычи угля в Украине за 18 лет независимости на 100 млн. тонн и исчезновение систем центрального кондиционирования на 55 шахтах. В настоящее время температура горных пород в 4 самых глубоких шахтах Украины, переваливших отметку 1400м, составляет 45°C . Справедливости ради, следует сказать, что снижение уровня добычи угля в Донбассе началось с 1972 года, когда был достигнут рекордный уровень добычи угля 218 млн. тонн, но темпы и причины падения уровня добычи совершенно разные. Донбасс был обречен на сокращение добычи угля в связи с развитием добычи энергоносителей на востоке СССР и ориентацией на замену угля нефтью и газом. Средний темп падения добычи угля в Донбассе в застойные годы составлял 2 млн. тонн в год, шахты старели, но не закрывались. В годы независимости быстро пришло понимание факта, что рассчитывать на бесплатную замену угля российской нефтью и газом не приходится, тем не менее темп сокращения добычи угля увеличился до 6 млн. тонн в год и сопровождался закрытием и консервацией шахт без строительства и ввода в строй новых. Ссылаясь на экономические трудности в Украине, связанные с огромной энергоемкостью применяемых технологий производства стали и проката, руководители страны упустили из виду тот факт, что в Украине не предприняты реальные шаги по изменению этой технологии и не предупредили развала угольной промышленности. В сравнимой с Украиной по численности населения и объему промышленного производства Великобритании в угольной промышленности возникали сложности, связанные со сменой правительства. Когда к власти приходили консерваторы, шахты передавались в частную собственность капиталистов, приход к власти лейбористов неизменно сопровождался национализацией шахт в общегосударственную собственность, но ни одна из них не закрывалась или не консерви-

ровалась по украинскому образцу, поэтому уже многие десятилетия Англия сохраняет мощность угольных шахт на уровне 240-270 млн. тонн, хотя реальный уровень добычи угля не превышает 180 млн. тонн в год.

Поскольку Украина не имеет существенных разведанных запасов нефти и газа, то выход необходимо искать в имеющихся в пределах страны запасах угля и урановых руд. По примеру Франции Украина может существенно увеличить производство электроэнергии на атомных электростанциях и даже при сохранении прежней ориентации на производство и экспорт металла перестроить промышленность на новые технологии выплавки высококачественных сталей. Для этого нам необходимо наладить собственное строительство реакторов АЭС и производство ТВЭЛов.

При современном состоянии экономики и науки в Украине эту задачу нельзя считать оперативно выполнимой. Второе направление - использование имеющихся в Украине запасов угля. Разведанные запасы угля в Украине превышают 100 млрд. тонн. Если возродить добычу угля до уровня на момент обретения независимости, то его окажется достаточно, чтобы обеспечить все энергетические потребности промышленности и народного хозяйства страны на протяжении минимум пяти столетий. Но вернуться к такому уровню добычи угля тоже не просто. Для этого надо построить новые шахты и обеспечить возможность ведения горных работ на больших глубинах. Предельная разведанная глубина залегания запасов угля в Донбассе составляет 1800-1850 м, а естественная температура массива горных пород на этой глубине составляет $72-75^{\circ}\text{C}$. Осуществить проведение горных выработок и добычу угля на таких глубинах могли бы робототехнические комплексы, но, к сожалению, уровень работ наших ученых при современном их обеспечении не позволяет рассчитывать на успешное решение задачи создания такой техники в обозримом будущем, а ожидание появления ее в Японии для строительства подземных городов также может затянуться. Кажущийся доступным путь нормализации тепловых условий в глубоких горных выработках за счет применения мощных систем кондиционирования воздуха для Украины неприемлем по нескольким причинам.

Во-первых, Украина не производит мощной холодильной техники, пригодной для кондиционирования воздуха в глубоких шахтах. Германия для создания нормальных тепловых условий в угольных шахтах, ведущих добычу угля на глубине 1300 м, использует выпускаемые в этой стране холодильные установки мощностью 8-10 МВт холода. Германия и Англия поставляют такие машины в ЮАР и могут поставлять их Украине. Но, к сожалению, Украина не кредитоспособна.

Во-вторых, если изыскать возможность и купить такую технику за рубежом, то она окажется способной обеспечить при огромном расходе электроэнергии на кондиционирование приемлемый микроклимат на глубине ведения горных работ лишь до 1400 м. В шахтах Германии геотермическая ступень несколько меньше, чем в Донбассе, но площадь поперечного сечения горных выработок больше, поэтому и подача холода воздухом больше, тем не менее, возможности увеличения подачи холода воздушным потоком исчерпаны уже на глубине 1300 м [1]. Возросшие цены на электроэнергию неизбежно приведут к росту себестоимости угля и отказу от его добычи в глубоких шахтах, а возможность государственного регулирования стоимости электроэнергии даже для шахт государственной собственности сомнительна.

В - третьих, решать вопросы добычи угля на больших глубинах в условиях вздорожания и исчерпания запасов энергоносителей при стандартных схемах кондиционирования воздуха в шахтах равноценно преднамеренному намерению заранее обречь саму идею на провал. Огромное количество энергии, израсходованной на производство холода, работу машин и механизмов по проходке выработок, добыче и транспорту угля и горной массы, будет бесполезно вынесено и выброшено воздухом в окружающую среду, поскольку извлечение низкопотенциального тепла проветриваемого шахту воздуха, дебит которого исчисляется миллионами кубометров в час, малоэффективно.

В излагаемой ниже статье приводятся результаты исследований, выполненных нами в порядке научного поиска на кафедре Аэрологии и охраны труда Национального горного университета, направленных на создание нетривиальной схемы и средств нормализации рудничного микроклимата подготовительных горных выработок глубоких шахт в период их проходки, сокращение расхода энергии на кондиционирование воздуха в период выемки угля, вынос тепла горных выработок на-гора и его использование для теплоснабжения инфраструктуры шахты и получения подаваемого в шахту холода.

Рассматривается два основных варианта нормализации микроклимата горных выработок глубокой шахты – новостройки, предназначенной для выемки угля в пределах горного отвода, начиная с верхних угольных пластов, до предельно разведанной глубины их залегания 1850м, и действующей шахты, достигшей глубоких горизонтов по мере ведения горных работ. Оба эти варианта базируются на способе нормализации микроклимата горных выработок, использующем воду в качестве носителя холода с дневной поверхности в шахту и для выноса тепла горного массива шахтного отвода на дневную поверхность. Выполненные нами ранее предварительные расчеты [2,3] показали, что горный отвод шахты в Донецко-Макеевском районе размером 5000x2500м при глубине 1800м содержит в пределах геометрического объема:

горных пород с естественной температурой более 26°C 2.815 млрд. м^3 ,
избыточного над температурой 26°C тепла 172200 млрд. ккал.

При стандартной схеме кондиционирования воздуха с использованием естественного холода земной атмосферы и подачей воздуха в горные выработки горизонта 1750м при скорости движения его 8 м/с, при блочной системе подготовки и размере блока 2500x1000 м, среднегодовой вынос тепла из блока составит 50.64 млрд. ккал. Подача в горные выработки горизонта 1750м воздуха, охлажденного до 2°C , обеспечит годовой вынос тепла 120 млрд. ккал. Срок охлаждения горного массива блока до температуры 26°C за счет использования холода атмосферы Земли составит 680 лет, а при подаче на горизонт 1750м охлажденного воздуха с температурой 2°C - 285 лет. На охлаждение на 18°C ежегодно подаваемых в блок 12,6 млрд. м^3 воздуха при использовании совершенной холодильной техники с холодильным коэффициентом $k_x = 3$ потребуются расходовать ежегодно 25 млн. кВт-ч электроэнергии. Понятно, что ни по сроку реализации, ни по затратам энергии метод нормализации микроклимата в горных выработках шахты неприемлем.

Результаты произведенного предварительного расчета возможности нормализации тепловых условий в глубокой шахте с применением стандартной схемы кондиционирования воздуха заставляют отказаться от применения воздуха в качестве холодо- и теплоносителя в пользу воды.

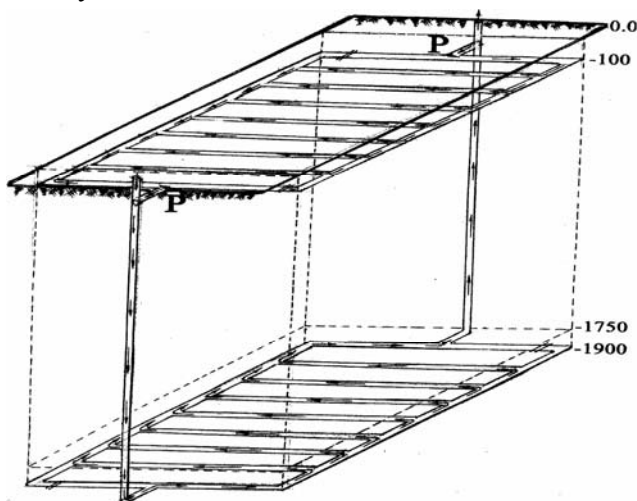


Рис. 1. Схема охлаждения блока

□ Предложенная нами схема системы охлаждения блока шахты-новостройки представлена на рис.1. Система содержит вынесенные за пределы блока, габариты которого нанесены на рисунке пунктиром, две скважины и выработки подсечного блока. Скважины диаметром 1.8 м и выработки подсечного блока, для исключения прорыва воды из системы охлаждения в действующие выработки блока, расположены в породах горного массива на расстоянии 150м. В верхней части рисунка на глубине 100м от дневной поверхности расположены выработки горизонта аккумулятора тепла и регуляторы на сопряжении его со скважинами подачи и

вывода воды, обеспечивающие возможность работы системы охлаждения горного массива в летнее время и увеличенную подачу тепла потребителям в холодный период года.

Запас тепловой энергии горного массива шахтного поля, пересчитанный в эквивалент электроэнергии, составляет 200 млрд. кВт·ч. Вынос такого количества тепла на дневную поверхность в регулируемом режиме создает реальные предпосылки для обеспечения тепловой энергией инфраструктуры шахты, создания агрокомплекса с автономным микроклиматом, а при использовании системы трансформации тепловой энергии - получения высокопотенциальных энергоносителей (воды и пара) и выработки электроэнергии, то есть появляется предпосылка и потенциальный источник энергии для создания и работы энерготехнологического комплекса геотермального типа. Следует заметить, что работы по созданию и эксплуатации системы управляемого охлаждения горного массива глубокой шахты не создают помех работам по строительству и эксплуатации глубокой шахты, но должны быть увязаны по сроку выполнения. Работы по созданию сети охлаждения отрабатываемого блока шахты должны быть закончены ко времени, когда горные работы шахты достигнут глубины 680-700 м, где температура горного массива составляет 26°C , а величина тепловыноса согласована с темпом ухода горных работ на глубину и теплофизическими параметрами пород охлаждаемого горного массива. При сооружении сети горных выработок системы охлаждения горного массива глубокой шахты должен быть принят во внимание тот факт, что и по окончании отработки запасов угля в пределах шахтного поля сохранившаяся система охлаждения будет продолжать вынос тепла, поступающего из недр Земли и прилегающего к участку отработанной шахты массива горных пород. Характерной особенностью предложенной системы охлаждения горного массива и извлечения тепла горных пород является ее работа без затрат энергии на циркуляцию воды-энергоносителя, поскольку необходимая для этого энергия появится за счет нагрева воды по пути ее следования, изменения объемного веса и всплытия по закону Архимеда. Поступающая с горизонта подсечки вода будет иметь температуру около 65°C , равную нормируемой для подачи в системы отопления зданий и сооружений жилых и промышленных зданий, поэтому никакой дополнительной обработки, кроме защиты от минеральных загрязнений, не потребуется. Схема отвода тепла Земли при правильно спроектированной и эксплуатируемой системе окажется весьма простой и экономичной, поскольку не потребует дополнительного оборудования и расхода электроэнергии ни на циркуляцию охлаждающей воды, ни на дополнительное охлаждение подсеченного горного массива блока, поскольку при заблаговременной подсечке его содержащееся в массиве блока тепло будет уходить по горным породам массива – часть вверх, по направлению к дневной поверхности на излучение в окружающую среду, часть вниз к горным выработкам подсеченного горизонта, где тепло поступит к циркулирующей по ним охлаждающей воде и будет вынесено ею на дневную поверхность для использования. Запущенная в работу система охлаждения горного массива будет выполнять свои функции непрерывно до тех пор, пока существует разность температур горного массива и охлаждающей его воды, и потребует вмешательства человека лишь многие десятилетия спустя, когда запас тепла в пределах шахтного поля будет исчерпан и вынос тепла из его пределов будет определяться теплопритоком из недр Земли и горных пород, прилегающих к геометрическому объему шахтного отвода. Для поддержания требуемой температуры нагретой в системе циркуляции воды окажется необходимым постепенно сократить ее подачу.

Совершенно иначе обстоит дело с охлаждением горного массива и созданием нормальных климатических условий в горных выработках при входе горных работ в зону повышенной естественной температуры горных пород. До глубины ведения горных работ 680-700м, на которой температура горных пород достигнет 26°C , несмотря на нагрев воздуха за счет адиабатического сжатия, нормальные тепловые условия в теплый период года обеспечиваются за счет его охлаждения теплоуравнивающей рубашкой горных пород, окружающих горные выработки, накопивших запас холода за холодный период года, когда воздух в шахту подается подогретым калориферами до температуры $+2^{\circ}\text{C}$. Функции обеспечения нормальных тепловых и безопасных по предотвращению образования опасных концентраций метана

до глубины 680-700 выполняет воздух (вентиляция). По достижении этой глубины вентиляция продолжает выполнение функций борьбы с метаном и пылью, частично осуществляет нормализацию тепловых условий, но при добыче угля на глубоких горизонтах основная задача выноса тепла горных пород, содержащегося в пределах горного массива шахтного поля и поступающего в горные выработки из недр Земли, должна быть возложена на воду [5]. При отработке запасов угля на глубинах от 700 до 1000 м нормализацию тепловых условий труда можно обеспечить без применения дорогостоящей системы центрального кондиционирования воздуха и ощутимых затрат энергии на получение холода за счет применения системы ПТВ (предварительного тепло-влажнонасыщения) воздуха в горных выработках действующего горизонта в сочетании с подачей холода с дневной поверхности, а при необходимости нормализации микроклимата в забоях подготовительных выработок - с применением местных либо групповых холодильных машин, обеспечивающих подачу холода в радиационные кондиционеры. На больших глубинах эти средства нормализации тепловых условий, как правило, не способны обеспечить требуемые параметры рудничного микроклимата и требуется применение энергоемких и дорогостоящих систем центрального кондиционирования воздуха. При достижении глубины ведения горных работ более 1300 м даже наличие таких систем не обеспечивает требуемых параметров микроклимата, о чем свидетельствует опыт Германии и двух глубоких шахт Донбасса, на которых сохранились системы центрального кондиционирования воздуха – шахты им. А. А. Скочинского и шахты им. А. Ф. Засядько. Отметим, что эти шахты правительственным постановлением отнесены к потребителям электроэнергии первой категории и получают дешевую электроэнергию, без чего оказались бы в числе нерентабельных и подлежащих закрытию. Планируемая в ближайшее время приватизация 99 шахт Донбасса из числа оставшихся в государственной собственности может оказаться непреодолимым препятствием на пути ведения добычи угля на больших глубинах и причиной катастрофического падения поставки угля для коксохимии с вытекающими отсюда последствиями по сокращению производства стали и проката и падением валютных доходов от их экспорта. Но даже если угольные шахты останутся собственностью государства и будут изысканы бюджетные средства на научно-исследовательские работы для угольной промышленности на создание нормальных условий добычи угля на больших глубинах, то и в этом случае следует решать проблему нормализации микроклимата в глубоких шахтах на основе применения простых и доступных способов и средств, обеспечивающих извлечение, вынос на-гора и использование тепла горного массива как альтернативного источника энергии.

В действующей шахте за счет длительного охлаждающего действия воздушного потока стенки горной выработки (ствола, квершлага, уклона) имеют температуру ниже естественной температуры горного массива, поэтому можно начать засечку выработок более глубокого горизонта, однако толщина теплоуравняющей рубашки мала и уже после проходки первых 10-20 метров выработки ее забой будет иметь естественную температуру горного массива. Никакая мощная вентиляция (даже если бы скорость движения воздуха удалось поднять до предельно допустимой для горной выработки 8 м/с и охладить воздух до $+2^{\circ}\text{C}$) не в состоянии быстро снизить температуру горного массива, поскольку даже при таких параметрах воздушной струи коэффициент теплоотдачи стенки выработки не поднимется выше 20-30 ккал/ч $\text{м}^2 \cdot ^{\circ}\text{C}$ [6,7]. Проветривание горной выработки охлажденным воздушным потоком приводит к снижению температуры стенок горных выработок и снижению температуры воздуха в горной выработке, но достигается такой результат значительный промежуток времени спустя, а длительность его сильно зависит от расхода и температуры свежего воздуха. Покажем это на примере выработки сводообразной формы площадью поперечного сечения 14.4м^2 , пройденной по песчанику ($\lambda=2.2$ ккал/м.ч. $^{\circ}\text{C}$, $a=0.00437\text{м}^2/\text{ч}$), проветриваемой подаваемым ВГП воздухом. Воздух охлаждается системой центрального кондиционирования и поступает в выработку, имея температуру $t_{1v}=15$ и $t_{2v}=25^{\circ}\text{C}$. Естественная температура горных пород составляет $t_{p1}=40$, $t_{p2}=50$, $t_{p3}=60^{\circ}\text{C}$, коэффициент шероховатости стенок

выработки $\varepsilon = 2$. Объемный вес воздуха с температурой $15^{\circ}C$ составляет $\gamma_1 = 1.25$ и с температурой $25^{\circ}C$ - $\gamma_2 = 1.20$. Расчет производится по приведенной ниже зависимости с применением системы MathCAD 11. Программа расчета и результаты приведены на рис.2. Цель расчета – оценить степень влияния параметров вентиляционной струи, проветривающей выработку, на изменение температуры стенки выработки. Дискретно изменяются два параметра - температура поступающего в выработку воздуха (15 и $25^{\circ}C$) и естественная температура пород горного массива (40 , 50 и $60^{\circ}C$), что соответствует условию проходки выработки на глубине 1000 , 1300 и 1600 м, соответственно. Скорость движения воздуха принята 2 м/с – предельно реализуемая с применением ВМП. При такой скорости и заданных параметрах плотности рудничного воздуха и температуры коэффициент теплоотдачи стенок выработки составляет около 40% максимально достижимого в проводимой выработке. Полученные результаты могут трактоваться как предельно достижимые при проветривании вентиляторами местного Для сравнения на рис.3 приведены результаты расчета для случая, когда выработка включена в систему общешахтной вентиляции и проветривается воздухом с той же температурой, но скорость его движения равна максимально допустимой по ПБ (8 м/с.)

проветривания.

$$\begin{aligned} \rho_1 &:= 1.25 & \rho_2 &:= 1.20 & \varepsilon &:= 2 & w &:= 8 & F &:= 14.4 & tv_1 &:= 15 & tv_2 &:= 25 \\ \lambda &:= 2.2 & a &:= 0.00437 & tp_1 &:= 40 & tp_2 &:= 50 & tp_3 &:= 60 & U &:= 3.8\sqrt{F} & R_0 &:= 2\frac{F}{U} \\ \alpha_1 &:= 2\cdot\varepsilon\cdot(\rho_1\cdot w)^{0.8}\cdot\left(\frac{U}{F}\right)^{0.2} & \alpha_2 &:= 2\cdot\varepsilon\cdot(\rho_2\cdot w)^{0.8}\cdot\left(\frac{U}{F}\right)^{0.2} & k_1 &:= \frac{\alpha_1}{\lambda} & O_1 &:= k_1 + \left(\frac{1}{2\cdot R_0}\right) & kv &:= \pi a\cdot\tau \\ tv_1 &:= 15 & tp_1 &:= 40 & tp_2 &:= 50 & tp_3 &:= 60 & \tau &:= 1 & f_1(\tau) &= \left[tp_1 - \left[\left[k_1\cdot\frac{(tp_1 - tv_1)}{O_1} \right] \cdot \left(1 - \frac{1}{O_1\cdot\sqrt{\tau\cdot kv}} \right) \right] \right] * \\ f_2(\tau) &= \left[tp_2 - \left[\left[k_1\cdot\frac{(tp_2 - tv_1)}{O_1} \right] \cdot \left(1 - \frac{1}{O_1\cdot\sqrt{\tau\cdot kv}} \right) \right] \right] * & f_3(\tau) &= \left[tp_3 - \left[\left[k_1\cdot\frac{(tp_3 - tv_1)}{O_1} \right] \cdot \left(1 - \frac{1}{O_1\cdot\sqrt{\tau\cdot kv}} \right) \right] \right] * \\ tv_2 &:= 25 & k_2 &:= \frac{\alpha_2}{\lambda} & O_2 &:= k_2 + \frac{1}{2R_0} & f_4(\tau) &= \left[tp_1 - \left[\left[k_2\cdot\frac{(tp_1 - tv_2)}{O_2} \right] \cdot \left(1 - \frac{1}{O_2\cdot\sqrt{\tau\cdot kv}} \right) \right] \right] * \\ f_5(\tau) &= \left[tp_2 - \left[\left[k_2\cdot\frac{(tp_2 - tv_2)}{O_2} \right] \cdot \left(1 - \frac{1}{O_2\cdot\sqrt{\tau\cdot kv}} \right) \right] \right] * & f_6(\tau) &= \left[tp_3 - \left[\left[k_2\cdot\frac{(tp_3 - tv_2)}{O_2} \right] \cdot \left(1 - \frac{1}{O_2\cdot\sqrt{\tau\cdot kv}} \right) \right] \right] * \end{aligned}$$

2м/с

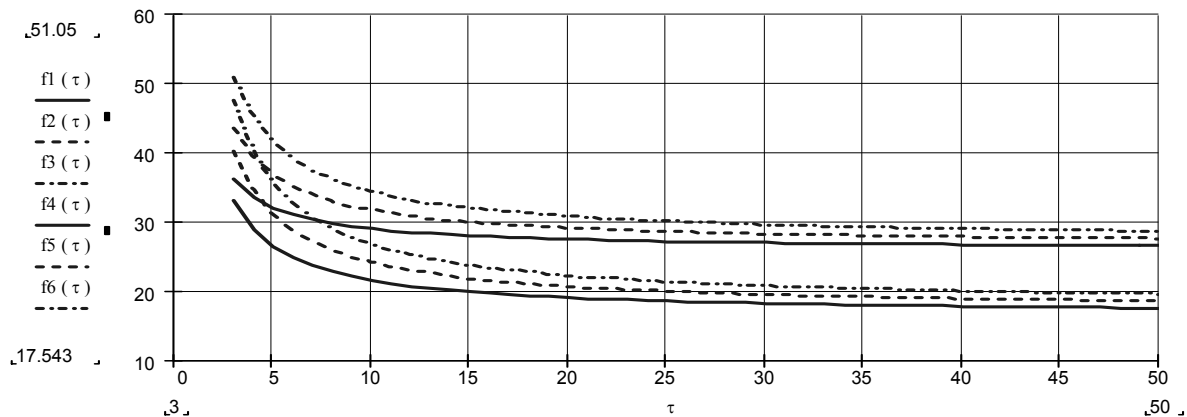


Рис.2. Изменение температуры стенки горной выработки в функции параметров воздушного потока и времени проветривания при скорости движения воздуха

Для сравнения на рис.3 приведены результаты расчета для случая, когда выработка включена в систему общешахтной вентиляции и проветривается воздухом с той же температурой, но скорость его движения равна максимально допустимой по ПБ (8 м/с.)

Для сравнения на рис.3 приведены результаты расчета для случая, когда выработка включена в систему общешахтной вентиляции и проветривается воздухом с той же температурой, но скорость его движения равна максимально допустимой по ПБ (8 м/с.)

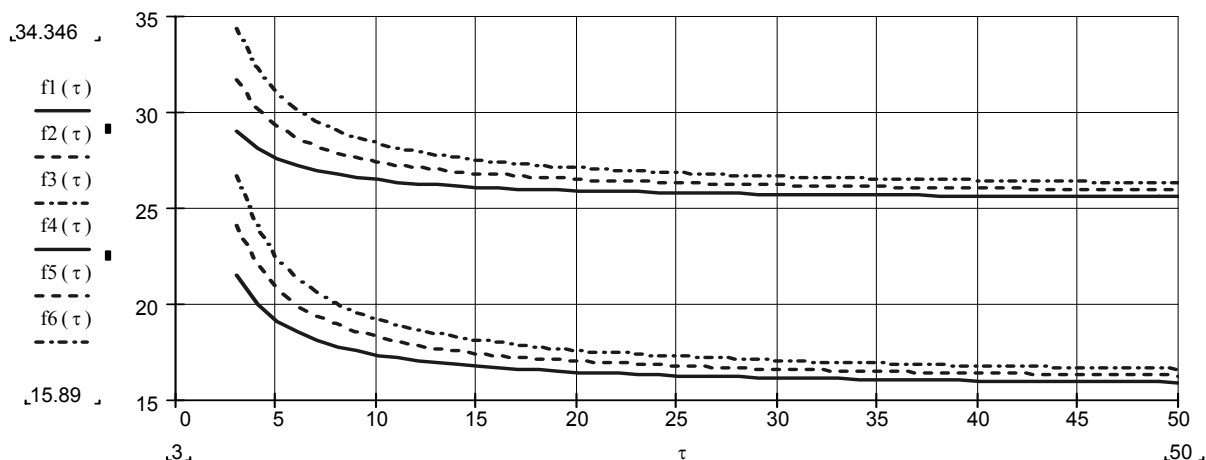


Рис.3. Изменение температуры стенки горной выработки в функции параметров воздушного потока и времени проветривания при скорости движения воздуха 8 м/с

Приведенные на рис.2 и рис.3 результаты расчетов свидетельствуют о том, что при проветривании выработки ВМП и температуре воздуха $+25^{\circ}\text{C}$ температура стенки за принятое расчетное время не снизится до 26°C , а при температуре 15°C такое снижение, в зависимости от естественной температуры горного массива, произойдет через 12-30 часов. Если бы имелась возможность проветривания выработки сквозной струей со скоростью движения воздуха 8м/с, то снижение температуры стенки до 26°C при температуре поступающего в нее воздуха 25°C произошло бы за 6-15 часов, а при температуре воздушной струи 15°C - за время менее 3 часов. Поскольку скорость движения воздуха в выработке при проходке более 2м/с недостижима, то приходится признать, что даже при подаче охлажденного до 15°C воздуха для снижения температуры стенки выработки до 26°C пришлось бы ждать после взрывных работ сутки или более. Ясно, что при таких темпах охлаждения стенок строящихся выработок строительство и ввод в эксплуатацию новых горизонтов затянется на годы. Колоссально ускорить охлаждение горных пород и вынести из горных выработок выделяющееся в них тепло может вода, имеющая в 4000 раз большую теплоемкость, чем воздух. Однако ведение горных работ по проходке и креплению горных выработок несовместимо с их затоплением, поэтому необходимо применить такую технологию ведения работ, которая позволила бы совместить производственные процессы проходки выработки и нормализацию микроклимата в них. Выполнить эту задачу позволяет применение радиационного кондиционера, охлаждение водой стенок горных выработок за экраном кондиционера и охлаждение водой горных пород по трассе проходки выработки с помощью охлаждающей скважины впереди подготовительного забоя.

Для выемки запасов угля в пределах шахтного поля необходимо подготовить блоки, панели, столбы, выемочные участки, имеющие многие километры выработок, пройденных в глубоких шахтах в массиве горных пород с повышенной естественной температурой. Каждая из таких выработок при тепловых расчетах заменяется эквивалентным цилиндром, радиус которого равен частному от деления удвоенной площади сечения выработки на ее периметр. Внутри такого цилиндра течет воздух, стенка его при проходке в определенной степени подверглась охлаждению, но каждый цилиндр окружен горным массивом с естественной температурой, соответствующей глубине залегания выработки. Температура горных пород, окружающих цилиндр, в радиальном направлении изменяется по логарифмическому закону и по законам теплофизики из нагретого массива в полость цилиндра поступает тепловой поток. Выше уже упоминались нарастающие с глубиной огромные величины запаса тепла в горном

массиве. Если не предусмотреть соответствующие меры, то воздух в горной выработке, даже без влияния тепла работающих машин и механизмов и окислительных процессов, нагреется до предельно допустимой температуры, и работа в горных выработках станет невозможной. В качестве мероприятия, позволяющего сократить приток тепла горного массива в горную выработку может быть использован эффект формирования теплоуравнивающей рубашки (далее по тексту - ТР), исследование которого начато учеными школы акад. А. Н. Щербаня еще в 60-е годы прошлого столетия. Ниже будет приведена предварительная оценка возможности использования этого метода.

Поскольку максимальная температура горных пород на предельных разведанных глубинах залегания угольных пластов находится в диапазоне до 75°C , то на всей глубине отработки угольных пластов излучение будет происходить в инфракрасном диапазоне (длина волны до 800 мкм), а интегральная плотность излучения определится в соответствии с законом Стефана – Больцмана:

$$E = \sigma \cdot T^4.$$

Здесь: σ - постоянная Стефана – Больцмана, $\sigma = 5.67 \cdot 10^{-8}$, Дж / с · м² · К⁴, $T = tp + 273$ - абсолютная температура массива, tp - естественная температура горных пород на расчетной глубине. При работе в горячих забоях шахтеры вынуждены обнажать тело, чтобы повысить эффективность теплоотдачи и избежать перегрева тела. При этом имеет место как усиленный конвективный, так и радиационный теплообмен между телом человека и окружающими его поверхностями горных пород, машин и механизмов.

Интенсивность облучения человека определяется зависимостью:

$$f(T) = S_h \cdot \sigma \cdot (T^4 - T_h^4).$$

Здесь: S_h и T_h , соответственно, площадь облучаемой поверхности и температура тела человека, принимаемые в расчетах 1.6 м^2 и 36.6°C . Из расчета по этой зависимости следует, что при температуре стенки выработки 26°C , равной нормируемой ПБ в угольных шахтах температуре воздуха, обнаженный горнорабочий может излучать в горную выработку поток инфракрасного излучения мощностью около 160 Вт. При абсолютной температуре стенки 310 К интенсивность инфракрасного излучения человека падает до нуля, а на глубине 1800м, где естественная температура пород горного массива достигает 75°C , следует ожидать облучения горняка потоком излучаемой массивом энергии 400 Вт.

$$Sh := 1.6 \quad \sigma := 0.000000056 \quad Th := 310$$

$$Ts := 285..315 \quad T := 310..350$$

$$f(Ts) := Sh \cdot \sigma \cdot (Ts^4 - Th^4)$$

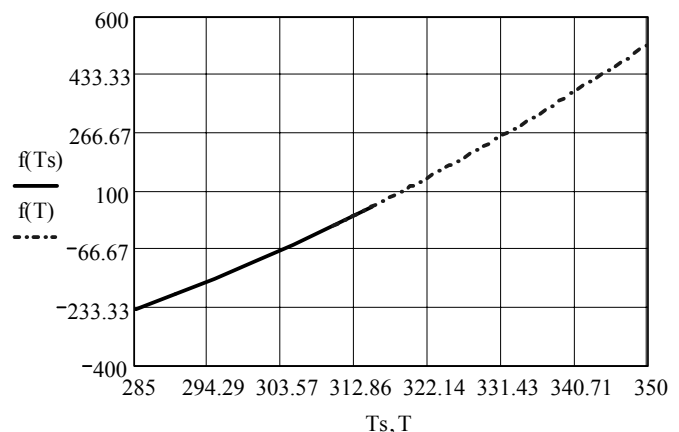
$$f(T) := Sh \cdot \sigma \cdot (T^4 - Th^4)$$

f(T) - интенсивность облучения человека при отсутствии экрана,

f(Ts) - интенсивность облучения человека при наличии

охлаждаемого экрана кондиционера

Рис.4. Изменение интенсивности ИФК облучения человека в горной выработке при наличии охлаждаемого экрана и без него



Термин ‘радиационный кондиционер’ кажется чем-то пугающим, связанным с ионизирующим излучением. В действительности им названо сравнительно простое устройство, предложенное группой кондиционирования рудничного воздуха кафедры Рудничной вентиляции и охраны труда Днепропетровского горного института в 70 годы прошлого столетия для защиты горнорабочих от интенсивного инфракрасного излучения нагретых горных пород в

подготовительных забоях глубоких шахт. Устройство успешно испытано в условиях шахты 1-2 'Горская'.

Сущность защиты горнорабочего от потока инфракрасного излучения излагается ниже.

По идее, наличие радиационного кондиционера с температурой обращенной внутрь горной выработки стенки 37°C должно исключить облучение горняка теплом горного массива и обеспечить нормальные метеоусловия труда. Но, кроме инфракрасного излучения, в выработке имеет место нагрев человека потоком тепла, переносимого движущимся нагретым воздухом (конвективный теплообмен). Произведенные в период испытаний на шахте 1-2 'Горская' радиационного кондиционера "Луч" наблюдения и замеры показали, что комфортные условия труда имеют место при температуре стенки кондиционера $18-22^{\circ}\text{C}$. При такой температуре горнорабочий не ощущает дискомфорта до температуры проветриваемого выработку воздуха $30-32^{\circ}\text{C}$. Хотя нагрев тела горнорабочего за счет конвективного теплообмена при этом возрастает, самочувствие в какой-то степени компенсируется за счет отвода тепла из организма человека в виде инфракрасного излучения в сторону охлажденной поверхности кондиционера.

Принцип действия этой установки заключался в следующем. В качестве источника холода использовался лед, загружаемый в леднике-хранилище на дневной поверхности в трехтонную вагонетку. Вагонетка доставлялась в подготовительный забой и подключалась в систему циркуляции воды, образующейся при таянии льда, состоящую из насоса, гибких шлангов и изготовленного в виде подвешиваемого на двутавре двухстворчатого экрана. Схема устройства такого экрана представлена на рис.5. Поскольку выработка была сводообразной формы, то подвешенные на двутавре и расчаленные тросами к стенкам в нижней части выработки створки создавали конструкцию, передвигающуюся после проведения взрывных работ и проветривания выработки ближе к груди забоя и выполнявшую функцию временной защитной крепи, под которой работали проходчики. Два изогнутые по форме выработки стальные листа приваривались к верхней и нижней трубам диаметром, равным размеру зазора между листами (около 50 мм). Обращенная внутрь межлистовой полости часть трубы выфрезировывалась равными участками, на конце которых герметично вваривались стальные кружки, перекрывавшие проход воде. Вваренные против вставок полосы создавали полости для зигзагообразного перемещения

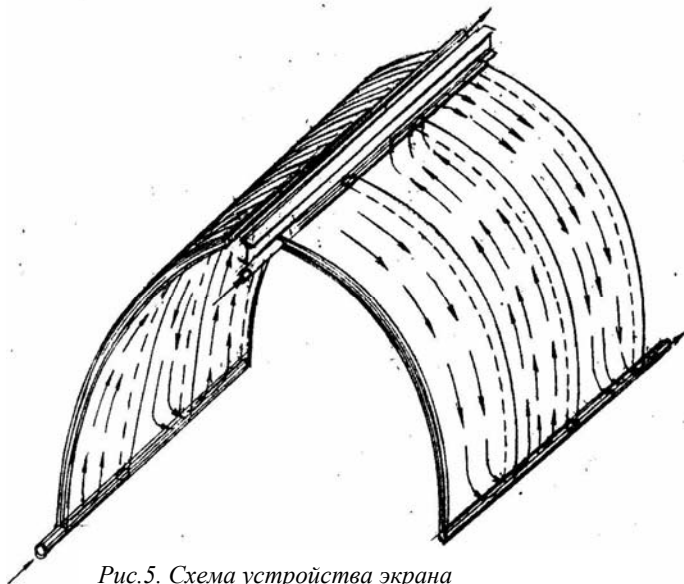


Рис.5. Схема устройства экрана радиационного кондиционера

При испытаниях радиационного кондиционера "Луч" единственным источником холода для его работы являлась холодная вода тающего льда, доставлявшегося из ледохранилища на дневной поверхности в трехтонных вагонетках. Запас холода одной вагонетки льда при таянии и нагреве воды до 30°C не превышал 250-300 тысяч килокалорий, но его хватало для

воды в полости между листами в следующую секцию, по направлению к выходу. Прошедшая через экран вода по трубе поступала к форсуночному распылителю и попадала на находящийся в вагонетке лед, таяние которого охлаждало воду, стекавшую ко всасу насоса. Запас льда в вагонетке составлял около 2.5 тонн, начальная температура около -5°C , скрытая теплота льдообразования около 80 ккал/кг льда, вода нагревалась до температуры примерно 25°C , после чего подавалась новая вагонетка со льдом. Запас холода, подаваемого в выработку за счет одной вагонетки льда, не превышал 250000 ккал.

обеспечения нормальных тепловых условий труда в забое проводимой выработки в течение одной смены, что свидетельствует о высокой эффективности радиационного способа нормализации теплового режима в забое горной выработки.

Промышленная реализация метода улучшения микроклимата призабойного пространства за счет применения экранирования от инфракрасного излучения горного массива в свое время не получила развития не потому, что надо было решать вопрос обеспечения подачи холода для экрана. Применение радиационного принципа в то время было преждевременным, поскольку глубина ведения горных работ и, соответственно, естественная температура горного массива были еще сравнительно невысокими, а подаваемый в газовые шахты для разбавления метана воздух при охлаждении его системой кондиционирования вполне справлялся с выносом тепла горного массива, попадающего в объем горной выработки. В современных условиях, когда естественная температура горного массива в действующих глубоких шахтах достигла 45°C и будет возрастать в дальнейшем с ростом глубины разработки угольных месторождений, этот способ приобретает решающее значение, поскольку рудничный воздух не может выполнить функции доставки холода и выноса тепла из горных выработок не только для обеспечения ускоренного формирования ТР, но и для обеспечения требуемых параметров микроклимата в горных выработках при обычной технологии ведения горных работ. При ускоренном формировании ТР применение радиационного кондиционера с некоторой доработкой его конструкции призвано решить комплекс важных вопросов гигиенического и технологического характера:

- повысить безопасность работ в призабойном пространстве за счет выполнения функции временной крепи и защиты от механического травмирования проходчиков падающими обломками горных пород;
- защитить горнорабочих от интенсивного инфракрасного излучения горного массива;
- при нанесении на внешнюю поверхность экрана, обращенную в сторону породного массива, теплоотражающих пленок или даже обычной термоизоляции значительно сократить теплоприток в объем выработки под экраном и снизить потребность в холоде для охлаждения подаваемой в систему кондиционера воды, то есть снизить его энергоемкость без ухудшения теплозащитных свойств;
- обеспечить возможность немедленного после проведения взрывных работ и передвижки экрана к забою (а при комбайновой проходке выработки - вслед за передвижкой комбайна) начала работ по охлаждению горного массива. Для этого на внешней поверхности экрана должна быть смонтирована система форсунок для орошения водой поверхности выработки за экраном;
- снизить влажность рудничного воздуха за счет конденсации паров воды на охлажденной поверхности экрана и защитить работающих под экраном от брызг и капежа воды при работе оросительной системы;
- направить отепленную воду оросительной системы в водосборные канавки по бортам выработки для водосбора и откачки.

Оценка интенсивности отвода тепла и скорости охлаждения стенки горной выработки при орошении ее водой затруднительна из-за слабой изученности этого сложного процесса. В полностью заполненной водой выработке коэффициент теплоотдачи считается равным бесконечности. Степень заполнения водой пространства выработки между экраном и стенками горных пород является величиной неизвестной и случайной, а коэффициенты теплоотдачи и теплопередачи быстро изменяются во времени из-за охлаждения орошаемой стенки выработки. Изменение коэффициента теплопередачи достаточно хорошо изучено и описано школой А. Н. Щербаня, но объектом ее исследований явился преимущественно процесс теплообмена между стенкой горной выработки и движущимся по выработке воздухом. Даже в этом случае не удалось дать общее описание процесса теплообмена и пришлось разработать аналитический аппарат расчета коэффициента нестационарного теплообмена для выработок, проветриваемых до года, более года и более 10 лет. Разработанные школой А. Н. Щербаня методики расчета параметров теплообмена в горных выработках [4] учитывают аэродина-

мические характеристики воздушных потоков, шероховатость выработок, наличие крепи, но, к сожалению, непригодны ни для пленочного течения воды по стенке выработки, ни для струйного их орошения. Расчетные величины коэффициентов теплоотдачи горных выработок, полученные по этим методикам, находятся в пределах до $30-40 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C}$. Классическая литература по теплотехнике приводит для течения воды в трубах величины коэффициентов теплоотдачи в пределах $1000-1200 \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{К}$. Соотношение между приведенными единицами измерения величины коэффициента теплоотдачи в расчетах принимается $1.16 \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{К} = 1 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C}$. Тот факт, что оросительное охлаждение распыленной водой значительно повышает эффективность теплообмена, общепризнан и подтвержден практикой применения мокрых теплообменников в горных выработках для систем центрального охлаждения воздуха при подземном расположении турбокомпрессоров и конденсаторов холодильных установок. Мокрые теплообменники применяются здесь для охлаждения нагретой в конденсаторе воды за счет подачи ее в форсуночные водораспылители теплообменника на исходящей струе воздуха. Применение мокрых теплообменников позволило в десятки раз, по сравнению с сухими, сократить поверхность теплообмена и создать компактные конструкции, пригодные по габаритам для перемещения и размещения в горных выработках. Интенсивность теплообмена сильно зависит от скорости движения воздуха, соотношения температур поверхности стенки выработки и точки росы воздуха, определяющих возможность процесса испарения воды. В [4] указаны условия, при которых коэффициент теплоотдачи близок к бесконечности, а коэффициенты нестационарного теплообмена и теплоотдачи равны между собой. В приводимых ниже предварительных расчетах будем считать, что в пространстве между поверхностью экрана и стенкой выработки отсутствует осязаемое движение воздуха и условия для испарения воды, поэтому коэффициент теплоотдачи стенок выработки не может превысить таковой для случая движения воды в трубе, то есть возрастет, по сравнению с коэффициентом теплоотдачи для воздуха, не более чем в 50-100 раз. Понятно, что даже при идеальных условиях теплосъема на поверхности стенки горной выработки степень и время охлаждения пород тепловой рубашки будут зависеть от размера ее радиуса, величины перепада температур стенки выработки и естественной температуры горного массива и теплофизических свойств пород горного массива.

Температура воздуха в горных выработках зависит не только от начальной ее величины на входе в воздухоподающую выработку, но и от давления воздуха, изменения его влагосодержания, интенсивности тепловыделений от работающего в горных выработках оборудования, интенсивности окислительных процессов, протекающих в горных выработках и примыкающем к ним выработанном пространстве. Естественный процесс формирования теплоуравняющей рубашки вокруг горных выработок длительный, продолжающийся годы и десятилетия, в известной степени изучен как по природе формирования, так и по параметрам и степени влияния на микроклимат горных выработок. К сожалению, в научно-технической литературе не удалось обнаружить информации о целенаправленном управлении процессом формирования ТР и достигаемого с ее помощью эффекта изменения теплопритоков в горные выработки. Среди представляющих интерес вопросов первым является таковой о размерах накопленного в горном массиве вокруг выработок на различных глубинах и в ТР, в частности, количества тепла и возможности его изменения. Определение естественной температуры пород горного массива на различных глубинах его залегания от дневной поверхности осуществляется на основании данных замеров в скважинах разведочного бурения. Оно же дает сведения о типе и физических свойствах горных пород, определяемых по кернам. Процесс теплообмена в недрах Земли принято считать стационарным. Расчет изменения температур породы в сечении ТР приводится ниже.

$$\int_2^5 2\pi x dx = 65.973 \quad \int_2^{10} 2\pi x dx = 301.593 \quad \int_2^{15} 2\pi x dx = 694.292 \quad \int_2^{20} 2\pi x dx = 1.244 \times 10^3$$

$$F := 14.4 \quad U := 3.8 \cdot \sqrt{F} \quad r0 := 2 \frac{F}{U} \quad r1 := 5 \quad tv := 25 \quad t1 := 40 \quad t2 := 50 \quad t3 := 60 \quad t4 := 70$$

$$r := 2..5$$

$$f1(r) := t1 - (t1 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)}{\ln\left(\frac{r0}{r1}\right)} \quad f2(r) := t2 - (t2 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)}{\ln\left(\frac{r0}{r1}\right)}$$

$$f3(r) := t3 - (t3 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)}{\ln\left(\frac{r0}{r1}\right)} \quad f4(r) := t4 - (t4 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)}{\ln\left(\frac{r0}{r1}\right)}$$

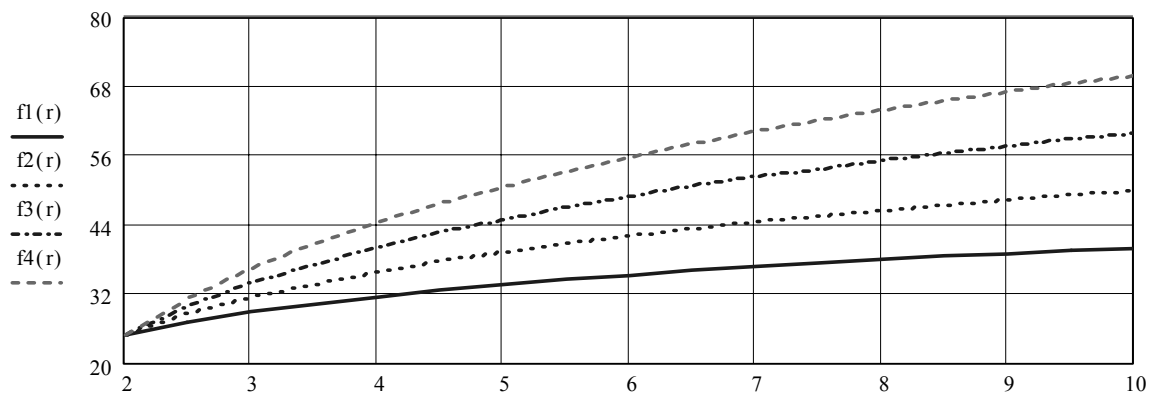


Рис.6. Характер распределения температуры в ТР выработки радиусом 10 м в горном массиве с естественной температурой 40, 50, 60 и 70⁰С

Теплоуравняющая рубашка вокруг горной выработки представляет собой полый цилиндр с внутренним радиусом, равным эквивалентному радиусу выработки, определяемому зависимостью $R0=2 \cdot F/U$, где F – площадь поперечного сечения, а U – периметр выработки. Распределение температур в цилиндрической ТР по радиусу подчиняется логарифмическому закону. Тепловые расчеты для ТР удобно вести для участка ее длиной 1 м, а тепловой поток в таком участке принято именовать удельным. Объем такого участка горного массива ТР определяется квадратичной зависимостью от ее радиуса. Количество тепла, содержащегося в элементарном объеме кольца ТР, определяется как произведение объема кольца на среднюю температуру в нем и удельную теплоемкость горной породы. Поскольку и температура и площадь кольца являются нелинейными функциями радиуса, то решение задачи компьютером с применением системы MathCAD усложняется из-за отсутствия табличного интеграла произведения производных этих функций. Результат может быть получен методом последовательных приближений Ньютона путем разбиения объема ТР на кольца малой величины, подсчета средней температуры каждого кольца методом трапеций и последующего суммирования полученных количеств тепла всех элементарных колец, входящих в ТР. Для выполнения такого расчета на компьютере необходимо организовать циклический вычислительный процесс с большим числом повторений. Поэтому для выполнения требуемых расчетов использован хорошо справляющийся с циклическими вычислениями математический аппарат машинного языка C++. С этой целью составлена программа, позволяющая производить разбивку массива ТР на любое задаваемое число колец, рассчитывать температуру и теплосодержание в них при любых теплофизических параметрах породного массива, суммиро-

вать их, рассчитывать теплосодержание в объеме ТР при естественной температуре горного массива, определять величину подлежащего удалению при формировании ТР избытка тепла. Приведенные ниже на рис.7 графики представляют собой результаты расчетов по упомянутой программе и содержат информацию об избытке тепла в ТР горных выработок на горизонтах с температурой горных пород от 40 до 70 °С при радиусе ТР 5,10,15 и 20 м, соответственно.

Полученные результаты для удобства пользования приведены на оси ординат и окажутся полезными при решении вопроса о рациональных параметрах ТР с учетом фактора времени на их формирование, расхода холода, обеспечения стабильного выноса отепленной воды, а также для оценки величины теплопритока в горные выработки при наличии ТР. Кривые изменения величины теплоизбытка на рис. 7 снабжены индексами Element-1..Element-16 и соответствуют, последовательно, в возрастающем порядке, естественной температуре массива от 40 до 70 °С при указанных величинах радиусов ТР. Все расчеты выполнены для выработок, пройденных по преваляющему в Донбассе на больших глубинах песчанику.

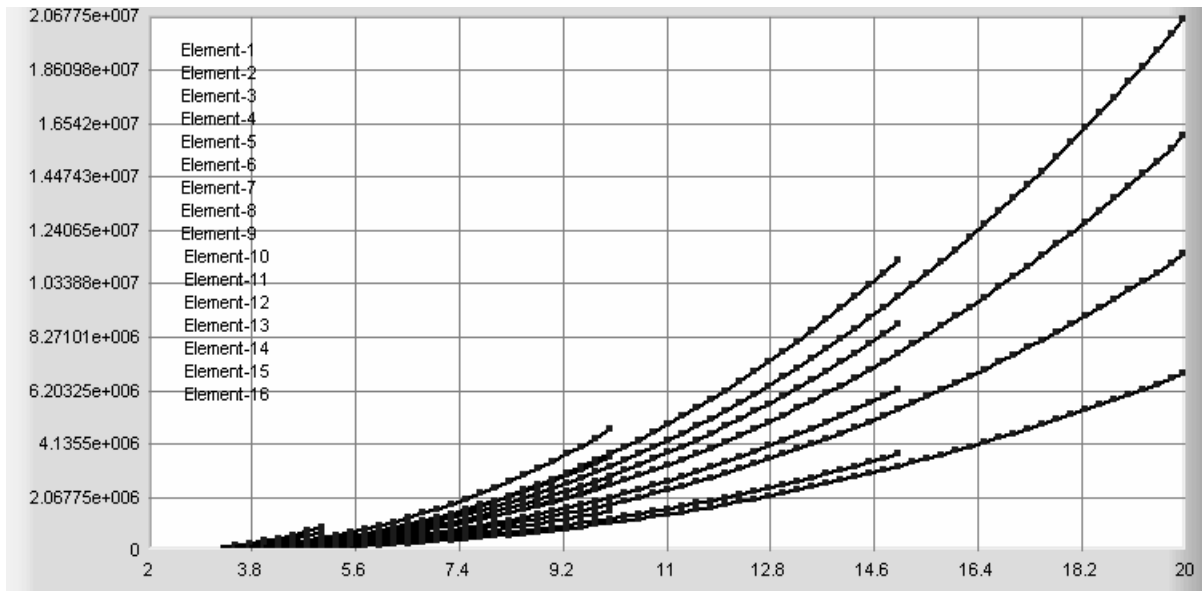
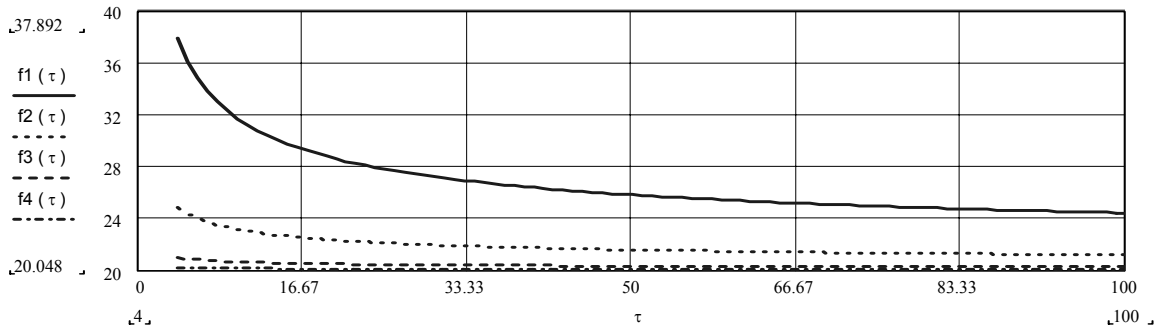


Рис.7. Изменение избытка тепла в ТР горных выработок в песчанике с естественной температурой 40, 50, 60 и 70 °С

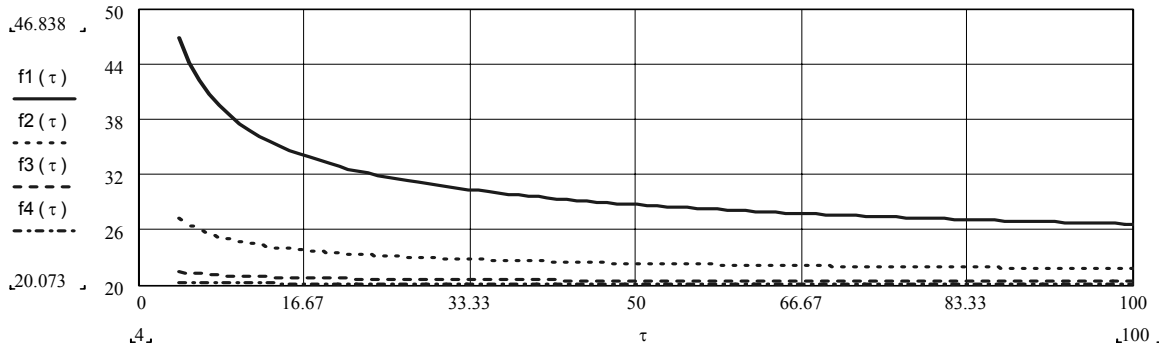
Используем приведенную в [3] зависимость для определения температуры стенки горной выработки при известном коэффициенте теплоотдачи и рассчитаем ее изменение за 100 ч.

Поскольку истинная величина коэффициента теплоотдачи в орошаемом пространстве между стенкой экрана радиационного кондиционера и горной выработки пока неизвестна, то при расчетах она принята в оговоренном выше

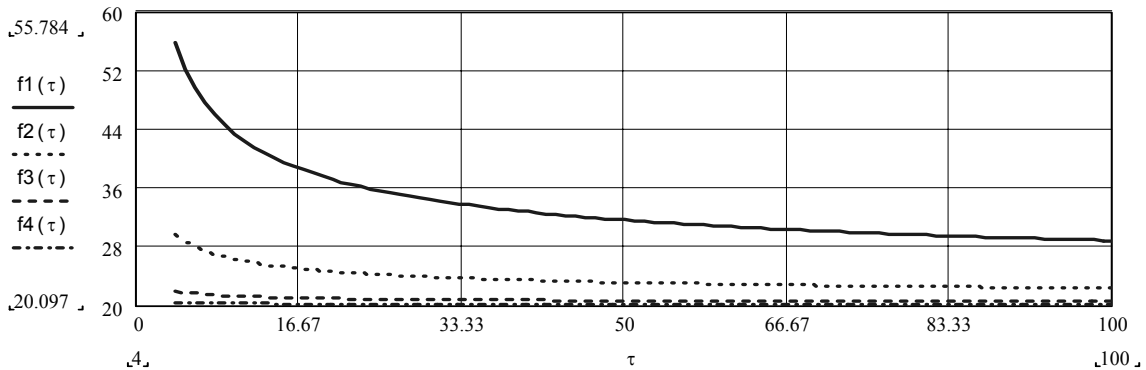
$$\begin{aligned} \varepsilon &:= 2 & \gamma &:= 1.2 & w &:= 6 & F &:= 14.4 & U &:= 3.8 \cdot \sqrt{F} & \alpha_1 &:= 10 & \alpha_2 &:= 40 & \alpha_3 &:= 200 & \alpha_4 &:= 1000 \\ \lambda &:= 2.2 & a &:= 0.0043 & t_p &:= 40 & t_v &:= 20 & \tau &:= 0.5..100 & k_1 &:= \frac{\alpha_1}{\lambda} & k_2 &:= \frac{\alpha_2}{\lambda} & k_3 &:= \frac{\alpha_3}{\lambda} & k_4 &:= \frac{\alpha_4}{\lambda} \\ R_0 &:= 2 \cdot \frac{F}{U} & n &:= \frac{1}{2 \cdot R_0} & o_1 &:= \frac{1}{(k_1 + n)} & o_2 &:= \frac{1}{(k_2 + n)} & o_3 &:= \frac{1}{(k_3 + n)} & o_4 &:= \frac{1}{(k_4 + n)} \\ f_1(\tau) &:= t_p - o_1 \cdot k_1 \cdot (t_p - t_v) \cdot \left(1 - \frac{o_1}{\sqrt{\pi \cdot a \cdot \tau}} \right) & f_2(\tau) &:= t_p - o_2 \cdot k_2 \cdot (t_p - t_v) \cdot \left(1 - \frac{o_2}{\sqrt{\pi \cdot a \cdot \tau}} \right) \\ f_3(\tau) &:= t_p - o_3 \cdot k_3 \cdot (t_p - t_v) \cdot \left(1 - \frac{o_3}{\sqrt{\pi \cdot a \cdot \tau}} \right) & f_4(\tau) &:= t_p - o_4 \cdot k_4 \cdot (t_p - t_v) \cdot \left(1 - \frac{o_4}{\sqrt{\pi \cdot a \cdot \tau}} \right) \end{aligned}$$



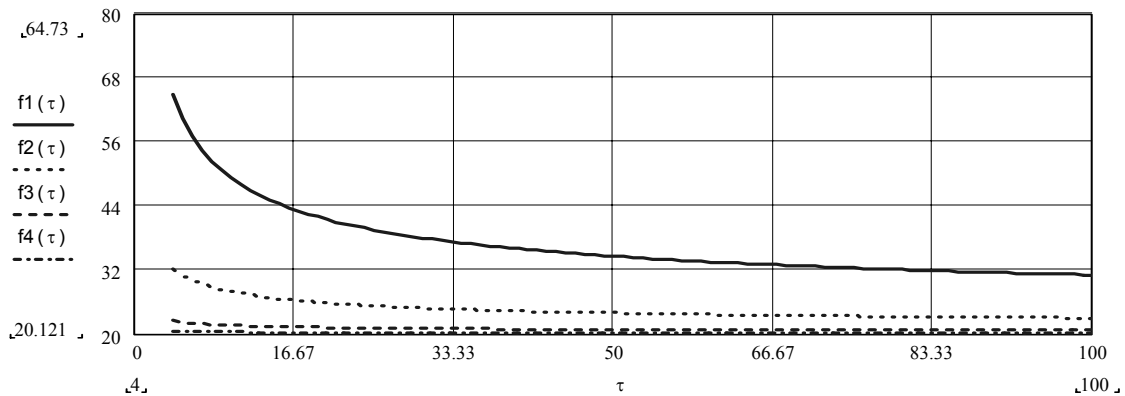
а) Изменение температуры охлаждаемой стенки выработки в горном массиве с естественной температурой 40°C



б) Изменение температуры охлаждаемой стенки выработки в горном массиве с естественной температурой $t_p=50^{\circ}\text{C}$



в) Изменение температуры охлаждаемой стенки выработки в горном массиве с естественной температурой $t_p=60^{\circ}\text{C}$



г) Изменение температуры охлаждаемой стенки выработки в горном массиве с естественной температурой $t_p=70^{\circ}\text{C}$

диапазоне – от соответствующих коэффициенту теплоотдачи в выработке, проветриваемой ВМП, до $1000 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C}$, которые могли бы иметь место при заполнении пространства между стенками экрана кондиционера и выработки.

Анализ изменения величин температуры стенки горной выработки во времени по графикам рис. 8 показывает, что при коэффициенте теплоотдачи $10 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C}$ за первые 100 часов после обнажения только стенки горной выработки с естественной температурой горного массива 40°C оказались с температурой менее 26°C . При коэффициенте теплоотдачи $40 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч}$ даже при естественной температуре массива 70°C такая температура достигается в течение суток, а более интенсивное орошение с коэффициентами теплоотдачи 200 и $1000 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч}$ обеспечивает снижение температуры стенки горных выработок при температуре массива 70°C за время менее 4 часов. К сожалению, по данным приведенных выше предварительных расчетов не представляется возможным определить необходимую интенсивность орошения. Быстрое охлаждение поверхности горной выработки в горячем забое дает основание полагать, что ускоренное формирование ТР в нагретом горном массиве возможно, однако опубликованные методики расчета охлаждения горного массива по толщине теплоуравнивающей рубашки не дают основания ожидать получения корректных временных параметров, поскольку неустановившийся процесс теплопередачи связан с изменением как термического градиента, так и термического сопротивления увеличивающейся при охлаждении теплоуравнивающей рубашки. Приведенные на рис. 7 результаты расчетов выноса тепла при формировании ТР горной выработки различных размеров показывают, что применение воды для охлаждения окружающего их горного массива позволяет извлечь огромное количество тепла за сравнительно короткий промежуток времени. Предварительная оценка возможностей использования этого тепла на дневной поверхности для приведенной в качестве примера глубокой шахты показывает, что можно в придачу к добытому шахтой углю за срок отработки шахтного поля получить добавочное количество тепла, эквивалентное энергии 20-30 миллионов тонн угля. Если даже по присущей нам нераспорядительности с использованием вынесенной на-гора тепловой энергии горного массива большая часть ее будет потеряна в связи с отсутствием опыта использования тепловой энергии Земли, экономический эффект нормализации тепловых условий в глубокой шахте будет достаточно внушительным за счет экономии энергии на выработке холода, экономии средств на приобретении дорогостоящей импортной холодильной техники. Ограниченный размер настоящей публикации не позволяет изложить схему и параметры системы получения и доставки холода в горные выработки, авторы надеются изложить их в последующих публикациях. Но и изложенное в настоящей статье показывает, что передача функций доставки холода и выноса тепла горного массива воде предоставляет огромные возможности выбора генераторов холода, начиная с природных источников типа водоема на дневной поверхности, водоносных слоев горных пород, и кончая искусственными за счет производства холода на-гора выпускаемыми в Украине мощными холодильными установками общепромышленного назначения (мощных аммиачных холодильных установок, бромисто-литевых абсорбционных холодильных машин). Значительная часть тепла, выносимого водой из шахты, может быть использована для получения подаваемого в шахту холода.

Выводы

1. Увеличение добычи угля является одним из двух возможных путей выхода страны из энергетического кризиса. Для выполнения этой задачи необходимо решать проблему сохранения шахтного фонда и нормализации микроклимата глубоких шахт.

2. Современные мощные холодильные установки для шахт могут обеспечить нормальные тепловые условия в глубоких шахтах при максимальной глубине ведения горных работ не более 1300-1400 м. Украина не производит и по состоянию национального бюджета не имеет возможности приобрести дорогостоящую импортную технику кондиционирования воздуха в глубоких шахтах, поэтому должна решать проблему нормализации микроклимата глубоких шахт экономичными доступными способами и средствами.

3. Способы и средства нормализации тепловых условий в глубоких шахтах Донбасса должны базироваться на концепции использовании воды как средства доставки холода в горные выработки глубоких шахт и выноса тепла горного массива на дневную поверхность.

4. Нормализация тепловых условий в горных выработках глубоких шахт в период их проходки должна базироваться на применении комплекса мероприятий, включающих защиту горнорабочих от инфракрасного излучения горного массива, охлаждение стенок горного массива проводимой выработки и охлаждения горного массива по трассе проходки выработки с помощью скважины, опережающей забой.

5. Для сокращения притока тепла в горные выработки из окружающего их нагретого горного массива необходимо осуществить уже на стадии проходки ускоренное формирование *теплоуравнивающих рубашек* горных выработок. Наличие достаточных по размерам ТР позволит значительно сократить приток тепла в горные выработки и осуществить регулирование их теплового режима с существенно меньшими расходами тепла на охлаждение в период отработки запасов угля.

6. Назрела настоятельная необходимость выполнить комплекс работ по разработке научных основ и созданию действующих угольных шахт будущего, выполняющих наряду с добычей угля на больших глубинах задачи извлечения и использования шахтного метана и тепла Земли в пределах горного массива угольных шахт.

7. Нормализация тепловых условий в горных выработках глубоких угольных шахт по предлагаемой технологии подачи холода в шахту и выноса тепла горных выработок водой позволит получить дополнительно к энергии добытого угля значительное количество тепла, пригодного для использования инфраструктурой шахт и населенных пунктов, а при применении тепловых насосов - для выработки электроэнергии. Тепловой эквивалент горного массива глубокой шахты по предварительным оценкам составляет 10-15% энергии запасов угля в пределах шахтного поля.

Список литературы

1. Фосс И. Вентиляционные мероприятия для нормализации тепловых условий в шахтах // Глюкауф. 1981. №3. -с.19-26
2. Бойко В. А.. Оценка теплового потенциала горного массива глубокой шахты Донбасса и возможностей типовой схемы нормализации условий труда. Сборник научных трудов Национального горного университета, №16, с. 113-124, -Днепропетровск, 2003
3. Бойко В.А. Структура и математическая модель системы охлаждения горного массива глубокой шахты.- Науковий вісник НГУ №9, с 63-69. Днепропетровск, 2004.
4. Щербань А. Н., Кремнев О. А.. Научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт. Том 1,2. Издат. АН УССР, Киев, 1959. -430 с,1960.-348 с.
5. Бойко В. А., Бойко А. В. Энерготехнологические аспекты нормализации микроклимата горных выработок при строительстве и эксплуатации глубоких шахт Донбасса. Матеріали міжнародної конференції, секція “Рудникова аерологія та безпека праці”, с.7-19, 2008. Дніпропетровськ
6. Бойко В. А., Бойко О. А., Логунов Д. М. Способы и средства нормализации микроклимата подготовительных выработок, проводимых на глубоких горизонтах шахт Донбасса, Матеріали міжнародної конференції, секція “Рудникова аерологія та безпека праці”, с.18-29, 2008. Дніпропетровськ
7. Бойко В.А., Шашенко А. Н. Способ и средства формирования теплоуравнивающей рубашки подготовительной горной выработки глубокой угольной шахты. Матеріали міжнародної конференції, Геомеханіка і геомеханічний моніторинг при підземному будівництві, секція “Будівництво і експлуатація підземних споруд”с.143-155, 2008. Дн -вськ

УЧЕТ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПЫЛИ И КАПЕЛЬ ПРИ ОЦЕНКЕ СТЕПЕНИ ЛОКАЛИЗАЦИИ ПЫЛЕВОГО ВЫБРОСА ГИДРООРОШЕНИЕМ

*В.Е. Колесник, М.В. Левченко, Национальный горный университет, Днепропетровск,
Украина*

Выполнен анализ взаимодействия частиц пыли с каплями жидкости в потоке воздуха, выбрасываемого в атмосферу. Дана оценка степени локализации пылевого выброса гидроорошением на примере типового вентилятора главного проветривания угольной шахты.

Поддержание установленных норм содержания промышленной пыли в приземном слое воздуха вблизи промышленного предприятия обычно обеспечивается нормированием выбросов пыли из каждого организованного источника, который находится на территории этого предприятия в пределах санитарно-защитной зоны (СЗЗ). На практике установленные расчетным путем допустимые уровни выбросов повсеместно превышаются, что приводит к превышению норм запыленности воздуха за пределами СЗЗ. Таким образом, имеем актуальную задачу реальной локализации пылевых выбросов. Ее решение предотвратит рассеяние промышленной пыли, например в жилой зоне, часто примыкающей к промышленным предприятиям, и создаст предпосылки к последующему снижению размеров СЗЗ, что важно, в частности, для гранитных карьеров и карьеров других нерудных полезных ископаемых, используемых в строительстве, которые часто работают в непосредственной близости от жилых массивов.

Для эффективной локализации пылевого выброса могут быть использованы известные средства пылеподавления, например, гидрооросители разного типа, которые нашли широкое применение в системах душирования пыли, в подземных горных выработках угольных и рудных шахт. Однако имеются и особенности. Так, при локализации выброса пыли в атмосферу по соображениям экологической безопасности нежелательно применение смачивателей на основе СПАВ, которые широко используются в закрытых помещениях или горных выработках. В некоторых случаях на пути выбрасываемого потока недопустимо размещение средств, увеличивающих аэродинамическое сопротивление движению потока, в частности, в устьях вентиляторов главного проветривания. Кроме того, как известно, впрыскиваемая в воздушный поток капельная жидкость образует при взаимодействии с частицами пыли жидкие аэрозоли с твердым ядром (частица пыли погружается в каплю и обволакивается жидкостью), обеспечивая при пылеподавлении в закрытом ограниченном пространстве быстрое их оседание за счет существенного увеличения размера и массы образовавшихся агрегатов. В свободной же атмосфере, по мере переноса таких частиц в воздухе под действием ветра и турбулентной диффузии, их жидкая оболочка будет испаряться или они будут коагулировать при перемешивании в турбулентном потоке. Первый процесс приведет к снижению скорости оседания, а второй – к повышению. В любом случае, для определения реальной картины рассеяния и оседания образовавшегося при гидроорошении аэрозоля в свободной атмосфере необходима оценка взаимодействия частиц пыли с каплями распыляемой жидкости в движущемся потоке и степени трансформации дисперсного состава пыли и образуемых агрегатов, поскольку методики определения рассеяния, в частности стандартная [1], учитывает помимо интенсивности выброса и средний размер выбрасываемых частиц.

Проанализируем процесс взаимодействие частиц пыли с каплями жидкости в потоке, полагая, что капли внесены в поток без какого-либо существенного воздействия на истечение выбрасываемой пылевоздушной струи. В таком случае можно считать, что взаимодействие частиц и капель будет носить случайный характер.

Вероятность встречи частиц пыли радиуса r с каплями воды радиуса R пропорциональна их количеству в единице объема, эффективному сечению их взаимодействия $\pi(r+R)^2$ и степени захвата частиц каплями при определенной скорости их относительного движения [2]. Тогда для пылевых частиц радиуса r_i , движущихся относительно капель размером R_j со скоростью v_{ij} , изменение концентрации частиц $d\nu_{ij}$ при коэффициенте захвата E_{ij} , который учитывает эффективность взаимодействия каждой частицы и капли, за промежуток времени dt составит

$$d\nu_{ij} = -\nu_{ij} N_j \pi (r_i + R_j)^2 v_{ij} E_{ij} dt, \quad (1)$$

где ν_{ij} и N_j – счетные концентрации частиц пыли в единице объема, взаимодействующих с каплями жидкости j -го размера, и этих капель, соответственно.

Разделив переменные, получим

$$\frac{d\nu_{ij}}{\nu_{ij}} = -N_j \pi (r_i + R_j)^2 v_{ij} E_{ij} dt.$$

Интеграл этого уравнения при начальной (до орошения) счетной концентрации частиц пыли $\nu_{ij} = \nu_{ij}(0)$ при $t = 0$ имеет вид

$$P_{ij} = \frac{\nu_{ij}}{\nu_{ij}(0)} = \exp \left[-\pi (r_i + R_j)^2 \int_0^t N_j v_{ij} E_{ij} dt \right]. \quad (2)$$

Выражение (2) представляет вероятность того, что частица радиусом r_i не улавливается каплями радиуса R_j за время t . Поскольку улавливание пылевых частиц каплями различного размера – процесс независимый, вероятность того, что частицы i -й фракции не будут улавливаться каплями всех размеров запишется как произведение соответствующих вероятностей

$$P_i = P_{i1} \cdot P_{i2} \cdots P_{im}$$

или

$$P_i = \frac{\nu_i}{\nu_i(0)} = \exp \left[-\pi \sum_{j=1}^m (r_i + R_j)^2 \int_0^t N_j v_{ij} E_{ij} dt \right]. \quad (3)$$

Очевидно, что доля частиц i -й фракции пыли, равная P_i , продолжает свое движение, оседая из потока, пропорционально скорости своего оседания (витания) в воздухе. Уловленные же частицы, доля которых составляет $1 - P_i$, образуют с каплями агрегаты в виде жидких частиц с твердым ядром. Скорость их витания в воздухе определяется размером и массой образовавшихся частиц-агрегатов, поэтому интенсивность их оседания существенно выше.

Счетные концентрации частиц пыли обычно изменяют на массовые, а капель – на объемные, полагая их сферическими:

$$v_i = \frac{3n_i}{4\pi\rho r_i^3}; v_i(0) = \frac{3n_i(0)}{4\pi\rho r_i^3}; N_j = \frac{3V_j}{4\pi R_j^3},$$

где n_i ; $n_i(0)$ – конечная и начальная массовая концентрация i -й фракции соответственно, мг/м³; ρ – плотность вещества пыли, кг/м³; V_j – объем капель j -й фракции, дм³/м³ (л/м³).

С учетом дисперсного распределения фракций пыли и капель полагают

$$n_i(0) = \xi_i n(0), \text{ а } V_j = \psi_j V. \quad (4)$$

где ξ_i – массовая доля i -й фракции; $n(0)$ – начальная общая массовая концентрация частиц пыли всех размеров, мг/м³; ψ_j – объемная доля капель j -й фракции; V – общая объемная концентрация капель всех размеров, дм³/м³ (л/м³).

Поскольку $\frac{v_i}{v_i(0)} = \frac{n_i}{n_i(0)}$, выражение (3) может быть переписано в виде

$$P_i = \exp \left[-\frac{3}{4} \sum_{j=1}^m \frac{(r_i + R_j)^2}{R_j^3} \int_0^t V_j v_{ij} E_{ij} dt \right]. \quad (5)$$

Здесь составляющая $(r_i + R_j)^2 / R_j^3$ определяет степень дисперсности капель, влияющей на эффективность встречи с частицей, а в сумме характеризует удельную поверхность диспергированной жидкости.

Массовая доля частиц пыли всех k фракций, не захваченных каплями жидкости всех размеров, представляется как

$$P = \sum_{i=1}^k n_i / \sum_{i=1}^k n_i(0) = \sum_{i=1}^k n_i / n(0) = \sum_{i=1}^k P_i n_i(0) / n(0).$$

Подстановка в последнее выражение формулы (5), с учетом (4), дает

$$P = \sum_{i=1}^k \xi_i \exp \left[-\frac{3}{4} \sum_{j=1}^m \frac{(r_i + R_j)^2}{R_j^3} \int_0^t \psi_j V \cdot v_{ij} E_{ij} dt \right]. \quad (6)$$

Применительно к решаемой задаче, формула (6) характеризует относительное содержание массы частиц пыли в единице объема воздуха, не захваченных каплями, т.е. пыли, оставшейся сухой, при случайном характере взаимодействия их с распыленной в потоке жидкостью. Очевидно, что величина $1-P$ выразит относительное содержание смоченной пыли. С учетом этого, задачу рассеяния частиц в атмосфере после орошения запыленного потока формально можно разбить на две, т.е. решать отдельно задачи рассеяния для сухой и для смоченной пыли, а общее решение представить как суперпозицию этих частных решений.

При решении таких задач по стандартной методике [1], один источник пылевого выброса следует заменить двумя. При этом, интенсивность выброса каждого из них будет пропорциональна P и $1-P$, а средний размер частиц должен быть определен соответственно для

сухой пыли и для жидких капель-агрегатов. Причем следует помнить, что жидкая фаза влияет только на размер частиц и скорость их оседания, а реальная концентрация пыли, обусловленная оседанием капель-агрегатов должна рассчитываться только по их твердой фазе, поскольку жидкость, в конце концов, испарится.

Практическое использование полученных формул требует учета общей объемной концентрации всех капель диспергированной жидкости V , которая определяется производительностью оросителя, оценки фактического дисперсного состава капель и частиц пыли в выбросе, а также определения коэффициента захвата частиц каплями.

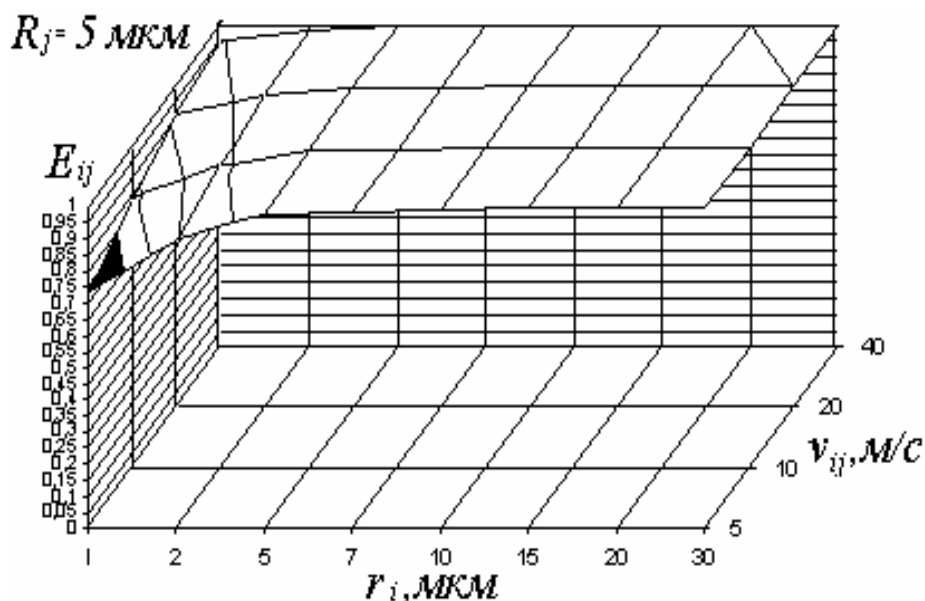
Дисперсность капель в факеле оросительной форсунки можно оценить, например, по медианному диаметру расчетным путем с использованием эмпирических формул или непосредственно в потоке по методике, предложенной и опробованной авторами [3]. Суть ее заключается в пропускании когерентного (лазерного) пучка света через контролируемую дисперсную среду, а о среднем размере частиц (капель) судят по размеру центрального светлого пятна дифракционной картины, получаемой на экране, который размещается на достаточном удалении от лазера.

Предложенная методика апробирована при проведении испытаний образцов малогабаритных пневматических гидрораспылителей, у которых диаметр сопла не превышал 1 мм [4]. Установлено, что при изменении давления сжатого воздуха, которое менялось ступенчато от 0,1 до 0,4 Мпа (примерно 1-4 ати), средний размер капель уменьшился от 26 до 9 мкм. Примечательно, что основная масса воды природного тумана, образующегося в атмосфере, приходится на частицы 5-15 мкм, при медианном диаметре около 10 мкм. Как видим, получить искусственный туман, который, как известно, является наиболее эффективным уловителем пыли, можно пневматической форсункой при относительно небольшом давлении воздуха (около 0,4 МПа) и при отверстии сопла форсунки вдвое большем, чем обычно рекомендуется для туманообразователей, что не требует специальной очистки воды.

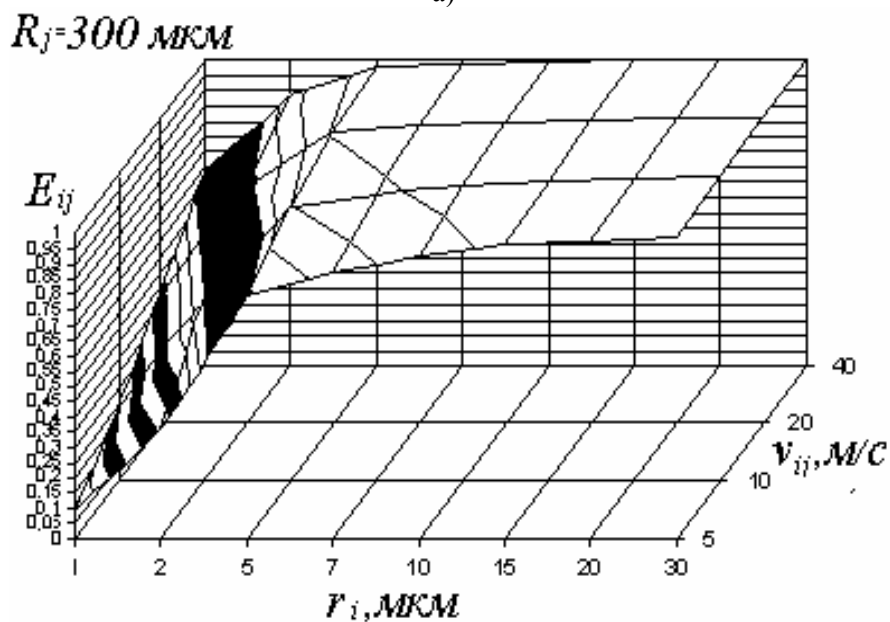
После оценки размеров капель можно вычислить требуемую величину $(r_i + R_j)^2 / R_j^3$, входящую в формулы (5) или (6), в частности для характерных размеров частиц пыли.

Определение коэффициента захвата частиц пыли каплями – более сложная задача. При ряде допущений его величина определяется из совместного решения уравнения неразрывности и уравнения движения частицы в системе координат, связанной с обтекаемой каплей [2]. Не приводя этих уравнений, в качестве примера, отобразим на наглядном трехмерном графике (рис. 1) значения коэффициента захвата E_{ij} угольных частиц каплями воды диаметром $2R_j$, равных 10 и 600 мкм, при различных скоростях их взаимного движения. Причем, для отображения выбраны значения эффективности захвата частиц пыли диаметром от 2 до 60 мкм каплями, которые, в частности, образуются в туманообразователях или при работе конусной форсункой типа КФ 7,5-40 с минимальным давлением воды при относительной скорости взаимодействия от 5 до 40 м/с.

Анализ представленных граничных зависимостей показывает, что наибольшая эффективность взаимодействия частиц с каплями наблюдается в области почти горизонтального плато, занимающего наибольшую поверхность трехмерного графика, где E_{ij} изменяется в пределах 0,95-1. Такая величина характерна для высокой относительной скорости, крупных частиц пыли и мелких капель. Снижение скорости и размеров частиц от максимальных значений или увеличение размера капель приводит к перемещению значений E_{ij} по этому плато в левую переднюю область графика к определенному минимуму. При среднем диаметре капель 10 мкм минимум составил 0,75 для частиц диаметром 2 мкм и относительной скорости 5 м/с. Причем плато заняло около 85% поверхности графика.



а)



б)

Рис. 1. Зависимость эффективности захвата угольных частиц разного радиуса каплями при разной относительной скорости их движения: а, б – соответственно для капель радиуса $R_j = 5$; 20 и 300 мкм

При диаметре капель 600 мкм упомянутый минимум для аналогичных граничных условий достигает 0,1, т.е. эффективность взаимодействия падает практически в 10 раз, причем горизонтальное плато занимает на графике вдвое меньшую площадь. Его левая граница при скорости 5 м/с соответствует частицам с размерами около 25 мкм. Эффективность захвата более мелких частиц такими каплями становится ниже 0,95 и быстро снижаясь к указанному выше минимуму ($E_{ij} = 0,1$).

При впрыскивании воды в запыленный поток высокие значения относительной скорости частиц и капель наблюдаются в факеле распыла, где обычно и происходит наиболее эффек-

тивное их взаимодействие. На большем расстоянии капли подхватываются потоком, обретая его скорость. В результате, относительные скорости в продольном направлении потока падают практически до нуля. В этом случае существенное значение для взаимодействия капель и частиц приобретают поперечные пульсационные составляющие скорости потока, величина которых при высоких числах Рейнольдса лишь несколько ниже продольной. Например, в вентиляционной струе типового вентилятора главного проветривания (ВГП) угольной шахты она достигает 5-10 м/с. Поэтому относительные скорости капель и частиц в поперечном направлении движения потока тоже будут такого же порядка.

Для обобщения выполненного теоретического анализа были рассчитаны зависимости E_{ij} от размеров частиц угольной пыли, ожидаемые при орошении запыленной воздушной струи типового ВГП угольной шахты (рис. 2).

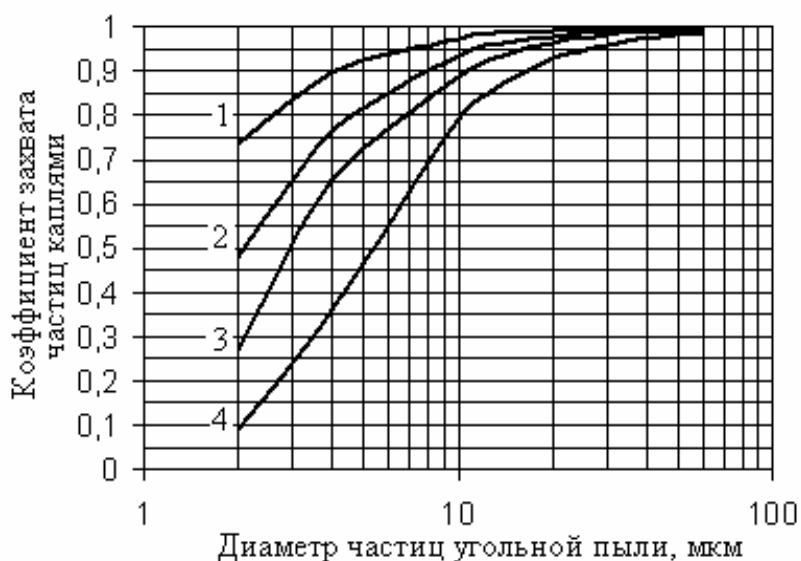


Рис. 2. Зависимости коэффициента захвата угольных частиц каплями от размеров частиц пыли при относительной скорости их движения 5 м/с: 1, 2, 3, 4 – для диаметров капель 10; 40; 100 и 600 мкм, соответственно.

Эти зависимости использовались для расчета дисперсного состава частиц-агрегатов и частиц пыли, не захваченной каплями, как основных параметров определяющих фактические поля их рассеяния и оседания.

В качестве иллюстрации процесса и степени локализации пылевого выброса, на рис. 3 представлены поля интенсивности оседания на земную поверхность пыли, выбрасываемой из устья типового осевого ВГП угольной шахты, до и после орошения его пылевоздушной струи.

Для орошения выбрасываемой струи запыленного воздуха по периметру устья диффузора ВГП при давлении в водопроводной сети 0,4 МПа были выбраны типовые конусные форсунки типа КФ-3.3-40 в количестве 16 штук. Дисперсный состав образовавшихся частиц оценен следующим распределением: 0-10 мкм – 7,8%; 10-30 мкм – 59%; более 30 мкм – 34%. Расчеты выполнялись для средних размеров частиц каждой из трех фракций при типовом среднем размере капель для указанной форсунки.

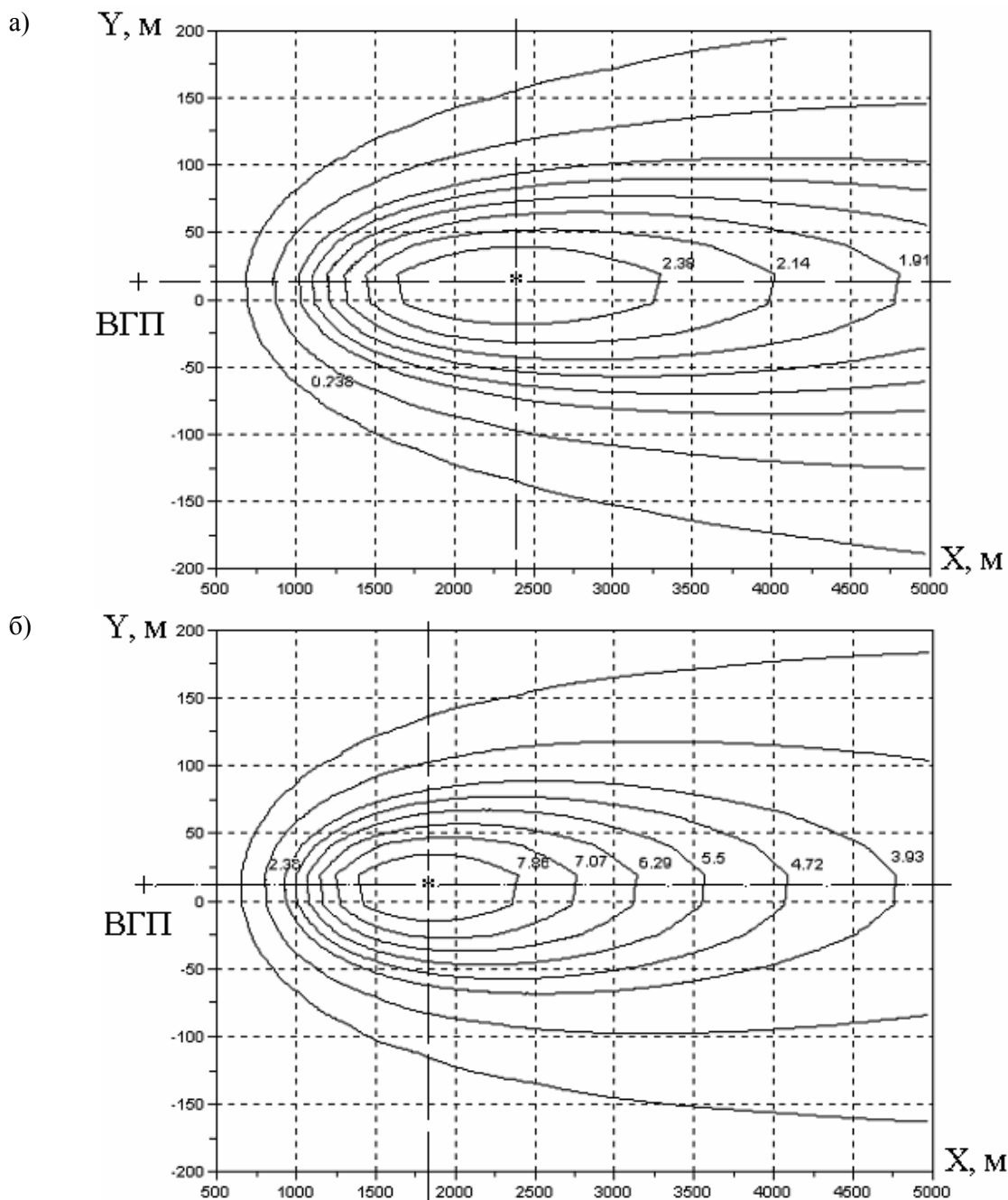


Рис. 3. Поля интенсивности оседания пыли на координатной плоскости X, Y от точки расположения ВГП в направлении ветра, совпадающем с осью X : а, б – соответственно до, и после орошения; + – точка расположения ВГП с координатами $x = 0$ м, $y = 10$ м; * - точка максимальной интенсивности оседания пыли.

Графики получены в вычислительном эксперименте на математической модели рассеяния дисперсной фазы аэрозоля. Модель разработана авторами с использованием программного пакета Scilab [5]. Она реализует приближенное решение дифференциального двумерного уравнения переноса и гравитационного оседания полидисперсного аэрозоля. Решения на модели получены при интенсивности пылевого выброса $q = 157$ г/с для эффективной высоты подъема струи над земной поверхностью $H \approx 100$ м, которая принималась за точку приложения всего выброса, скорости ветра 3 м/с и коэффициента турбулентной диффузии 3,0

м²/с. Дисперсный состав выбрасываемой из ВГП пыли представлен следующим массовым распределением: 0-10 мкм – 33,6%; 10-30 мкм – 59,5%; более 30 мкм – 6,9%.

Сопоставление полей интенсивности оседания пылевого выброса на территории, окружающей шахту показывает, что без орошения наибольшая интенсивность оседания пыли, около 2,3 г в сутки, приходится на участок длиной от 1600 до 3300 м и шириной около 70 м. (рис. 2 б). Как видим, за пределами СЗЗ, которая составляет для шахты 500 м, под воздействием пылевого выброса находится значительная территория. Обустройство водяной завесы обеспечивает перемещение точки максимальной интенсивности оседания пыли в сторону ВГП, примерно, с 2350 м до 1650 м (рис. 2 б). Причем область интенсивного оседания пыли локализовалось на меньшем участке длиной от 1400 до 2400 м при ширине около 50 м.

Подводя итоги, отметим, что практическое использование представленных вероятностных оценок требует учета производительности оросителя, определения фактического дисперсного состава капель и частиц пыли в выбросе, а также оценки относительной скорости их движения и коэффициента захвата частиц каплями:

- дисперсность капель непосредственно в факеле оросительной форсунки можно оценивать экспериментальным путем по методике, суть которой заключается в пропускании лазерного пучка света через дисперсную среду, а о размере частиц (капель) судят по размеру светлого пятна дифракционной картины, получаемой на экране.

- коэффициенты захвата каплями, в частности частиц угольной пыли, рекомендуется оценивать по априорным данным для средних размеров капель, создаваемых типовыми противопылевыми оросителями, в частности, туманообразователями, пневматическими форсунками или гидравлическими оросителями.

Сопоставление расчетных полей оседания пылевого выброса типового ВГП угольной шахты до и после орошения показывает, что душирование потока за счет укрупнения частиц обеспечивает перемещение характерного максимума интенсивности оседания пыли в сторону источника выброса. Причем область интенсивного оседания пыли локализуется, существенно приближаясь к источнику пылевого выброса.

Список литературы

1. Смачивание пыли и контроль запыленности воздуха в шахтах / Под ред. Г.Д. Лидина. – М.: Наука, 1979. – 196 с.
2. Методика расчета концентрации в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. ОНД-86. Госкомгидромет. – Л.: Гидрометеоздат, 1987. – 94 с.
3. Лекционные эксперименты по оптике: Учебное пособие / С.Н. Пеньков, В.А. Полищук, О.М. Марченко, В.С. Михалев. – Под ред. Н.И. Колитеевского. – Л.: Изд – во Ленинградского ун – та, 1981. – 160 с.
4. Колесник В.Е, Головина Л.А. Левченко М.В. Локализация и снижение пылевого выброса вентилятора главного проветривания угольной шахты на основе гидроорошения запыленных потоков / (Матеріали міжнародної конференції “Форум гірників-2008”, 13-15 жовтня).– Д: НГУ.– 2006.– С. 78-84.
5. Колесник В.Е, Головина Л.А. Богуцкая В.В. Математическое моделирование процесса рассеивания промышленной пыли в атмосфере // Збірник наукових праць НГУ №26, Том 2. - Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2006.– С. 120-130. Леончик В.И., Маякин В.П. Измерения в дисперсных потоках / Под редакцией П.Д. Лебедева. – М.: Энергия, 1971. – 248 с.

ТУШЕНИЕ И ЛОКАЛИЗАЦИЯ ПОЖАРОВ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ РАСПЫЛЕННОЙ ВОДОЙ

А.Ю. Коляда, Научно-исследовательский институт горноспасательного дела и пожарной безопасности «Респиратор», Украина

На основании исследования механизма теплообмена мелкораспыленной воды и газового потока исходящего из зоны горения получена зависимость глубины водяной завесы от диаметра капель, времени их нахождения во взвешенном состоянии и температуры газового потока, что дало возможность обосновать параметры водяных завес обеспечивающих прекращение распространения пламени в подземных выработках и снижение температуры пожарных газов до безопасной величины.

Одним из самых опасных видов подземных аварий на шахтах являются пожары, которые приводят не только к большим повреждениям и разрушениям оборудования, но и зачастую к поражению и гибели горнорабочих.

Наличие в подземных выработках большого количества горючих материалов (деревянные крепления, резиновые оболочки гибких кабелей, резиновые вентиляционные трубы, конвейерные ленты, смазочные материалы, уголь, метан) создают условия для возникновения и развития пожара.

Пожар возникший в одной выработке может распространиться и на другие подземные объекты. Поэтому обеспечение противопожарной безопасности ведения горных работ является актуальной задачей.

Одним из способов борьбы с распространением подземных пожаров является их тушение и локализация с помощью мелкораспыленной воды.

Локализация подземного пожара распыленной водой – единственный надежный способ, исключающий образование взрывоопасных концентраций метана и газов в локализуемом участке горной выработки.

Современный уровень противопожарной защиты предполагает оснащение отдельных подземных объектов автоматическими установками пожаротушения, что регламентируется рядом нормативных документов [3].

Анализ аварийности показывает, что большинство экзогенных пожаров (70 % и более) возникающие в конвейерной выработке получают развитие и распространяются на линейную часть конвейеров.

Из-за недостаточной эффективности установок пожаротушения на ленточных конвейерах возникший огневой фронт от горящей ленты распространяется на угольный массив. В следствие чего на ликвидацию пожара затрачиваются значительные материальные и финансовые ресурсы.

В связи с этим особую актуальность для угольных шахт приобретает разработка принципиально новых и более эффективных методов тушения пожаров в горных выработках.

На основании анализа баланса расхода кислорода в зоне горения получено выражение для длины зоны горения

$$L = \frac{V_B \cdot S \cdot (C_0 - C_K) \cdot \rho_K}{P_{гор} \cdot \omega_{гор.O_2}}, \quad (1)$$

где L – длина зоны горения выработки, м; V_B – скорость воздушного потока в выработке, м/с; S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²; C_0, C_K – доля кислорода в воздухе, поступающем в зону горения и на ее выходе, м³/м³; ρ_K – плотность кислорода, кг/м³; $P_{гор}$ – периметр выработки, имеющей пожарную нагрузку, м; $\omega_{гор.O_2}$ – удельная скорость выгорания кислорода, кг/(м²·с).

Скорость распространения пожара по выработке определяется в соответствии с работой [6]

$$V_n = \frac{V_B \cdot S \cdot \rho_K (C_0 - C_K)}{\nu \cdot B_3} = \frac{V_B \cdot S \cdot \rho_K \cdot C_0 \left(1 - \frac{C_K}{C_0}\right)}{\nu \cdot B_3}, \quad (2)$$

где B_3 - пожарная нагрузка в выработке.

Удельная скорость выгорания кислорода шахтной атмосферы

$$\omega_{гор O_2} = \omega_{гор т.м.} \cdot \omega_{O_2 атм} \quad , \quad (3)$$

где $\omega_{гор O_2}$ – удельная скорость выгорания кислорода шахтной атмосферы, кг/(м²·с);

$\omega_{гор т.м.}$ - удельная скорость горения твердых материалов, кг/(м²·с); $\omega_{O_2 атм}$ - удельная скорость горения кислорода в атмосфере, кг/(м²·с).

Время выгорания при пожарной нагрузке в выработки составит

$$\tau_1 = \frac{B_3}{P_{гор} \cdot \omega_{гор т.м.}}, \quad (4)$$

где τ_1 – время выгорания, с.

Разделив (1) на (2), получим время образования установившейся длины зоны горения, перемещающейся по выработке

$$\tau_2 = \frac{L}{V_n} = \frac{V_B \cdot S (C_0 - C_K) \rho_K \cdot \nu \cdot B_3}{P_{гор} \cdot \omega_{гор O_2} \cdot V_B \cdot S \cdot \rho_K (C_0 - C_K)} = \frac{\nu \cdot B_3}{P_{гор} \cdot \omega_{гор O_2}}, \quad (5)$$

где τ_2 – время образования установившейся длины зоны горения, с.

С учетом (3) это выражение принимает вид

$$\tau_2 = \frac{\nu \cdot B_3}{P_{гор} \cdot \omega_{гор т.м.} \cdot \omega_{O_2 атм}}. \quad (6)$$

Для успешной борьбы с пожаром необходимо выполнение условия:

$$V_{туш} > V_n, \quad (7)$$

где $V_{туш}$ – скорость тушения пожара, м/с.

Для обеспечения требуемой скорости тушения необходимо обеспечить подачу распыленной воды в зону тушения, с расходом

$$Q = V_{туш} \cdot P_{гор} \cdot I \cdot \tau_0, \quad (8)$$

где Q – расход воды, подаваемой в зону тушения, м³/с; I – удельный расход воды, м³/(с·м²); τ_0 – время тушения, с; $P_{гор}$ - часть периметра горной выработки, имеющая горючую нагрузку, м.

Время тушения зоны горения длиной L

$$\tau_0 = \frac{L}{V_{туш} - V_n}, \quad (9)$$

Сопоставляя скорость распространения пожара V_n с реальными скоростями тушения ручными средствами согласно [2] приходим к выводу, что в большинстве случаев выполнение условия (7) недостижимо

В работе [5] установлено, что связь между удельным расходом жидкости и временем тушения выражается зависимостью

$$\tau = 1,1 \cdot I^{0,782}, \quad (10)$$

где τ – время тушения загорания, с.

За время тушения τ с учетом (2) и (10) зона горения переместится по выработке на некоторое расстояние L_0 , м, зона орошения водяной завесой должна быть не меньше этой длины

$$L_0 = V_n \cdot \tau = \frac{V_B \cdot S \cdot \rho_K (C_0 - C_K) \cdot \tau}{v \cdot B_3}, \quad (11)$$

В соответствии с требованиями нормативных документов [1, 3] противопожарная защита линейной части ленточного конвейера должна осуществляться с помощью установок тушения и локализации УЛТ. Охлаждение пожарных газов в водяной завесе происходит в процессе нагрева капель воды и их испарения. Процесс испарения капель воды в завесе обуславливает форму и размеры самой завесы.

При взаимодействии водяной завесы с поступающим в нее нагретым в зоне пожара газовым потоком происходит испарение капель воды и поглощение (конденсация) водяного пара на поверхностях неиспарившихся капель.

В работе [1] установлено, что доля испарившейся в завесе воды в зависимости от диаметра капли выражается формулой

$$\chi = e^{-\frac{a\delta^2}{t_{гк}}}, \quad (12)$$

где χ – доля испарившейся воды в завесе, $\chi < 1$; δ – средний диаметр капли воды в завесе, мм; $t_{гк}$ – температура газового потока перед завесой, °С; a – эмпирический коэффициент.

Для снижения температуры газового потока до безопасной величины необходимое влагосодержание на один килограмм газового потока

$$d_{нх} = 10^3 \frac{c_{ггн}(t_{гк} - t_{вгсн})}{\chi(r + c_{гвн}t_{вгсн})}, \quad (13)$$

где $d_{нх}$ – грамм пара на кг газового потока; $t_{вгсн}$ – температура воспламенения пожарной нагрузки, °С; $c_{ггн}$ – теплоемкость газового потока перед водяной завесой, Дж/(кг·°С); $c_{гвн}$ – удельная теплоемкость водяного пара, Дж/(кг·°С); r – удельная теплота испарения воды, кДж/кг.

При скорости вентиляционной струи в выработке W , площади поперечного сечения выработки S , и плотности газового потока $\rho_{гн}$, в водяную завесу подается массовый расход

$$M_г = WS\rho_{гн}, \quad (14)$$

где $M_г$ – массовый расход газового потока, кг/с; W – скорость вентиляционной струи, м/с; S – площадь поперечного сечения выработки, м; $\rho_{гн}$ – плотность газового потока, кг/м³.

Для охлаждения газового потока с расходом $M_г$ потребуется ввести в водяную завесу распыленную воду с массовым расходом

$$M_в = \frac{M_г d_{нх}}{\chi} = \frac{WS\rho_{гн}c_{ггн}(t_{гк} - t_{вгсн})}{\chi(r + c_{гвн}t_{вгсн})}, \quad (15)$$

где $M_в$ – массовый расход распыленной воды, подаваемый в завесу, кг/с.

Разделив (15) на объемный расход газового потока, равный WS , м³/с, получим массовый расход распыленной воды

$$M_{в\gamma} = \frac{\rho_{гн}c_{ггн}(t_{гк} - t_{вгсн})}{\chi(r + c_{гвн}t_{вгсн})}, \quad (16)$$

где $M_{в\gamma}$ – удельный расход распыленной воды, кг/с, на 1 м³/с газового потока.

Удельный расход воды $M_{в\gamma\theta}$, м³/ч, на охлаждение газового потока

$$M_{в\gamma\theta} = 3,6 \cdot 10^3 \frac{c_{ггн}(t_{гк} - t_{вгсн})}{\rho_{ж}\chi(r + c_{гвн}t_{вгсн})}. \quad (17)$$

Зависимость (17) определяет максимальный удельный массовый расход подаваемой в завесу распыленной воды, который при его испарении за счет отбора теплоты от газового по-

тока снижает его температуру до безопасной величины $t_k \leq t_{\text{вост}}$. Однако остается невыясненным вопрос о влиянии на процесс испарения воды степень ее диспергирования, а также физических параметров воды и ее пара, от чего зависит длина водяной завесы в горной выработке, то есть расстояние от точки (сечения) впрыскивания в нагретый газовый поток распыленной воды до точки (сечения), где распыленная вода полностью испаряется, пар перегревается, охлаждая нагретый газ.

Согласно [4] диаметр капли воды в завесе в процессе испарения уменьшается по зависимости

$$\delta^2 = \delta_0^2 - 2\kappa\tau, \quad (18)$$

где δ - текущая величина диаметра капли, мм; δ_0 - начальный диаметр капли, мм; τ - время испарения части капли, с; κ - коэффициент испарения, мм²/с.

При полном испарении капли $\delta^2=0$, тогда по (18) время полного испарения

$$\tau_u = \frac{\delta_0^2}{2\kappa}. \quad (19)$$

Коэффициент испарения [4]

$$\kappa = \frac{2Nu\lambda_z}{\rho_{\text{ж}}c_{\text{пвн}}} \ln \frac{\frac{r}{c_{\text{пвн}}} + (t_{\text{зк}} - t_{\text{кип}})}{r/c_{\text{пвн}}}, \quad (20)$$

где Nu - критерий Нуссельта; $\rho_{\text{ж}}$ - плотность воды, кг/м³; λ_z - коэффициент теплопроводности парогазового потока, Вт/(м·°С); $t_{\text{кип}}$ - температура кипения воды при нормальном давлении, °С.

Поскольку температура газового потока по длине завесы вследствие затрат теплоты на испарение и перегрев пара уменьшается от $t_{\text{зк}}$ до $t_{\text{вост}}$, целесообразно в формулу (20) вместо $t_{\text{зк}}$ подставить ее среднеарифметическое значение $(t_{\text{зк}} + t_{\text{вост}})/2$, тогда по (19) и (20) будем иметь

$$\tau_u = \frac{\delta_0^2 \rho_{\text{ж}} c_{\text{пвн}}}{2Nu\lambda_z \ln \frac{\left(\frac{r}{c_{\text{пвн}}} + \frac{t_{\text{зк}} + t_{\text{вост}}}{2} - t_{\text{кип}}\right)}{r/c_{\text{пвн}}}}. \quad (21)$$

Величины значений параметров $\rho_{\text{ж}}, \lambda_z, c_{\text{пвн}}, r, t_{\text{кип}}, Nu$ в процессе уменьшения температуры газового потока изменяются незначительно, поэтому при вычислении времени испарения τ_u можно принять их постоянными, при этом время τ_u будет определяться в основном значениями начального диаметра капли δ_0 и температурой газового потока на входе в завесу $t_{\text{зк}}$. При $t_{\text{вост}}=200$ °С и $t_{\text{кип}}=100$ °С, $\frac{t_{\text{вост}}}{2} - t_{\text{кип}} = 0$, тогда по (21)

$$\tau_u = \frac{\delta_0^2 \rho_{\text{ж}} c_{\text{пвн}}}{2Nu\lambda_z \ln \frac{\left(\frac{r}{c_{\text{пвн}}} + \frac{t_{\text{зк}}}{2}\right) c_{\text{пвн}}}{r}}. \quad (22)$$

За время испарения вентиляционным потоком испаряющиеся капли уносятся на расстояние

$$L_{\text{з3}} = W\tau_u = \frac{W\delta_0^2 \rho_{\text{ж}} c_{\text{пвн}}}{2Nu\lambda_z \ln \left[\frac{\left(\frac{r}{c_{\text{пвн}}} + \frac{t_{\text{зк}}}{2}\right) c_{\text{пвн}}}{r} \right]}, \quad (23)$$

где L_{23} - глубина завесы, на которой длится процесс полного испарения капли, м; W – скорость вентиляционной струи.

При образовании водяной завесы двумя или более эшелонами диспергированной воды, размещенными вдоль выработки на расстоянии ℓ_0 друг от друга, общая длина водяной завесы будет выражаться формулой

$$L_{вз} = (n - 1)\ell_0 + L = (n - 1)\ell_0 + W\tau_u, \quad (24)$$

где $L_{вз}$ - общая длина водяной завесы, м; n - количество эшелонов, образующих водяную завесу; ℓ_0 - длина между отдельными эшелонами образования завесы, м.

Определение параметров водяной завесы по полученным зависимостям обеспечивает более экономное расходование воды и ограничивает конденсацию водяного пара в завесе и связанного с этим повышения температуры воздуха в выработке. Применение завесы с указанными параметрами обеспечивает гарантированное снижение температуры газового потока до безопасной в пожарном отношении величины $t_{гк} \leq t_{всп}$.

В период выполнения работы проанализированы процессы тушения и локализации подземного пожара диспергированной водой с помощью установок создающих водяные завесы на пути пожара.

Исследован процесс испарения капли воды в водяной завесе под влиянием теплоты газового потока, поступающего из зоны пожара. При этом учтено, что температура газового потока вдоль водяной завесы понижается от температуры $t_{гк}$ до безопасной величины $t_{всп}$. При испарении капля воды окружена облаком, состоящим из смеси паров воды и нагретых пожарных газов, что влияет на теплопроводность среды при передаче теплоты от нагретых газов к испаряющейся капле. С учетом этих факторов определено время полного испарения капли воды, вводимой в завесу.

Водяная завеса с приведенными параметрами надежно локализует возникший в выработке пожар при оптимальном расходе воды из пожарно-оросительного трубопровода.

Список литературы

1. ГСТУ 29.2.04675545.004-2001. Установки попередження та гасіння пожеж водою автоматичні. Загальні технічні вимоги. - Київ: Мінпаливенерго України, 2001.- 24 с.
2. ДНАОП 1.1.30-4.01.97 Устав ГВГСС по організації і веденню горноспасательних работ. – Киев, 1997. – 453 с.
3. НАПБ Б.01.009-2004. Правила пожарной безопасности для предприятий угольной промышленности Украины. - Киев, 2005.- 335 с.
4. Основы практической теории горения: Учебное пособие для вузов / В.В. Померанцев, К.М. Арефьев, Д.Б. Ахметов и др.; Под ред. В.В. Померанцева.- Л.: Энергоатомиздат, 1986.- 312 с.
5. Разработать системы пожаротушения в наклонных стволах, оборудованных ленточными конвейерами, применительно к условиям шахты №1 им. Артема Рудуправление им. Кирова Минчермета: Отчет о НИР (Заключ.)/ВНИИГД; Руководитель К.И. Лапин. – 190810000. - № ГР 76086469; Инв. №Б659307. – Донецк, 1978. – 168 с.
6. Ющенко Ю.Н. Нормативный расход воды для локализации подземного пожара / Ю.Н. Ющенко/ Горноспасательное дело: Сб. науч. тр. / НИИГД. – Донецк, 1999. – С.21-26.

СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ И НАДЕЖНОСТИ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ РЕЖИМОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТ

*И.А. Евстратенко, Криворожский военизированный горноспасательный отряд, Украина
Г.П. Кривцун, Я.Я. Лебедев, С.Б. Микрюков, Национальный горный университет, Украина*

Приведен анализ современных способов и средств повышения эффективности и надежности вентиляционных режимов железорудных шахт, позволяющих существенно улучшить условия труда горнорабочих и повысить его безопасность.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

Экономический потенциал Украины определяется ростом количественных и качественных показателей работы промышленности. Основной отраслью, определяющей удельный вес государства в мировой экономике, является металлургическая промышленность, которая несмотря на общеизвестные трудности настоящего периода, работает эффективно. Значительный вес в ее рудно-сырьевой базе приходится на подземную добычу руд (богатых по содержанию железа).

Железорудные шахты характеризуются системами разработки с массовым обрушением руды и выполнением для этого больших объемов взрывных работ - массовых взрывов с использованием большого количества взрывчатых веществ (100 и более тонн). Эти обстоятельства и другие факторы приводят к интенсивному загрязнению рудничного воздуха пылегазовыми продуктами, что обуславливает необходимость существенного повышения эффективности, надежности и экономичности проветривания железорудных шахт, поэтому в настоящее время возникла актуальная проблема повышения эффективности, надежности и экономичности их проветривания, что тесным образом связано, как с общеизвестными научными, так и с практическими задачами улучшения условий труда и повышению безопасности подземных работ на железорудных шахтах Украины.

Анализ исследований и публикаций

Детальный анализ состояния проветривания восьми железорудных шахт Украины, проведенный кафедрой аэрологии и охраны труда Национального горного университета, а также теоретических и экспериментальных исследований, выполненных другими организациями и авторами [1, 2, 3], позволил установить, что использование подачи (производительности) главных вентиляторных установок (ГВУ) в расчете на полезно использованный воздух составляет 29 - 68 %, при среднем его значении 49,7%. Кроме того, низкая эффективность использования подачи ГВУ обусловлена:

- большими, значительно превышающими нормы, внутренними утечками воздуха, что составляет в среднем 23%, при максимальном их значении 33%.

- значительными внешними утечками (подсосами) воздуха как на ГВУ, так и через аэродинамические связи зон обрушения, в среднем 27,5%, при их максимальном значении 45%. При этом через зоны обрушения до 24,7%, на ГВУ до 28,4%.

КПД 16 действующих вентиляторных установок находится в пределах 0,21 - 0,8, только на 5 ГВУ КПД превышает значение 0,6, что предопределяет их относительно экономичную работу.

Величина депрессии ВГП находится в пределах 81,5 - 504,9 мм. вод. ст.

При исследованиях значительное внимание было уделено изучению вентиляционных режимов шахт.

Общеизвестно, что основой безопасности подземных работ является эффективное и надежное проветривание мест ведения горных работ как при нормальных условиях работы шахт и рудников, так и в условиях нередко создающихся аварийных ситуаций. При этом производительность труда, здоровье, а иногда и жизнь людей в первую очередь зависит от качества рудничной атмосферы. Надежное и эффективное проветривание горных выработок в основном определяется правильно выбранным (оптимальным) вентиляционным режимом, обеспечивающим в комплексе основные требования безопасности подземных горных работ.

Особую актуальность этот вопрос приобретает с ростом глубины разработки, увеличением мощности и энерговооруженности рудников.

При выборе оптимальных вентиляционных режимов в первую очередь необходимо руководствоваться следующими основными критериями: эффективности, надежности и экономичности проветривания рудника. Кроме того, при выборе режима проветривания необходимо учитывать ряд дополнительных требований, предъявляемых к режимам вентиляции, в зависимости от задач, которые решаются использованием конкретных вентиляционных режимов.

В целях упорядочения методов и обеспечения выбора необходимого режима проветривания и предварительного установления области его применения, а также для оценки существующих возможностей его реализации нами осуществлена классификация режимов проветривания рудников. При этом учтены основные требования к вентиляционным режимам, время и области их применения, а также способы и средства их реализации.

Для выбора вентиляционного режима необходимо учитывать весь комплекс требований и задач, которые решаются введением вентиляционного режима.

В условиях шахт Кривбасса основные задачи, которые решаются при различных режимах проветривания, сводятся к следующему,

При нормальном режиме:

- обеспеченность всех мест ведения горных работ и обособленно проветриваемых выработок достаточным (расчетным) количеством свежего воздуха;
- минимальные затраты на проветривание;
- возможность оперативного управления воздухораспределением ;
- минимальное количество вентиляционных сооружений, в частности, отрицательных регуляторов расхода воздуха в шахтной вентиляционной сети (ШВС);

При форсированном режиме:

- обеспечение минимального размера области загазирования сети горных выработок продуктами взрыва;
- быстрая эвакуация продуктов взрыва, сокращение времени проветривания;
- обеспечение безопасной работы горноспасателей по контролю газовой обстановки;
- минимальное количество разрушаемых ударной воздушной волной вентиляционных сооружений;
- минимальная продолжительность переходных газодинамических (по продуктам взрыва) процессов.

При аварийных режимах;

- обеспечение выхода горнорабочих из опасных зон по маршрутам с минимальной длиной загазованных участков;
- отвод пожарных газов на поверхность кратчайшими путями;
- обеспечение устойчивости проветривания выработок вентиляционного направления с развитым подземным пожаром:
- снижение пожарной активности аварийного участка путем уменьшения поступления к нему свежего воздуха;
- обеспечение передвижения и работы горноспасателей по горным выработкам со свежей струей;
- сокращение продолжительности переходных аэрогазодинамических процессов (по продуктам горения),

Для специальных вентиляционных режимов конкретные задачи определяются их целью.

Кроме основных задач вентиляционного режима необходимо также учитывать дополнительные требования при его реализации. Например, для нормальных режимов - возможность диспетчеризации и автоматизации вентиляции, максимальное упрощение вентиляционных сетей, в том числе сокращение участков с диагональными соединениями и протяженности участков со свежей струей, обеспечение оптимальных скоростей движения воздуха и др.

В результате выполненных работ установлены недостатки проветривания шахт обуславливающие их причины, наиболее характерные для всех вентиляционных сетей.

Таковыми причинами являются;

- сложность шахтных вентиляционных сетей;
- значительные, превышающие нормативные значения, внешние и внутренние утечки воздуха, обусловленные низким аэродинамическим качеством вентиляционных сооружений и наличием неуправляемых аэродинамических связей между выработанными (обрушенными) пространствами и сетью действующих выработок рудников или поверхностью.

Выполненные исследования показывают, что для повышения эффективности вентиляции шахт и возможности более полного и эффективного использования различных вентиляционных режимов необходимо решение ряда задач по разработке и совершенствованию конструкции регуляторов расхода воздуха и противопожарных дверей, способов повышения воздухопроницаемости вентиляционных сооружений, основанных на применении современных эффективных герметизирующих покрытий и материалов, способов управления утечками воздуха через выработанные (обрушенные) пространства большого объема, основанных на применении материалов с заданными фильтрационными характеристиками.

Особенностью вентиляции шахт и других подземных объектов является технологическая совместимость горных выработок и использование их в качестве воздухопроводов. Причём, при сложившейся практике проектирования, строительства и эксплуатации шахт, решение вопросов их проветривания не является первоочередным и определяющим. Т.е. вентиляция всегда, как бы, "приспосабливается" к горнотехническим условиям шахты, с учетом динамики развития горных работ, что, безусловно, создаст общеизвестные трудности по ее реализации на различных стадиях развития горных работ. С одной стороны такой подход можно считать оправданным, т.к. при этом используется уже "готовая", технологически обоснованная, система горных выработок - воздухопроводов. Но при этом возникают определенные трудности по созданию эффективной и экономичной подземной вентиляционной системы, В частности, общеизвестные трудности по управлению вентиляционными режимами обусловлены тем, что естественное воздухораспределение в технологической системе горных выработок никогда не совпадает с требуемым. Это обстоятельство всегда требует применения многообразия способов управления вентиляционными режимами шахт, так называемого, управления воздухораспределением, которые в большинстве случаев являются энергопотребляющими, в частности, так называемое "отрицательное" регулирование.

Радикальным решением этой проблемы могло бы быть создание на каждой шахте обособленной вентиляционной системы, предусматривающей исключение технологической совместимости горных выработок воздухопроводов, По существу такая система вентиляции могла бы в полной мере отвечать требованиям эффективности, надежности и экономичности функционирования. Как промежуточный вариант такой системы проветривания могла бы быть частично обособленная система. Однако, учитывая масштабы капитальных затрат на проведение горных выработок и динамику изменения горных работ во времени и пространстве, такие решения в настоящее время и в обозримом будущем не представляются возможными.

Аналогичная ситуация сложилась и в мировой практике проветривания шахт и рудников.

Учитывая вышеизложенное, актуальной задачей настоящего времени является создание способов и средств управления воздухораспределением в действующих шахтах с целью повышения эффективности, надежности и экономичности работы их технологически сложившихся вентиляционных систем.

Постановка задач.

Целью настоящей публикации является разработка способов и средств повышения эффективности, надежности и экономичности вентиляционных режимов железорудных шахт. Для достижения поставленной цели необходимо исследовать различные вентиляционные режимы шахт, а также современные способы и средства по улучшению функционирования промышленных вентиляционных систем.

Изложение материалов и результаты исследования.

С учетом вышеуказанного кафедрой аэрологии и охраны труда исследован и разработан комплекс организационных способов и технических мероприятий по повышению эффективности проветривания этих шахт, блок-схема которых представлена на рис. 1



Рис. 1. Блок-схема новых способов и средств повышения эффективности, экономичности и надёжности вентиляционных режимов действующих железорудных шахт

Многопозиционные регуляторы воздухо-распределения в шахтной вентиляционной сети, как основные технические средства, позволят упростить, и значительно расширить диапазон оперативного регулирования воздушных потоков. Такие регуляторы отличаются как простой конструкции, так и широким диапазоном вариантов регулирования и могут быть изготовлены и условиях конкретной шахты. Варианты регулирования могут быть определены с применением программного обеспечения ПК. Аэродинамически совершенные узловые регуляторы, представляющие отрицательное регулирование, отличаются минимальным аэродинамическим сопротивлением, что позволяет существенно усиливать вентиляционные потоки интересующих направлений.

Герметизация вентиляционных сооружений и зон обрушения с применением пленки отличается высокой степенью герметичности, простотой устройств и дешевизной. Снижение утечек воздуха при этом может быть достигнуто до 80%.

Фильтрационные вентиляционные переемычки позволяют управлять газовыделением из обрушенных пространств, предотвращая при этом «всплески» в характере выделения ядовитых газов. Это достигается применением перфорированных пленок с заданными фильтрационными (расходными) характеристиками.

Вспененные армированные герметизирующие составы должны найти широкое применение для борьбы с непроизводительным расходом воздуха, что предопределяется их высокой степенью эффективности, простотой нанесения, нетоксичностью и низкой степенью возгораемости.

Применение двухсторонних фартучных уплотнений ляд и створок технологических проемов и дверей в надшахтных зданиях и сооружениях в том числе в сооружениях главных

вентиляционных установок позволяет с минимальными материальными затратами снизить на 50% внешние утечки воздуха.

Выводы и направления дальнейших и исследований.

В целом необходимо отметить, что применение современных способов и средств регулирования воздухораспределением и борьбы с непроизводительным расходом воздуха позволит существенно повысить как эффективность и надежность, так и экономичность проветривания железорудных шахт при нормальных и аварийных их вентиляционных режимах.

Список литературы

1. Клебинов Ф.С. Воздух в шахте. – М.: «Имидж – Сед», 1995 – 574с.
2. Гурін А.О., Береневич П.В., Демченко А.А., Ошмянский І.Б. Аерологія гірничих підприємств. – Кривий Ріг, КТУ, 2007, – 462с.
3. Янов А.П., Ващенко В.С., Гагауз Ф.Г. и др. Борьба с пылью и вредными газами в железорудных шахтах. – М.: Недра, 1984г. – 228с.

ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ВЕНТИЛЯЦІЙНИХ СИСТЕМ МІСЦЕВОГО ПРОВІТРЮВАННЯ

М.Ф. Кременчуцький, О.А. Муха, О.В. Столбченко, О.В. Полякова, Національний гірничий університет, Україна

Пропонуються аналітичні методи розрахунку вентиляційних систем місцевого провітрювання.

Обґрунтування систем місцевого провітрювання є невід'ємною частиною проектування вентиляції вугільних шахт. Правильний вибір вентиляційного устаткування і режимів роботи вентиляторів місцевого провітрювання (ВМП) дозволяє забезпечити тупикові виробки необхідною кількістю повітря для дотримання вимог ПБ [1] і забезпечити тим самим безпеку гірничих робіт.

Метою даної роботи є обґрунтування параметрів систем місцевого провітрювання при роботі вісьового вентилятора на гнучкий трубопровід.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні завдання:

- провести аналітичний опис величини витоків повітря з трубопроводу і питомого аеродинамічного опору трубопроводу;
- розробити математичні моделі за визначенням основних параметрів систем місцевого провітрювання при заданих гірничотехнічних умовах;
- розробити методики аналітичного визначення параметрів вентиляції тупикових виробок при одиночній, каскадній і паралельній роботі ВМП на трубопровід, а також при роботі ВМП на паралельний трубопровід.

При нагнітаючому способі провітрювання тупикової виробки депресія трубопроводу визначається за формулою [2]

$$h_{mp} = R_{mp} Q_s + v_{cp}^2 \rho / 2,$$

де R_{tp} – аеродинамічний опір трубопроводу, $\frac{H \cdot c^2}{m^8}$; Q_s – подача вентилятора, m^3/c ; Q_z – витрата повітря, що поступає в привибійний простір виробки, m^3/c ; v_{cp} – середня швидкість руху повітря на виході з трубопроводу, m/c ; ρ – щільність повітря, kg/m^3 .

Аеродинамічний опір трубопроводу визначається

$$R_{mp} = r l_{mp},$$

где r – питомий аеродинамічний опір трубопроводу без урахування витоків повітря, кц/м;
 $l_{\text{тр}}$ – довжина трубопроводу, м.

Для труб типу 1А и 1В при довжині ланки трубопроводу 20 м і діаметрі трубопроводу в межах 0,2...1,0 м згідно матеріалам Руководства [3] питомий опір трубопроводу можна описати рівнянням :

$$r = 0,005D_{\text{мп}}^{-4,76},$$

де $D_{\text{тр}}$ – діаметр гнучкого трубопроводу, м.

Залежність між $Q_{\text{в}}$ и $Q_{\text{з}}$ визначається виразом

$$Q_{\text{в}} = k_{\text{ум}}Q_{\text{з}},$$

где $k_{\text{ум}}$ – коефіцієнт витоків повітря в трубопроводі.

Згідно матеріалам Руководства [4] коефіцієнт витоків повітря для труб типу М при 20 м ланках описується формулою

$$K_{\text{ум}} = 1,04 + 0,0005l_{\text{мп}}.$$

Депресія гнучкого трубопроводу з достатньою точністю описується формулою

$$h_{\text{мп}} = 0,005D_{\text{мп}}^{-4,76}l_{\text{мп}}(1,04 + 0,0005l_{\text{мп}})Q_{\text{з}}^2.$$

Характеристика вентилятора ВМП в межах робочої зони може описуватися рівнянням

$$h_{\text{в}} = a_0 - a_1Q_{\text{в}}, \text{ даПа}, \quad (1)$$

де a_0, a_1 – константи апроксимаційного рівняння.

Для вентилятора ВМ-5 рівняння (1) при куті повороту лопаток 0° буде у вигляді

$$h_{\text{в}} = 467,12 - 85,71K_{\text{ум}}Q_{\text{в}}.$$

Математична модель вентиляційної системи в розгорненому вигляді з гнучким трубопроводом буде

$$0,005D_{\text{мп}}^{-4,76}l_{\text{мп}}(1,04 + 0,0005l_{\text{мп}})Q_{\text{з}}. \quad (2)$$

Рівняння (2) дозволяє для працюючого вентилятора визначити один з параметрів $D_{\text{тр}}, l_{\text{тр}}, Q_{\text{з}}$ при заданих двох інших.

Витрата повітря, що поступає в привибійний простір тупикової виробки при відомому діаметрі трубопроводу і довжині, визначається за формулою

$$Q_{\text{з}} = \frac{-A_1 + \sqrt{A_1^2 + 4A_2a_0}}{2A_2},$$

де $A_1 = a_1(1,04 + 0,0005l_{\text{мп}})$, $A_2 = 0,005D_{\text{мп}}^{-4,76}l_{\text{мп}}(1,04 + 0,0005l_{\text{мп}})$.

При роботі ВМП ВМ-5 с $\theta = 0$, $D_{\text{тр}} = 0,8$ м, $l_{\text{тр}} = 500$ м, $Q_{\text{з}} = 330$ м³/с.

При цьому подача в межах зони промислового використання вентилятора $Q_{\text{в}} = 330$ м³/с.

При відомому діаметрі трубопроводу і заданій витраті повітря в привибійний простір довжина тупикової виробки визначається при рішенні рівняння

$$l_{\text{мп}} = \frac{-A_1 + \sqrt{A_1^2 + 4A_2A_0}}{2A_2},$$

де $A_1 = 0,0052D_{\text{мп}}^{-4,76}Q_{\text{з}}^2 + 0,00052a_1Q_{\text{з}}$;

$A_2 = 0,0000025D_{\text{мп}}^{-4,76}Q_{\text{з}}^2$;

$A_0 = a_11,04Q_{\text{з}} - a_0$.

При $D_{\text{тр}} = 0,8$ м, $Q_{\text{з}} = 3$ м³/с $l_{\text{тр}} = 659,38$ м.

Подача вентилятора $Q_{\text{в}} = 4,1$ м³/с, тобто в межах зони промислового використання.

При відомій довжині трубопроводу задана витрата повітря поступає на кінець трубопроводу при діаметрі, визначуваному рівнянням

$$D_{\text{мп}} = \left(\frac{A_1}{A_2} \right)^{0,21},$$

де $A_1 = 0,005l_{mp}(1,04 + 0,0005l_{mp})Q_3^2$,

$A_2 = a_0 - 25,71(1,04 + 0,0005l_{mp})Q_3$.

При $l_{тр} = 1000$ м, $Q_3 = 2$ м³/с $D_{тр} = 0,67$ м.

При послідовній установці двох ВМП напірні характеристики описуються формулами

$$\left. \begin{aligned} h_{\epsilon 1} &= a_0 - a_1 Q_{\epsilon 1}^2 \\ h_{\epsilon 2} &= b_0 - b_1 Q_{\epsilon 2}^2 \end{aligned} \right\},$$

де $h_{\epsilon 1}$ и $h_{\epsilon 2}$ – тиск вентиляторів даПа, $Q_{\epsilon 1}$, $Q_{\epsilon 2}$ – подача вентиляторів, м³/с.

При послідовній установці вентиляторів результуючий тиск рівний сумі їх парціального тиску при рівності їх величини подачі

$$\left. \begin{aligned} h_{\epsilon} &= h_{\epsilon 1} + h_{\epsilon 2} \\ Q_{\epsilon} &= Q_{\epsilon 1} = Q_{\epsilon 2} \end{aligned} \right\}.$$

Вентиляційна система при послідовній роботі двох ВМП описується рівнянням

$$r l_{mp} k_{ym} Q_3^2 = (a_1 + \epsilon_1) k_{ym} Q_3 \quad (3)$$

Рівняння (3) можна записати у вигляді

$$0,005 D_{mp}^{-4,76} l_{mp} (1,04 + 0,0005 l_{mp}) Q_3^2 = (a_0 + b_0) - (a_1 + b_1) (1,04 + 0,0005 l_{mp}) Q_3.$$

Витрата повітря, що поступає на кінець трубопроводу в привибійний простір, визначатиметься при рішенні рівняння

$$Q_3 = \frac{-B_1 + \sqrt{B_1^2 + 4B_2 B_0}}{2B_2},$$

де $B_1 = (a_1 + b_1)(1,04 + 0,0005 l_{mp})$; $B_2 = 0,005 D_{mp}^{-4,76} l_{mp} (1,04 + 0,0005 l_{mp})$, $B_0 = a_0 + b_0$.

Характеристика ВМП ВМ-5 при $\theta = -20$ описується рівнянням

$$h_{\epsilon} = 357,76 - 55,55 Q.$$

При діаметрі трубопроводу $D_{тр} = 0,8$ і довжині $l_{тр} = 500$ м два ВМП – ВМ-5 при кутах нахилу лопаток колеса вентилятора 0^0 и -20^0 подадуть в привибійний простір $Q_3 = 3,79$ м³/с.

Довжина трубопроводу, на кінець якого при відомому діаметрі можна подати необхідну кількість повітря Q_3 при роботі двох ВМП, визначається при рішенні рівняння

$$l_{mp} = \frac{-B_1 + \sqrt{B_1^2 + 4B_2 B_0}}{2B_2},$$

де $B_1 = 0,0052 D^{-4,76} Q_3^2 + 0,0005(a_1 + b_1) Q_3$;

$B_2 = 0,0000025 D^{-4,76} Q_3^2$;

$B_0 = 1,04(a_1 + b_1) Q_3 - (a_0 + b_0)$;

$B_0 = 1,04(a_1 + b_1) Q_3 - (a_0 + b_0)$.

При роботі двох вказаних ВМП на кінець трубопроводу діаметром 0,8 м можна подати кількість повітря $Q_3 = 4$ м³/с, при довжині трубопроводу $l_{тр} = 947$ м.

При відомій довжині трубопроводу, необхідна витрата повітря на кінець трубопроводу поступатиме при діаметрі трубопроводу визначуваному при рішенні рівняння

$$D_{mp} = \left(\frac{B_1}{B_2} \right)^{0,21},$$

де $A_1 = 0,005 l_{mp} (1,04 + 0,0005 l_{mp}) Q_3^2$;

$A_2 = (a_0 + b_0) - (a_1 + b_1) (1,04 + 0,0005 l_{mp}) Q_3^2$.

При роботі встановлених каскадом раніше вказаних ВМП і при довжині трубопроводу 1000 м витрату повітря 2 м³/с можна подати при діаметрі трубопроводу $D_{тр} = 0,59$ м

При паралельній установці двох ВМП результируючий дебіт рівний сумі дебітів двох вентиляторів при збереженні постійної депресії

$$\left. \begin{aligned} h_e &= h_{e1} = h_{e2} \\ Q_e &= Q_{e1} + Q_{e2} \end{aligned} \right\}.$$

Математична модель вентиляційної системи місцевого провітрювання при паралельній роботі двох вентиляторів на трубопровід може бути описана системою рівнянь

$$\left. \begin{aligned} 0,005l_{mp} D_{mp}^{-4,76} (Q_{31} + Q_{32})^2 K_{ym} &= (a_0 - a_1 Q_{31} K_{ym}) \\ 0,005l_{mp} D_{mp}^{-4,76} (Q_{31} + Q_{32})^2 K_{ym} &= (b_0 - b_1 Q_{32} K_{ym}) \end{aligned} \right\}'$$

де Q_{31} и Q_{32} – витрата повітря, що поступає в привибійний простір унаслідок роботи відповідно першого і другого паралельно працюючих вентиляторів місцевого провітрювання.

Згідно цих рівнянь $a_0 - a_1 Q_{31} K_{ym} = b_0 - b_1 Q_{32} K_{ym}$

$$\text{или } Q_{32} = \frac{b_0 - a_0}{b_1 K_{ym}} + \frac{a_1}{b_1} Q_{31}. \quad (5)$$

Тоді перше рівняння системи (4) буде

$$\begin{aligned} 0,005 D_{mp}^{-4,76} l_{mp} \left(Q_{31} + \frac{b_0 - a_0}{b_1 (1,04 + 0,0005 l_{mp})} + \frac{a_1}{b_1} Q_{31} \right)^2 (1,04 + 0,0005 l_{mp}) &= \\ = a_0 - a_1 Q_{31} (1,04 + 0,0005 l_{mp}) \end{aligned} \quad (6)$$

Для визначення Q_{31} використовується метод послідовних наближень.

Рівняння (6) можна записати у вигляді

$$A_1 (A_2 + (1 + A_3) Q_{31})^2 A_4 + A_5 Q_{31} - a_0 = 0,$$

де $A_1 = 0,005 D_{mp}^{-4,76} l_{mp}$;

$$A_2 = \frac{b_0 - a_0}{b_1 (1,04 + 0,0005 l_{mp})};$$

$$A_3 = \frac{a_1}{b_1}; \quad A_4 = 1,04 + 0,0005 l_{mp};$$

$$A_5 = a_1 (1,04 + 0,0005 l_{mp}).$$

При роботі двох ВМП ВМ-5 при $D_{тр} = 0,8$ м і $l_{тр} = 500$ м на кінець трубопроводу поступатиме витрата повітря

$$Q_{31} = 2,73 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Відповідно до формули (5) $Q_{32} = 2,67 \text{ м}^3/\text{с}$.

Сумарна витрата повітря по трубопроводу

$$Q_3 = Q_{31} + Q_{32} = 2,73 + 2,67 = 5,4 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Довжина трубопроводу, при якій при паралельній установці вентиляторів можна подати необхідну витрату повітря, визначається при рішенні одного з рівнянь системи (4)

$$l_{mp} = \frac{-A_1 + \sqrt{A_1^2 + 4A_2 A_0}}{2A_2}.$$

При паралельній роботі двох рівних по продуктивності ВМП

$$A_1 = 0,0052 D_{mp}^{-4,76} 4Q_{31}^2 + 0,0005 a_1 Q_{31};$$

$$A_2 = 0,0000025 D_{mp}^{-4,76} 4Q_{31}^2;$$

$$A_0 = 1,04 a_1 Q_{31} - a_0.$$

При работе двох ВМП ВМ-5 при $\theta = 0$ $Q_3 = 2,73 * 2 = 5,46$ и $D = 0,8$ довжина трубопроводу буде $l_{тр} = 340,7$ м.

Математична модель вентиляційної системи місцевого провітрювання при роботі ВМП на два і більше паралельно прокладених трубопроводів з діаметрами рівними по розміру

$$\frac{0,005l_{mp}Q_3^2K_{ym}}{n^2D^{4,76}} = a_0 - a_1Q_3K_{ym},$$

де n – кількість паралельно прокладених трубопроводів, Q_3 – сумарна витрата повітря, що проходить в привибійний простір по трубопроводах.

Витрата повітря Q_3 визначається при рішенні рівняння

$$Q_3 = \frac{-A_1 + \sqrt{A_1^2 + 4A_2a_0}}{2A_2},$$

де $A_1 = a_1(1,04 + 0,0005l_{mp})$,

$$A_2 = 0,005n^{-2}D^{-4,76}l_{mp}(1,04 + 0,0005l_{mp})$$

При роботі ВМП ВМ-5 на два паралельних трубопровода $l_{тр} = 500$ м в привибійний простір поступає $Q_3 = 3,90$ м³/с, при роботі на три паралельних $Q_3 = 4,07$ м³/с.

Довжина трубопроводів, на кінець яких в привибійний простір при роботі ВМП на два і більш діаметра трубопроводу відомої довжини задана витрата повітря визначається при рішенні рівняння

$$l_{mp} = \frac{-A_1 + \sqrt{A_1^2 + 4A_2A_0}}{2A_2},$$

де $A_1 = 0,0052D_{mp}^{-4,76}Q_3^2n^{-2} + 0,00050a_1Q_3$;

$A_2 = 0,0000025D_{mp}^{-4,76}n^{-2}Q_3^2$;

$A_0 = a_11,04Q_3 - a_0$

Витрата повітря по двох паралельних трубопроводах $Q_3 = 4$ м³/с діаметром 0,8 м двома ВМП ВМ-5 при $\theta = 0$ можна подати на довжину 561 м.

У статті визначаються параметри вентиляційної системи місцевого провітрювання при нагнітаючому способі провітрювання і гнучкому трубопроводі при роботі вісьового вентилятора.

Математичні моделі, що розроблені, дозволяють визначити при відомих двох з трьох параметрів третій – витрата повітря, що поступає в привибійний простір тупикової виробки, довжину трубопроводів на кінець яких поступає задана витрата повітря і діаметр трубопроводу.

Використовуються матеріали [3,4] для аналітичного опису величини витоків повітря в трубопроводі і питомого аеродинамічного опору трубопроводів.

Даються методики аналітичного визначення параметрів при одиночній, каскадній і паралельній роботі ВМП, а також при роботі ВМП на два і більш паралельно укладених трубопроводів.

Запропоновані методики перевіряються чисельними прикладами.

Матеріали статті можуть бути використані при вентиляційних розрахунках в проектних організаціях і на шахтах.

Для розрахунку параметрів можуть використовуватися ЕОМ.

Список літератури

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. – К., 2000 р
2. Рудничная вентиляция: Справочник / Под ред. К.З. Ушакова. – М.: «Недра», 1988. – 440 с.
3. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Государственный нормативный акт по охране труда. – К.: Основа, 1994. – 311с.
4. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт.–М.: Недра, 1975.

СОЗДАНИЕ ПЫЛЕОТСАСЫВАЮЩИХ УСТАНОВОК С ЗАМКНУТЫМ ЦИКЛОМ ОЧИСТКИ ВОДЫ

*В.А. Мизин, В.С. Пальчик, В.Г. Ладик, М.В. Демченко, Ю.В. Васильев,
ГП «Донгипроуглемаш», Украина*

Статья посвящена решению первостепенных проблем по охране здоровья, улучшению условий и безопасности труда шахтеров за счет создания и внедрения, прежде всего в проходческих забоях, пылеотсасывающих установок с замкнутым циклом очистки воды.

Приведены технические характеристики и конструктивные особенности ряда пылеотсасывающих установок, схемы расположения оборудования в проходческом забое.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Наибольшее количество пыли в угольных шахтах образуется при выемке угля и проходке выработок (90-95 % всей пыли). Систематическое длительное вдыхание пыли рабочими угольных шахт может привести к тяжелому профессиональному заболеванию, различные формы которого объединены под общим названием – пневмокониоз. Поэтому на подземных работах первостепенное значение имеют проблемы охраны здоровья.

Согласно действующим «Правилам безопасности в угольных шахтах [1], предельно допустимая концентрация (ПДК) углеродной пыли не должна превышать 4 мг/м^3 при содержании в ней от 5 до 10 % свободной двуокиси кремния, которая является одной из наиболее агрессивных составляющих пыли. Вредное воздействие на организм оказывает вся совокупность дисперсных фракций, однако при одинаковой массе наиболее опасный эффект вызывает тонкодисперсная фракция пыли (до 10 мкм).

Нужно отметить, что пылевая патология является главной составляющей в структуре профессиональной заболеваемости в угольной отрасли Украины [2], в отличие от Германии, где благодаря внедрению новой технологии пылеподавления, пневмокониоз, как заболевание, стал сегодня играть на подземных работах лишь второстепенную роль [3].

За последние два десятилетия условия ведения работ на угольных шахтах Украины значительно усложнились. Увеличение глубины горных работ, сопровождающееся ростом газоносности пластов, применение более мощной выемочной и проходческой техники привели, с одной стороны, к значительному уровню пылеобразования, а с другой – к необходимости интенсификации проветривания по газовому фактору. Это обусловило увеличение пылевыделения и снижение эффективности обеспыливания.

Фактически единственным применяемым в шахтах способом борьбы с пылью в настоящее время является орошение.

В соответствии с требованиями нормативных документов для достижения необходимой эффективности пылеподавления и взрывозащиты от фрикционного воспламенения пылетановоздушных смесей орошение на комбайнах должно осуществляться при высоких удельных расходах воды: 40 л/т отбитого угля – для очистных комбайнов, не менее 100 л/м^3 отбитой горной массы - для проходческих комбайнов и не менее 50 л/м^3 – для породопогрузочных машин. Таким образом, для высокопроизводительных горных машин требуемый расход воды составляет от 200-300 до 800-1000 л/мин. Такие расходы воды в стесненных условиях очистной или подготовительной выработки являются практически неприемлемыми из-за высокой обводненности рабочих мест и переувлажнения горной массы [2].

Следовательно, требуется пересмотр существующих параметров пылеподавления и необходимость разработки нового оборудования, способного обеспечивать высокую эффективность пылеподавления при минимальных расходах воды.

Анализ исследований и публикаций. Анализ конструкций пылеотсасывающих установок с мокрым пылеулавливанием как отечественных, так и зарубежных стран, применяемых при работе проходческих комбайнов, выполнен по результатам изучения информационных и рекламных материалов, полученных на международных выставках, опубликованных в журналах «Глюкауф» и других источниках.

По способу размещения пылеотсасывающие установки бывают автономными, т.е. расположенными в выработке на некотором удалении от проходческого комбайна, и размещенными непосредственно на самом комбайне.

До 1975 г. все отечественные проходческие комбайны оснащались пылеотсасывающими установками, располагавшимися непосредственно на комбайне. Ввиду стесненности пространства, низкой производительности, недостаточной эффективности пылеподавления такое решение не нашло применения на шахтах. Была принята другая схема: пылеотсасывающая установка размещается на некотором удалении от комбайна, что позволяет применять пылеуловители с большими габаритами, с более высокими производительностью и эффективностью. Автономные пылеотсасывающие установки (АПУ), разработанные под эту схему, размещались в 30 – 50 м от комбайна и перемещались по мере удаления забоя. Отсасывающий трубопровод ежемесячно наращивался с тем, чтобы расстояние от всаса до забоя не превышало 2,5 – 3 м. В этом имеется существенный технологический недостаток, поскольку передвижка установки и наращивание става – трудоемкие процессы.

В процессе эксплуатации установок АПУ выявлены недостатки как организационного, так и технического плана, которые привели к тому, что они были сняты с производства. К техническим недостаткам относятся отсутствие всасывающих трубопроводов, отсутствие надежного контроля нагнетательно-всасывающего проветривания, большие габариты, слив шлама на почву выработки, трудоёмкость передвижки установки, воздухораспределителя и др.

С 90-х гг. в ГП «Донгипроуглемаш» был начат новый цикл поисковых работ, которые были направлены на повышение эффективности пылеотсасывающих установок. На базе этих разработок в 1994 г. на шахте "Трудовская" был испытан экспериментальный образец обеспыливающего агрегата АО-4 в составе проходческого комплекса К-20. Испытания еще раз показали, что необходимо проводить работы по созданию рециркуляционной системы водоснабжения, т. к. слив шлама на почву выработки приводит к увеличению обводненности забоя, размягчению и вспучиванию почвы.

Начиная с 2000 г. в ГП «Донгипроуглемаш» активно ведутся работы по оснащению проходческих комбайнов системами высоконапорного (до 10 МПа) внешнего орошения с расходом воды, не превышающим 60 л/мин. В 2001 г. на шахте «Добропольская» проведены приемочные испытания проходческого комбайна П110 оснащенного высоконапорной системой орошения. В результате шахтных исследований эффективности пылеподавления системы высоконапорного орошения проходческого комбайна П110, выполненных испытательным центром ГПНИИ медико-экологических проблем Донбасса и угольной промышленности, установлено, что технически достижимая эффективность системы орошения составила 93,4 %, хотя концентрация вредных веществ (пыли) в воздухе рабочей зоны при работе комбайна превышала а 50-60 раз ПДК. Для дальнейшего снижения концентрации пыли в рабочей зоне приемочная комиссия рекомендовала применять в комплексе с системой высоконапорного орошения пылеотсасывающие установки.

Внедренный в последнее время фирмой CFT (Compact Filter Technic GmbH), Гладбек (Германия), мокрый пылеуловитель с замкнутым циклом очистки воды Ноeko-Vent спроектирован на базе горизонтального скруббера Вентури укороченной конструкции. Очистка запыленного воздуха производится за счет связывания пыли водяными каплями и их последующего отделения от воздушного потока [4].

Специальными форсунками создается водяной занавес, через который проходит поток всасываемого воздуха. Смесь из пыли, воды и воздуха проходит через пакет из тонкой проволочной сетки, в котором происходит перемешивание этих составляющих и частичное стекание шлама в сборный конус. В последующем каплеотделителе происходит окончательное отделение шлама и остаточной воды от воздуха и стекание этого шлама в сборный конус, а очищенный воздух выходит из пылеуловителя через вентилятор, создающий необходимое разрежение. Из сборного конуса отделенная вода с пылью откачивается насосом в сборный резервуар, откуда второй насос подает воду по замкнутому циклу к форсункам. Производи-

тельность пылеуловителей от 120 до 1500 м³/мин. Для частиц пыли размером менее 10 мкм эффективность очистки составляет 99,4 %.

Постановка задачи. В настоящее время на украинских шахтах концентрация пыли при работе проходческих комбайнов избирательного действия достигает 1500-2000 мг/м³, а дисперсный состав пыли при использовании внутреннего и внешнего высоконапорного орошения на 50-60 % состоит из частиц размером менее 10 мкм, которые не могут быть погашены водяным орошением. По мнению отечественных и зарубежных специалистов только пылеотсасывающие установки способны очищать воздух до уровня запыленности ниже значений ПДК [3].

В связи с этим в развитых угледобывающих странах практически все проходческие забои оснащают пылеотсасывающими установками.

Применение пылеотсасывающих установок, помимо соблюдения санитарных норм, позволяет за счет улучшения видимости при разрушении забоя обеспечить более точную (без "перебора" породы) обработку контура выработки, увеличить коэффициент машинного времени работы комбайна, а, следовательно, повысить скорость проведения подготовительных выработок.

Изложение материала и результаты. Настоящая работа является продолжением и развитием работ по созданию новых пылеотсасывающих установок с мокрым пылеулавливанием. Она заключается в решении вопросов рециркуляции воды для устранения слива шлама на почву выработки, повышения аэродинамической нагруженности вентилятора без увеличения его габаритов и веса, снижения нагрузки от центробежных сил элементов рабочего колеса за счет увеличения их жесткости, повышения надежности работы вентилятора за счет установки рабочего колеса на вал ротора и разгрузки подшипников электродвигателя, снижения потерь давления в выходном патрубке вентилятора и прямоточном циклоне пылеотсасывающей установки, повышения эффективности пылеулавливания.

ГП «Донгипроуглемаш» в 2008г. разработана конструкторская документация на ряд пылеотсасывающих установок производительностью от 240 до 420 м³/мин с замкнутым циклом очистки воды.

Установки предназначены для отсасывания и очистки воздуха от породной и угольной пыли при работе проходческих комбайнов с системой орошения в тупиковых забоях подготовительных выработок.

Основные параметры и размеры установок приведены в таблице 1.

Таблица 1

Основные параметры и размеры пылеотсасывающих установок

Наименование параметра и размера	Значение		
	УПЗ 240	УПЗ 360	УПЗ 420
1 Номинальная подача, м ³ /мин,	240	360	420
2 Коэффициент очистки воздуха от пыли, %, не менее	98		
3 Тип вентилятора	центробежный		
4 Тип пылеуловителя	прямоточный циклон		
5 Габаритные размеры, мм, не более			
- ширина	900	1000	1300
- длина	4100	4500	4700
- высота	1900	2100	2200
6 Масса (без воды), кг, не более	2600	4000	4500

Очистка запыленного воздуха в пылеуловителе установки происходит за счет связывания пыли водяными каплями и их последующего отделения от воздушного потока.

При помощи форсунки во входном патрубке вентилятора создается водяная завеса, через которую проходит поток всасываемого воздуха. Пылеводовоздушная смесь поступает из вентилятора в пылеуловитель, где в завихрителе происходит отделение шлама от воздуха и стекание его в бак, а очищенный воздух выходит из пылеуловителя.

В первичной камере бака пыль оседает и осветленная вода поступает в основную камеру, откуда по замкнутому контуру подается насосом через фильтр на форсунку.

Установка (рисунок 1) состоит из вентилятора 1, пылеуловителя 2 для мокрого способа пылеулавливания с использованием тонкораспыленного факела воды, рамы-бака 3, являющейся опорой для сборочных единиц установки, насоса 4, предназначенного для подачи воды из бака через фильтр 5 на форсунку 6 по замкнутому контуру.

Колено 7 и переходник 8 являются связывающими звеньями между вентилятором и пылеуловителем.

Опора 9 поддерживает хвостовую часть пылеуловителя.

В установку входит также всасывающий трубопровод 10 и воздухораспределитель 11 для распределения подачи воздуха в забой от вентилятора местного проветривания.

Для поддержания уровня воды в баке служит регулятор уровня жидкости 12, который через кран подсоединяется к забойному водопроводу.

В процессе проведения подготовительной выработки установка располагается на расстоянии 30-35 м от забоя на почве выработки (рисунок 2) [5]. Всасывающий трубопровод, состоящий из звеньев армированных проволочной спиралью вентиляционных труб диаметром 600 мм, подвешивается под кровлей выработки на элементах подвески, размещенных на трубе с шагом 0,5 м. Входной патрубок всасывающего трубопровода подвешивается на высоте 1 м от почвы выработки на расстоянии 2 м от забоя на противоположной стороне от нагнетательного вентиляционного трубопровода. После проведения 2 м выработки входной патрубок переносится на исходную позицию.

Передвижка входного патрубка с всасывающим трубопроводом с цикличностью 2 м производится на расстояние 10 м до полного растяжения первого от забоя звена всасывающего трубопровода. Затем входной патрубок отсоединяется, наращивается новое звено всасывающей трубы длиной 10 м. Входной патрубок подсоединяется к этому звену и работа продолжается.

После проведения 20 м выработки осуществляется перемещение установки и воздухораспределителя в новое положение.

При принятой технологической схеме работы сохраняются расстояния 2-4 м от забоя до входного патрубка всасывающего трубопровода и 3-5 м от окна бокового выпуска воздуха воздухораспределителя до выходного отверстия патрубка пылеуловителя установки.

Приемочные испытания опытного образца – типового представителя ряда пылеотсасывающих установок (УПЗ 240) проходили на стендовой базе ГП «Донгипроуглемаш» с привлечением специалистов заинтересованных организаций: ш. «Добропольская» ГП «Добропольеуголь», ГОАО «Шахтоуправление «Донбасс», Госгорпромнадзора Украины, отраслевых институтов МакНИИ и НИИГД «Респиратор», Донецкой облСЭС.

Для подачи во входной патрубок установки пыли определенной концентрации применялся специальный дозатор пыли, разработанный специалистами НИИГД «Респиратор». Оценка эффективности пылеподавления проводили специалисты института МакНИИ, Донецкой облСЭС.

При проведении испытаний были определены рациональные параметры установки, шумовые и вибрационные характеристики, подтверждена правильность компоновки узлов и элементов, эффективность пылеподавления. В результате выполненных замеров эффективность очистки воздуха с исходной концентрацией пыли 1500 мг/м³ составила 98,5 %.

По результатам приемочных испытаний ряд пылеотсасывающих установок типа УПЗ принят к серийному производству. В ближайшее время необходимо начать работы по оснащению проходческих забоев, прежде всего комбайновых, такими установками.

Выводы:

1. Технически достижимая эффективность применения высоконапорной системы орошения на проходческом комбайне П110 составила 93,4 %.
2. Пылеотсасывающие установки с мокрым пылеулавливанием способны очистить воздух с эффективностью 98,5 %.
3. Для очистки запыленного воздуха до уровня значений ПДК необходимо применять высоконапорные системы орошения в комплексе с пылеотсасывающими установками.

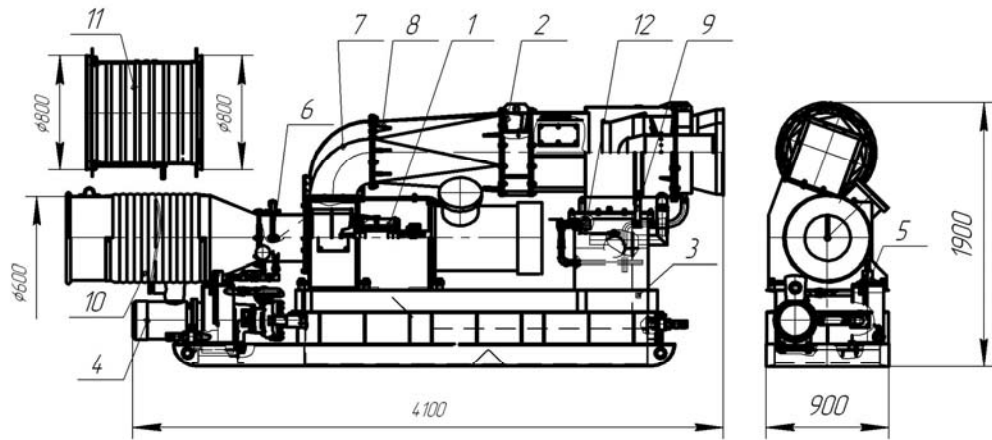


Рисунок 1 - Установка пылеотсасывающая УПЗ 240 (типовая конструкция ряда)

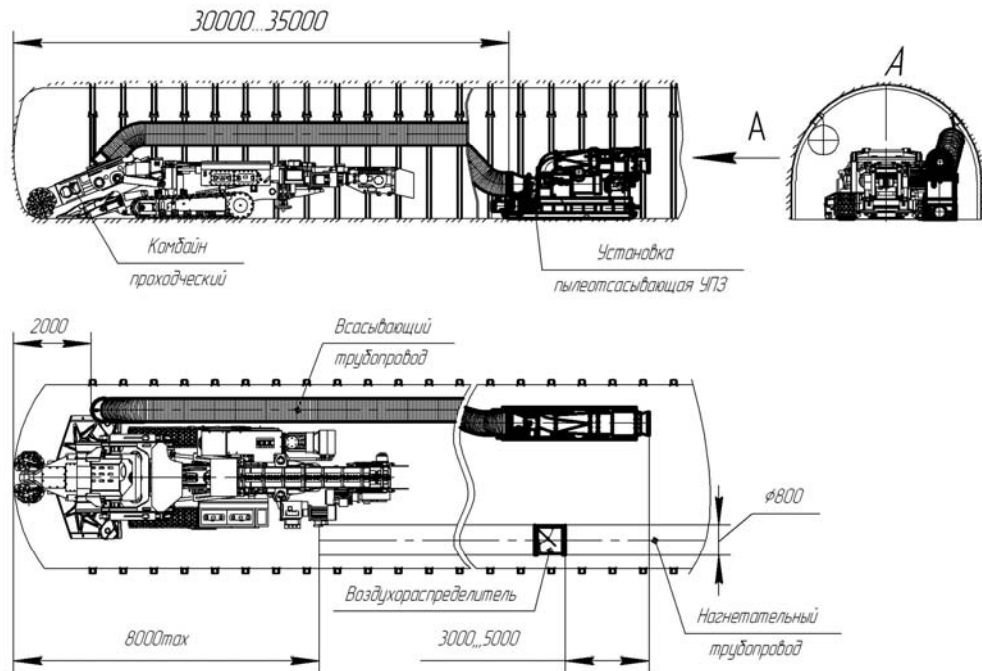


Рисунок 2 - Схема расположения оборудования

Список литературы

1. Правила безпеки у вугільних шахтах: НПАОП 10.0-1.01-05. - К., 2005.
2. Коптиков В.П., Корнев А.П. Пути совершенствования методов борьбы с пылью в угольных шахтах. Уголь Украины.-2007-№6.
3. Петер Микки. Состояние техники борьбы с пылью в горной промышленности и туннелестроении. Глюкауф-2005-май №1(2).
4. Материалы фирмы CFT Compact Filter Technic GmbH, Гладбек (Германия), 2008
5. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. - К., 1994.

ВЫБОР ТИПА ОХЛАЖДАЮЩЕГО ЭЛЕМЕНТА ДЛЯ СРЕДСТВ ПРОТИВОТЕПЛОВОЙ ЗАЩИТЫ ОРГАНИЗМА

В.В. Колесникова, Донецкий национальный технический университет

Предложена сравнительная характеристика различных типов охлаждающих элементов относительно эффективности их использования в качестве средств противотепловой защиты организма. Исследованию подвергались три вида брикетов: водоледяной (ОЭ-2), гелевый и химический охлаждающий пакет.

Работники угольной, металлургической, химической, стекольной и других отраслей промышленности часто испытывают на себе действие некомфортных, а в некоторых случаях и экстремальных микроклиматических условий. Микроклимат рабочего места характеризуется следующими параметрами: температурой, относительной влажностью и скоростью движения воздуха, загазованностью, запыленностью воздуха окружающей среды, тепловым излучением от нагретых поверхностей сооружений, зданий, предметов. Если величина хотя бы одного из параметров превышает допустимую норму, то работник оказывается в некомфортных (экстремальных) условиях труда.

Как показывают статистические данные, 50% шахт Донбасса работает в экстремальных микроклиматических условиях (температура воздуха 29-36⁰С при влажности 100%). Кроме того, по официальным данным Донецкого института медико-экологических проблем Донбасса и угольной промышленности, в год тепловые поражения получают 33 горнорабочих [1], а в основных цехах металлургического производства термическая нагрузка обуславливает 37 % всех болезней органов дыхания и 39 % заболеваний органов пищеварения [2]. Заболеваемость среди рабочих горячих цехов в 1,2-2,1 раза выше, чем среди рабочих, не подвергающихся постоянному действию повышенных температур.

Известно, что высокая температура воздуха влияет на характер и динамику работы регулирующих систем человека (ЦНС и гуморальной). С повышением температуры окружающей среды увеличиваются затраты организма работника на поддержание внутреннего равновесия, время для отдыха и сильно падает производительность труда. По данным зарубежных исследователей, в выработках с температурой воздуха 30⁰С производительность труда проходчиков снижается в сравнении с производительностью в выработках с нормальными климатическими условиями более чем на 50% [3]. Кроме того, повышение температуры микроклимата является причиной болезней неинфекционного происхождения. Возникающее в этих условиях интенсивное потоотделение сопровождается потерями солей и воды в организме. Увеличиваются количество тромбоцитов в крови и ее вязкость, уровень холестерина в плазме крови, что повышает вероятность тромбозов (в частности, мозговых артерий). Происходит интенсивное биологическое старение рабочих, труд которых связан со значительной тепловой и физической нагрузкой, особенно в возрастной группе от 50 лет. Выявлено достоверное повышение стандартизованных показателей смертности от заболеваний сердечно-сосудистой системы.

Все эти факты свидетельствуют о необходимости проведения мероприятий по нормализации температуры воздуха производственных помещений. В большинстве отраслей промышленности существует возможность регулирования температуры воздуха на рабочем месте с помощью организационно-технических мероприятий или за счет сокращения времени пребывания рабочих в зоне высоких температур. В тех же случаях, когда проведение подобных мероприятий нецелесообразно (экономически невыгодно) или технически невозможно, применяются средства противотепловой защиты организма (СПЗО).

Индивидуальные средства противотепловой защиты организма включают в себя систему охлаждающих элементов, расположенных в пододежном пространстве на наиболее чувствительных к теплосъему участках тела человека. В настоящее время в качестве аккумуляторов холода для СПЗО организма широко используются водоледяной охлаждающий элемент (ОЭ-

2) и охлаждающий химический пакет (ОХП). Каждый из них имеет ряд преимуществ и ряд недостатков.

Не так давно на отечественном рынке появились гелевые аккумуляторы холода различных моделей. Главное их отличие друг от друга состоит в температуре замораживания элемента (от 0 до -15°C). В средствах индивидуальной защиты организма данные элементы еще не применяются, хотя имеют к этому высокий потенциал.

Известно, что конструкция комплекта противотепловой защиты организма должна отвечать определенным требованиям [4]. Именно относительно этих требований нами был произведен сравнительный анализ трех типов охлаждающих элементов.

1. Автономность (не связан с внешними источниками энергии).

Этому требованию в полной мере соответствуют все три типа охлаждающих элементов. Однако для поддержания низких температур водоледяного и гелевого охлаждающих элементов необходимо иметь на шахтах морозильные установки, а это дополнительные затраты на электроэнергию. Кроме того, необходимо обеспечить ежедневную доставку замороженных ОЭ-2 в теплоизолирующих контейнерах в горные выработки к месту ведения работ. Это является основными недостатками данных типов брикетов.

Альтернативой ОЭ-2 являются пакеты, в которых холод выделяется в результате эндотермической реакции с поглощением тепла при смешивании нескольких солей с водой. Охлаждающие элементы с химическими ингредиентами можно содержать в любых условиях, для них не требуется специального оснащения для хранения и транспортирования, они постоянно готовы к применению, сохраняют охлаждающие свойства в течение длительного хранения [1].

Таким образом, большей автономностью обладают химические охлаждающие пакеты.

2. Достаточный запас холода.

Здесь наблюдаются некоторые отличия между рассматриваемыми аккумуляторами холода. Так, исследования теплофизических свойств ПХО показали [5], что длительность охлаждающего действия пакета при нагреве окружающей среды до $+36^{\circ}\text{C}$ равна 30 мин.

Основа ОЭ-2 – лед, который является естественным и простейшим источником холода и в контакте с более нагретыми телами плавится, поглощая при этом теплоту в количестве 333 кДж/кг льда, переходя в жидкое состояние. При использовании чистого льда предельная степень охлаждения 0°C . Для достижения более низких температур используют лед - солевые системы, которые плавятся при различных температурах в зависимости от природы и концентрации соли. Однако, такие простейшие системы, обладая высоким эффектом охлаждения, не обеспечивают необходимой длительности охлаждения.

Более эффективное охлаждение может быть достигнуто на материале, который является эластичным, "твердым" хладагентом, содержащим значительное количество воды, способным к неоднократному замораживанию и оттаиванию без потерь воды, сохраняющим состояние охлаждения в течение длительного времени и обеспечивающим хороший теплоотвод. Таковым является гелевый аккумулятор холода.

Нами проводились сравнительные испытания водоледяного и гелевого охлаждающих элементов. Целью эксперимента было выявить динамику изменения температуры охлаждающих брикетов. Подобные измерения обычно проводятся при помощи жидкостного (спиртового, ртутного) термометра. Количественные характеристики теплообмена между контролируемой средой и чувствительным элементом жидкостного термометра напрямую зависят от площади соприкосновения чувствительного элемента со средой. Однако в наших условиях добиться максимального контакта брикетов с чувствительным элементом термометра не удалось, т.к. непластичность льда препятствовала этому. Вследствие этого нами для измерения температуры поверхности брикета использовался бесконтактный инфракрасный термометр НИМБУС.

Для измерения температур брикетов перед началом опыта на каждом из них была выбрана точка для снятия данных, что обеспечило большую точность измерений. Далее через определенные промежутки времени с дисплея термометра снимались показания и заносились в таб-

лицу. Эксперимент продолжался до тех пор, пока температура брикета не становилась равной $+20^{\circ}\text{C}$. Исходные параметры эксперимента:

- температура окружающей среды – $+21^{\circ}\text{C}$
- временной интервал снятия показаний – 20 мин

По полученным данным были построены изотермы, описывающие динамику изменения температуры охлаждающих элементов во времени (рис.1).

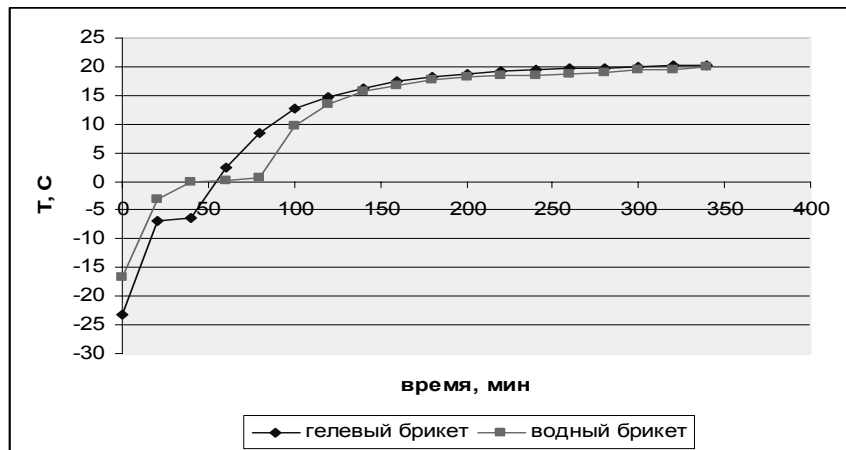


Рис. 1. Динамика изменения температуры охлаждающих элементов (водолеяного и гелевого)

Из графика видно, что и у воды и у геля четко выражено т.н. «плато», наличие которого обусловлено фазами таяния льда (оно соответствует фазе плавления льда), однако у геля оно меньше, что объясняется меньшим количеством кристаллов льда в его структуре. Именно благодаря этой особенности гель в замороженном состоянии остается пластичен, а также именно эта особенность обуславливает долговечность функционирования гелевого охлаждающего элемента.

Кроме того, из графика видно, что:

1. Из замороженного состояния до температуры $+20^{\circ}\text{C}$ аккумуляторы холода в среднем нагреваются за 5-6 часов. Эксперимент был поставлен в открытой системе, т.е. отвод тепла производился только в окружающую среду с температурой $+21^{\circ}\text{C}$, что и обусловило столь длительный нагрев брикетов.

2. Динамика изменения температур у водного и гелевого брикетов сходны и отличаются лишь на начальном этапе, что объясняется более низкой температурой заморозки геля. Эту разницу можно использовать в практических целях, но лишь при поддержании низких температур на очень непродолжительное время. В общем же, данная разница не существенно влияет на охлаждающие свойства брикетов.

Таким образом, по своим охлаждающим свойствам все три типа аккумуляторов холода близки друг к другу.

3. Размещение источников холода в термочувствительных зонах на теле человека.

Наиболее чувствительные и эффективные относительно теплосъема зоны на теле человека – это голова, кисти рук, стопы ног и воротниковая область туловища. Все эти части тела являются достаточно рельефными и потому применение для их охлаждения водолеяного элемента затруднено вследствие непластичности брикета при отрицательных температурах. Это обуславливает малую площадь соприкосновения охлаждающего элемента с телом человека, что приводит к снижению КПД брикета, вследствие потери части тепла, отводимого в окружающую среду. В данном случае гелевый аккумулятор холода имеет преимущество перед водолеяным в том, что, как уже было отмечено выше, не теряет своей пластичности при отрицательных температурах, что способствует более плотному примыканию охлаждающего элемента к телу человека. Это делает возможным использовать гелевый наполнитель не

только в прямоугольных брикетах, но и при разработке различных элементов одежды, форма которых повторяла бы необходимый участок тела человека. Например, сейчас в горноспасательном деле применяются теплозащитные шлемы, которые с внутренней стороны имеют пластиковые карманы для закладывания туда водоледяных брикетов. Известно, что около 40% всего тепла организм человека отдает через голову, поэтому более эффективным по теплосъему был бы гелевый охлаждающий подшлемник, повторяющий контуры головы.

Кроме того, в нашем регионе с жарким климатом, где тёплая погода устанавливается с конца апреля и держится в течение 5-6 месяцев, а для лета характерна высокая температура воздуха и частые засухи, достаточно остро стоит вопрос о некомфортных температурных условиях на многих рабочих местах. Решить эту проблему поможет автономная система охлаждения организма, основанная на применении аккумуляторов холода. В зависимости от характера работы для автономной системы охлаждения можно предложить использование того или иного типа охлаждающего элемента.

При малоподвижной сидячей работе (водители, кассиры, операторы ПК и др.) возможно применение системы с водоледяными брикетами, например, в качестве охлаждающей подставки под ноги.

При подвижной работе необходимо, чтобы охлаждающие элементы не препятствовали движениям человека, а потому целесообразно использовать пластичные наполнители. Гелевый наполнитель может быть использован во всевозможных опоясывающих ремнях, закрепленных при помощи липучек на конечностях человека; в охлаждающих ковриках и накладках на стулья и т.д. Спектр применения гелевого наполнителя в качестве аккумулятора холода для автономных систем охлаждения весьма широк.

4. Возможность использования отдельных элементов в случаях, когда надо охладить некоторые части тела.

Данное требование особенно важно в случае необходимости экстренного охлаждения организма при гипертермии, а также при различных травмах и ушибах. Здесь важно использовать максимальное количество энергии от охлаждающего элемента. Этому вновь способствует пластичность гелевого аккумулятора холода при отрицательных температурах.

5. Оперативное применение и минимальная масса.

Все анализируемые элементы холода отличаются высокой степенью оперативности использования. Среди них лишь химический охлаждающий пакет требует некоторого времени для приведения его в рабочее состояние, остальные же элементы находятся в подготовленном состоянии в специальных теплоизолирующих контейнерах.

Что касается массы, то данный показатель у всех охлаждающих элементов различен. Нами сравнивались водоледяной и гелевый брикеты. При разнице в массе (масса водоледяного равна 150 гр, гелевого – 220 гр) они обладают сходными показателями теплоемкости. Это объясняется более низкой теплоемкостью геля по отношению к теплоемкости воды.

6. Длительный срок эксплуатации при низкой стоимости.

Срок использования водоледяного аккумулятора холода ограничивается несколькими циклами, т.к. при изменении температур от положительных до отрицательных происходит существенное изменение объема воды, что вызывает деформацию на растяжение полиэтиленовой пленки, в которую она заключена. Однако данный тип охлаждающего элемента отличается низкой стоимостью.

Срок эксплуатации гелевого брикета длительнее, нежели водоледяного. Это объясняется меньшим количеством кристаллов льда в его структуре при замораживании. По стоимости гелевый аккумулятор холода дороже водоледяного, но этот недостаток компенсируется более длительным сроком использования первого.

Для химического охлаждающего пакета характерна одноразовость использования и более дорогостоящее производство таких пакетов. Это является основными недостатками ПХО.

Таким образом, наиболее дешевым является водоледяной охлаждающий элемент, а самым длительным сроком эксплуатации отличается гелевый.

Итак, по итогам наших исследований можно сделать следующие выводы:

1. Все три типа охлаждающих элементов обладают высокой степенью автономности.
2. Хладоемкость гелевого брикета приблизительно на 30% ниже хладоемкости водоледающего, что объясняется более низкой теплоемкостью геля.
3. Пластичность геля при отрицательных температурах позволяет максимально использовать энергию охлаждающего элемента, повышая его КПД.
4. Гелевый наполнитель может быть использован не только при изготовлении прямоугольных охлаждающих элементов, но и при моделировании различных элементов одежды, форма которых повторяла бы контуры частей тела человека.
5. При экстренном охлаждении организма предпочтительнее использовать гелевый аккумулятор холода.
6. Основным недостатком ПХО является его одноразовость и относительная дороговизна, что делает применение пакета экономически менее привлекательным по сравнению с применением водоледающего и гелевого.
7. Основное преимущество ОЭ-2 заключается в многократности использования и дешевизне производства.
8. Основные преимущества гелевых элементов – это пластичность при отрицательных температурах, что позволяет увеличить площадь соприкосновения элемента с телом человека, повышая КПД аккумулятора холода. А также – это многократность использования и более длительный срок эксплуатации по сравнению с водоледающим элементом.

Итак, нами была дана сравнительная характеристика трем типам охлаждающих элементов из которой видно, что гелевый охлаждающий элемент является весьма перспективным для использования в качестве аккумулятора холода в индивидуальных средствах противотепловой защиты организма.

Что касается более низкой теплоемкости геля относительно теплоемкости воды, то это направление весьма перспективно для дальнейших исследований. Повысить теплоемкость геля возможно путем изменения химического состава геля, путем добавления включений, которые будут иметь высокую теплоемкость и пр. Над этими вопросами мы планируем работать в дальнейшем.

Список литературы

1. Положий В.О. Метод расчета температуры водно-солевого раствора в охлаждающем пакете / Положий В.О. // Уголь Украины. – 2008. - № 4. - с. 31-33
2. Зеркалов Д.В. Микроклимат производственных помещений [Электронный ресурс] / Д.В.Зеркалов // Режим доступа www.zerkalov.org.ua
3. Мартынов А.А. Предельно допустимая температура воздуха и профилактика тепловых поражений в глубоких шахтах / А.А.Мартынов, А.М.Брюханов, В.В.Мухин // Уголь Украины. – 2004. - №11. – с. 39-42.
4. Онасенко А.А. Комплекс средств экстренного охлаждения пострадавших при перегревании / А.А.Онасенко, В.А.Вольский, И.Ф.Марийчук // Уголь Украины. – 2005. - № 3. – с. 32-34.
5. Онасенко А.А. Безопасность труда горнорабочих и членов ВГК шахты в экстремальных микроклиматических условиях / А.А.Онасенко, И.Ф.Марийчук // Уголь Украины. – 2004. - №8. – с. 47-49.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ШАХТНОГО РЕГУЛЯТОРА РАСХОДА ВОЗДУХА ПАРАШЮТНОГО ТИПА

В.Е. Колесник, Т.А. Артюшенко, А.С. Иценко, Национальный горный университет, Украина

Выполнено обоснование необходимости совершенствования конструкции шахтного регулятора расхода воздуха парашютного типа. Предложены технические решения позволяющие получить новые качественные показатели характерные для данного типа шахтного регулятора, благодаря которым повышается эффективность управления его исполнительным органом и вентиляционными потоками в горных выработках шахтной вентиляционной сети.

Дальнейшее развитие Украины как суверенного государства непосредственно связано с совершенствованием технологий и модернизацией ее промышленного производства. Одной из основных отраслей промышленного комплекса нашего государства является металлургическая промышленность, включающая в себя и горнодобывающие предприятия.

На шахтах и рудниках интенсификация добычи полезных ископаемых основана на использовании прогрессивных технологий и современной техники. При этом, технологические процессы по отбойке, измельчению и транспортированию горной массы сопровождаются выделением большого количества вредных и опасных газов и пыли. В настоящее время основным способом обеспечения безопасных условий труда на рабочих местах остается эффективная вентиляция.

Проветривание шахт осуществляется благодаря постоянной работе главных вентиляторных установок. Затраты электроэнергии на проветривание шахт достигают 30% от общего энергопотребления горных предприятий [1]. Несмотря на то, что подача главных вентиляторов на 25% превышает расчетную, обеспеченность шахтных потребителей расчетным количеством воздуха составляет всего 70% [2]. Это происходит потому, что естественное распределение воздуха по выработкам не соответствует расчетному его количеству, а последовательный переход горных работ на более глубокие горизонты сопровождается увеличением длины и разветвленности сети горных выработок. Это приводит к снижению эффективности проветривания рабочих мест и безопасности ведения горных работ, увеличению затрат на проветривание.

Одной из основных причин такого неудовлетворительного состояния проветривания шахт и рудников является отсутствие надежных и эффективных вентиляционных устройств, которые обеспечивают заданное распределение воздуха по шахтным потребителям в условиях воздействия интенсивного горного давления и его потеря в виде утечек через вентиляционные сооружения в шахтной вентиляционной сети.

Повышение эффективности проветривания и безопасности ведения горных работ может быть достигнуто путем применения качественных и простых в управлении регуляторов расхода воздуха. Для этого, шахтные регуляторы должны иметь близкую к линейной, расходную характеристику, высокое аэродинамическое сопротивление в закрытом положении и малое в открытом. Сложность решения поставленной задачи заключается в том, что любой регулятор отрицательного типа установленный в разные выработки шахтной вентиляционной сети будет иметь различные расходные характеристики. Поэтому для получения линейной расходной характеристики исполнительный орган регулятора должен разрабатываться для конкретной выработки шахтной вентиляционной сети. В известных конструкциях регуляторов, имеющих линейные расходные характеристики, площадь проема для прохода воздуха при регулировании изменяется по определенному закону применительно для каждой конкретной выработки [3,4,5]. Эти регуляторы относятся к разряду стационарных и их применение в зоне ведения горных работ, где они подвергаются интенсивному горному давлению и воздействию воздушных ударных волн, порождаемых взрывными работами, не всегда экономически обосновано.

Для управления вентиляционными потоками в выработках очистных блоков и находящихся в зоне влияния горных работ, где потери воздуха самые большие, целесообразно применять вентиляционные устройства парашютного типа.

В Национальном горном университете разработана конструкция регулятора парашютного типа с изменяющейся расходной характеристикой. Шахтный регулятор расхода воздуха (рис.1) содержит привод 1, выполненный в виде лебедки с тяговым канатом 2, который через разъемное соединительное устройство 4 соединен со стропами управления 5, пропущенными через ползун 6 с возможностью перемещения его по длине строп и фиксации в любом месте в пределах их длины. Исполнительный орган регулятора 9 выполнен из воздухонепроницаемого материала в виде боковой поверхности цилиндра. Край полотнища основания исполнительного органа посредством элементов крепления 7 (карабинов) пристегнут к тросу 8, закрепленному по периметру горной выработки. На внешней поверхности полотнища закреплены равномерно распределенные поперечные 10 и продольные 11 ленты упрочняющего каркаса, концы которых выполнены в виде петель, к которым со стороны основания крепятся карабины 7, а с другой стороны к петлям 12 присоединены свободные концы строп управления 5. По свободному краю полотнища закреплена полая кольцевая камера 13 в которую введен стягивающий трос 15, концы которого через отверстие 14 выведены наружу.

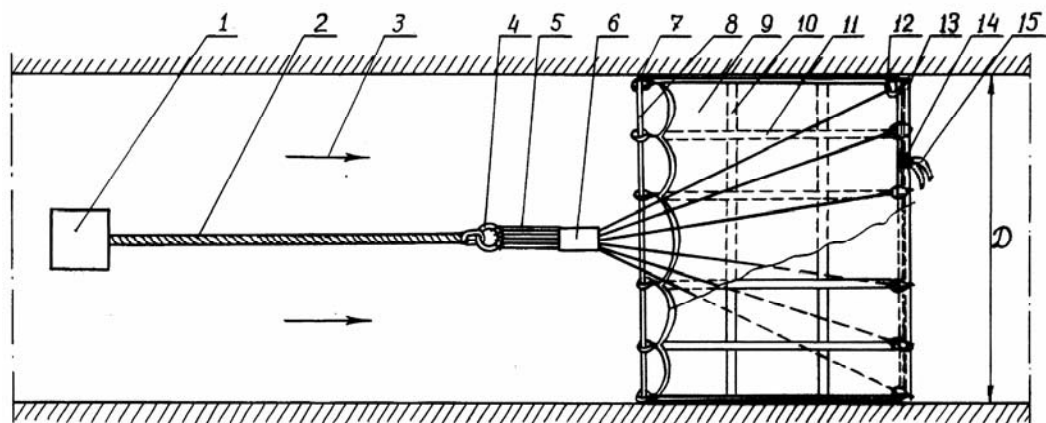


Рис.1. Шахтный регулятор расхода воздуха парашютного типа (в разрезе) размещенный в горной выработке в открытом положении.

Работает регулятор следующим образом. В месте установки исполнительного органа регулятора, по периметру выработки натягивается трос крепления 8. Полотнище исполнительного органа растягивается вдоль выработки основанием навстречу воздушному потоку 3 и при помощи карабинов крепления 7 край основания пристегивается к тросу 8. Под воздействием воздушного потока 3 полотнище исполнительного органа расправляется и приобретает форму боковой поверхности цилиндра (см. рис.1). Для выхода на режим регулирования расхода воздуха, стропы управления 5 должны быть слегка натянуты посредством тягового каната 2 и привода 1 навстречу воздушному потоку 3. В этом положении полотнище исполнительного органа прижимается к стенкам выработки воздушным потоком, проходное сечение для воздуха равно поперечному сечению выработки, сопротивление оказываемое исполнительным органом воздушному потоку будет минимальным, а расход воздуха в выработке – максимальным.

При дальнейшем натяжении строп управления 5 навстречу воздушному потоку 3 (см. рис.2), свободный (подвижный) край полотнища исполнительного органа 9 посредством петель 12, продольных лент упрочняющего каркаса 11, заворачивается внутрь боковой цилиндрической поверхности, проходное сечение для воздуха уменьшается, аэродинамическое сопротивление исполнительного органа воздушному потоку увеличивается, а расход воздуха в выработке падает.

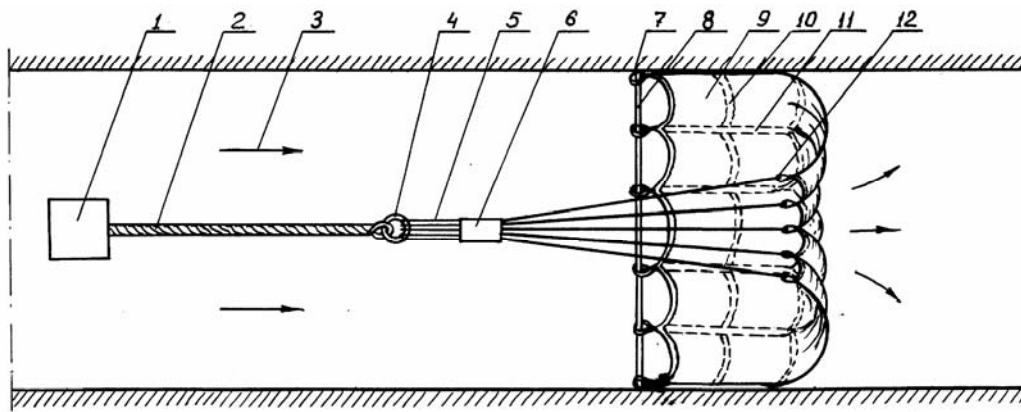


Рис.2. Регулятор находится в промежуточном положении при регулировании расхода воздуха в горной выработке.

При затягивании свободного (подвижного) края полотнища исполнительного органа 9 стропами управления 5 до уровня крепления края основания к тросу 8, натянутому по периметру выработки, внутренние подвижные края полотнища под действием градиента давления смыкаются в центральной области поперечного сечения выработки и полностью перекрывают проем для прохода воздуха. Регулятор переведен в закрытое положение.

Величина хода тягового каната (L_x), необходимая для перевода исполнительного органа регулятора из закрытого в открытое положение, зависит от рабочей длины строп управления (L_{cp}) и диаметра исполнительного органа регулятора D . При этом для каждого регулятора с диаметром исполнительного органа D длина хода тягового каната будет своя. Для удобства анализа влияния длины строп управления и диаметра исполнительного органа на величину хода тягового каната были получены выражения 1 и 2 в относительных величинах показателей.

$$\text{при } L_{cp} \geq D/2 \quad L_x/D = 0,786 + L_{cp}/D - ((L_{cp}/D)^2 - 0,25)^{0,5} \quad (1)$$

$$\text{при } L_{cp} \leq D/2 \quad L_x/D = 1,57 \cdot L_{cp}/D + 0,5 \quad (2)$$

Анализ полученных зависимостей показал, что минимальная величина относительного хода тягового каната равная $0,5 D$ может быть получена при длине строп управления равной 0, а максимальная при $L_{cp} = 0,5 D$ составит $1,286 D$. При длине строп в интервале $0 \leq L_{cp} \leq D/2$ зависимость величины хода тягового каната от их длины линейная. Если длина строп $L_{cp} \geq D/2$ эта зависимость становится экспоненциальной. При значительном увеличении длины строп, длина хода тягового каната стремится к своему пределу равному $0,786 D$.

Таким образом, при помощи перемещающегося и фиксируемого по длине строп управления ползуна их рабочая длина, вид зависимости площади проходного сечения для воздуха от хода тягового каната, а соответственно и вид расходной характеристики регулятора могут изменяться.

Проверка этого предположения была выполнена при проведении приемочных испытаний опытных образцов регуляторов. Экспериментальные исследования аэродинамических параметров регулятора с диаметром исполнительного органа равного 4 м проводились на шахте П-2 Первомайского рудоуправления в Кривбассе. Для проведения испытаний регулятор был установлен в орт-коллекторе горизонта 700 м с площадью поперечного сечения равной $7,4 \text{ м}^2$. Первоначальный расход воздуха в выработке без регулятора составил $41,8 \text{ м}^3/\text{с}$. После установки регулятора, при открытом его положении, расход воздуха в выработке несколько уменьшился до $39,7 \text{ м}^3/\text{с}$ (на 5% при длине строп управления равной 4 м). При уменьшении длины строп до 2,5 м расход воздуха в выработке с открытым регулятором уменьшился до

38,8 м³/с. При закрытых положениях регулятора расходы воздуха были зафиксированы 0,9 и 0,7 м³/с соответственно.

На рис.3 представлены расходные характеристики регулятора расхода воздуха РРВПТ-4 (диаметр исполнительного органа регулятора равен 4 м) полученные при испытаниях с разной длиной строп управления.

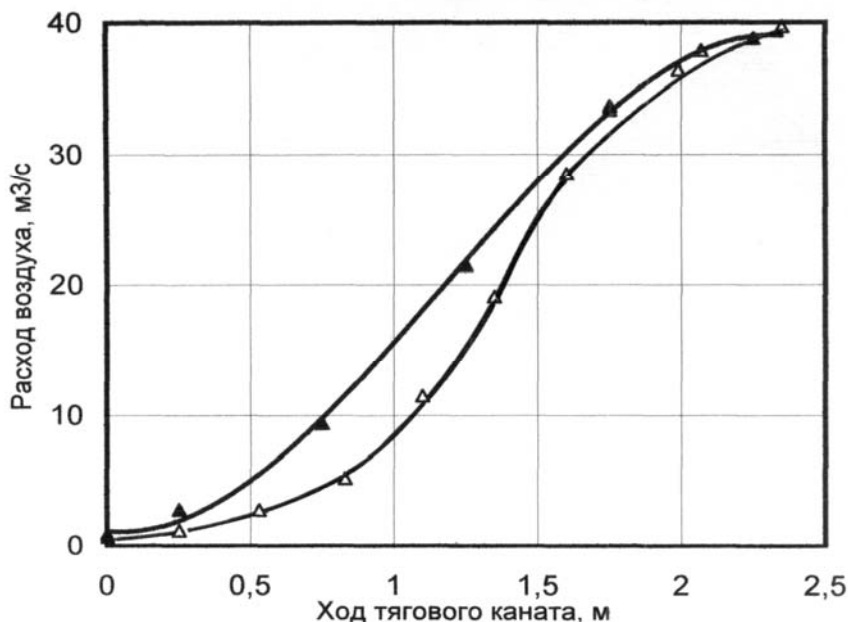


Рис. 3. Расходная характеристика РРВПТ-4

△ -длина строп 4 м ▲ -длина строп 2,5 м

Из рисунка видно, что при уменьшенной до 2,5 м длине строп управления, расходная характеристика в области эффективного регулирования расхода воздуха практически линейна. Выполаживание характеристики в области малых расходов воздуха (закрытое положение регулятора) обусловлено наличием утечек по периметру выработки из-за недостаточно плотного прилегания полотнища исполнительного органа регулятора к неровным стенкам. В верхней части характеристики выполаживание объясняется тем, что у стенок выработки, где начинается перекрытие поперечного сечения, скорость воздушного потока незначительна, следовательно, сопротивление потоку будет увеличиваться постепенно, а расход уменьшаться медленно. В практике регулирования расхода воздуха в выработках шахтной вентиляционной сети установка регуляторов считается нецелесообразной, если расход воздуха необходимо уменьшить всего на 10÷15%. Вместе с тем исключить неэффективную область расходной характеристики при эксплуатации регулятора желательно. Выделить диапазон пропорционального (линейного) регулирования расхода воздуха можно путем предварительного уменьшения площади проема для прохода воздуха через исполнительный орган регулятора. Этот прием реализуется при разработке стационарных шахтных регуляторов, когда регулирование расхода воздуха производится путем изменения площади проема для прохода воздуха составляющего 40÷60% сечения выработки. Применительно к регуляторам парашютного типа ранее предлагалось исполнительный орган регулятора выполнить в виде боковой поверхности усеченного конуса [6]. Такое решение вполне имеет право на жизнь, однако при установке такого регулятора в выработки с разным поперечным сечением, относительное проходное сечение для воздуха в каждом случае тоже будет другое. Соответственно расходная характеристика тоже будет изменяться. Другими словами такая конструкция не будет универсальной. Для решения этой проблемы и создания почти универсальной конструкции парашютного регулятора предложено свободный край полотнища исполнительного органа регулятора выполнить в виде боковой поверхности цилиндра с полой кольцевой камерой (см. п.13 рис. 1) в которую заведен стягивающий трос. При наличии стягивающего троса появи-

лась возможность регулировать площадь проходного сечения регулятора в широких пределах и ограничивать расход воздуха в выработке даже при открытом его положении. На рис.4 показан регулятор, в котором проходное сечение для воздуха предварительно уменьшено до диаметра D_1 стягивающим тросом.

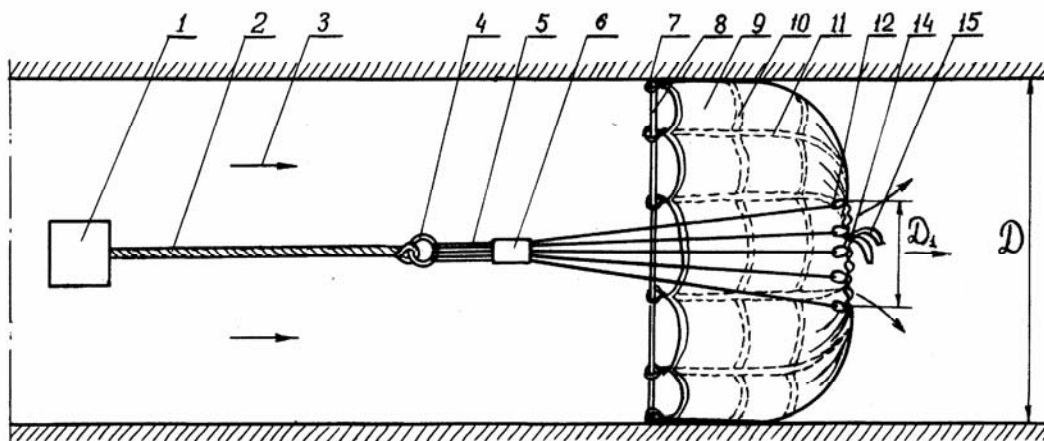


Рис.4. Регулятор установленный в горной выработке, в открытом положении с уменьшенным при помощи стягивающего троса проемом для прохода воздуха.

Предложенная усовершенствованная конструкция шахтного регулятора расхода воздуха парашютного типа (РРВПТу) снабженная ползуном и стягивающим тросом обеспечивает возможность получения близкой к линейной, расходной характеристики. Регулятор обладает малой материалоемкостью и трудоемкостью монтажных и демонтажных работ, хорошо адаптируется в выработках с произвольной формой поперечного сечения, имеет незначительное аэродинамическое сопротивление в открытом и высокое в закрытом положениях, обеспечивает широкий диапазон регулирования расхода воздуха. Применение регулятора для управления вентиляционными потоками в выработках шахтной вентиляционной сети позволит распределить воздух между шахтными потребителями, повысить эффективность и безопасность ведения горных работ, улучшить условия труда на рабочих местах, сократить непроизводительные утечки и затраты на проветривание.

Список литературы

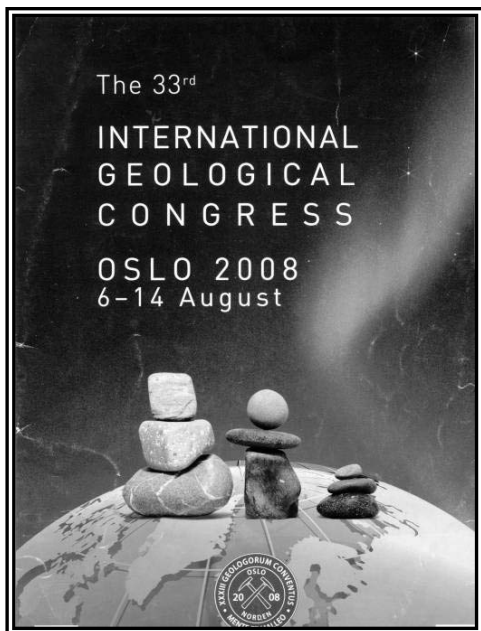
1. Клебанов, Ф.С. Воздух в шахте [Текст]/Ф.С.Клебанов. –М.: Наука, 1995.-575с.
2. Ищенко, А.С. Состояние проветривания рудников Кривбасса и пути его совершенствования [Текст]/А.С.Ищенко, А.А.Литвиненко, Н.В.Шибка//сб. науч. тр.№14,Т.1/ НГУ.-Днепропетровск: РИК НГУ, 2002. –С.176-181.
3. Бойко, В.А. Расчет параметров регуляторов линейного изменения расхода воздуха [Текст]/В.А.Бойко, Б.Е.Грецингер, Г.А.Шевелев // сб. Совершенствование проветривания шахт - М.:Недра, 1964. -С.35-42.
4. Шепелев,С.Ф. Расчет регулятора линейного расхода воздуха с круглым живым сечением [Текст]/С.Ф.Шепелев, Р.П.Шоль//Проветривание выработок и обеспыливание атмосферы рудников Казахстана/ тр.ИГД АН КазССР,1967. –Т.26.–С.66-70.
5. Коньшин, Б.Ф. Совершенствование средств регулирования расхода воздуха [Текст]:тез. докл.Всесоюзной н-техн.конф.Рудник будущего при механизированной подземной разработке мощных месторождений крепких руд-М.:,1979. –С.102-103.
6. А.с. 1776813 СССР, МПК Е 21 F 1/10. Шахтный регулятор расхода воздуха [Текст]/ Бойко В.А., Анцыгин Ю.Г., Ищенко А.С., Шибка Н.В., Литвиненко А.А. (СССР). -№4810277/03; заявл.04.04.90; опубл.23.11.92. Бюл.№43. -5 с.

ГЕОЛОГІЯ

33-Й МІЖНАРОДНИЙ ГЕОЛОГІЧНИЙ КОНГРЕС: ПІСЛЯМОВА

В. В. Манюк, Дніпропетровський національний університет, Україна

Найбільш визначною подією у світі геологічних наук не тільки минулого року, а й за останні 4 роки стало проведення 33-го Міжнародного геологічного конгресу, організованого нордичними країнами за підтримкою ЮНЕСКО та Міжнародного союзу геологічних наук (МСГН) у столиці Норвегії м. Осло у серпні 2008 року. Враховуючи важливість цієї події для геологічного світу, очима учасника конгресу розглядається надзвичайно високий рівень організації і проведення конгресу, головні підсумки участі в ньому делегатів від України. Наведено стислий огляд світової історії конгресів.



Головна тема конгресу: «Система наук про Землю: фундамент для стійкого розвитку».

Конгрес організований переважно зусиллями нордичних країн і проведений у столиці Норвегії Осло з 6 по 14 серпня 2008 року.

Система наук про Землю (Earth System Science) стосується усієї планети: від найглибших її надр до атмосфери. Вона створює підґрунття для нашого розуміння Землі від еволюції видів людини у межах мінливої біосфери до відкриття і розробки георесурсів, захисту навколишнього середовища та зменшення впливу природних катастроф.

Наука про Землю (Earth Science) забезпечує справжню платформу для розуміння місця людини в універсумі (космосі), таке впливове на більшість фундаментальних філософських і геологічних догм нашого часу.

Впродовж XIII і XIX ст. молода наука Геологія забезпечила енергією (вугіллям) та іншими матеріалами індустріальну революцію та швидке економічне зростання у Європі та Північній Америці. В цей же час зростає багатогранність геонаук, забезпечуються паливом (нафтою) глобальні транспортні системи на землі, у морі і у повітрі, та створюється потужна база металевих та інших елементів для інфраструктури нашого розквітаючого соціуму.

За мірою зростання кількості населення у світі та потужної індустріалізації зростає і потреба у георесурсах та, одночасно, відкриття цих ресурсів стає все більш важкою задачею, а вплив розробки родовищ на навколишнє середовище стає все більш жорстким і обмеження стосовно цього все більш суворими.

Перший Міжнародний геологічний Конгрес (МГК) відбувся у 1878 р у Парижі. Але цьому передували певні події. Впродовж середини XIX ст. у колах геологічної спільноти Європи і Північної Америки помітно назривала необхідність організації міжнародного конгресу. З нагоди зустрічі Американської Асоціації з наукових досягнень (American Association for the Advancement of Science), яка відбувалася у Буффало (Нью Йорк, США) у 1875 р., було



Виставка Геоекспо 2008

сформовано комітет для розгляду організації міжнародного конгресу з геології. Цей комітет (Founding Committee) звернувся до Геологічної спілки Франції стосовно можливості організувати міжнародний геологічний з'їзд з приводу Паризької виставки у 1878 році. Французька геологічна спілка, очолювана президентом Торнером, погодилася з пропозицією і сформува-ла організаційний комітет на чолі з професором Е.Хебертом. Комітет переконав французький уряд забезпечити підтримку для скликання міжнародних зборів та успішного прийняття Першого Міжнародного Геологічного конгресу, як одного з 32 конгресів, що проводилися Міністерством Сільського господарства та Комерції у Палаці Трокадеро впродовж Паризької виставки. На конгресі було 310 учасників з 23 країн світу. Відтоді, з інтервалом 3-5 років було проведено 33 конгреси у 22 країнах світу. Після цього впродовж більш як 130 років МГК являє собою головну багатодисциплінарну платформу для обміну ідеями та досвідом серед геологів та інших геонауковців. З роками кількість учасників послідовно зростала і у 2004 році на 32 конгресі у Флоренції вона вже досягла 7281.

Міжнародний геологічний конгрес некомерційна наукова і освітня організація, зустрічі якої відбуваються у співробітництві та за спонсорською підтримкою Міжнародного Союзу Геологічних наук (МСГН). МСГН проводить його Генеральні асамблеї, пов'язані з сесіями Міжнародного Геологічного конгресу (МГК). Головна мета конгресу сприяти прогресу фундаментальних і прикладних досліджень в науках про Землю в усіх країнах світу. Сесії Міжнародного Геологічного конгресу:

№	Рік	Країна	Місто	Президент	Генеральний секретар
1	1878	Франція	Париж	Е. Хеберт	Е. Жаннетез
2	1881	Італія	Болонья	Г. Капелліні	Т. Тарамеллі
3	1885	Німеччина	Берлін	Е. Бейріч	М. Хочекорн
4	1888	Великобританія	Лондон	Д. Прествіч	Д. В. Халк, В. Топлей
5	1891	США	Вашингтон	Д.С.Ньюберрі	Н. С. Уільямс, С.Ф. Емонс
6	1894	Швейцарія	Цюріх	Е. Реневье	Х. Голліз
7	1897	Росія	Санкт Петербург	А. Карпинський	Ф. Чернишов
8	1900	Франція	Париж	А. Гоудрі	К. Варрос
9	1903	Австрія	Відень	Е. Тієдзі	К. Дінер
10	1906	Мехіко	Мехіко сіті	Д. Г. Агулієра	М. Є. Ордонес
11	1910	Швеція	Стокгольм	Г. де Гір	Д. Г. Андерсен
12	1913	Канада	Торонто	Ф. Д. Адамс	Р. В. Брок
13	1922	Бельгія	Брюссель	Д. Лебак	А. Реньє
14	1926	Іспанія	Мадрид	К. Рубіо	Е. Дюпуі де Лом
15	1929	Південна Америка	Преторія	А. В. Роджерс	А. Л. Холл
16	1933	США	Вашингтон	В. Ліндгрєн	В. К. Менденхол
17	1937	СРСР	Москва	І. М. Губкін	А. Є. Ферсман
18	1948	Великобританія	Лондон	Х. Х. Ред	А.Д. Батлер, Л. Хоукіс
19	1952	Алжир	Алжир	К. Якоб	Р. Лафіт
20	1956	Мехіко	Мехіко сіті	А. В. Рогерс	Е. Д. Гузмен, Д. Гонсалес Рейна
21	1960	Нордичні країни	Копенгаген	А. Ной – Нігард	Т. Соргенфрей
22	1964	Індія	Нью Делі	Д. Н. Вадія	Б. К. Рой, Р. К.

					Сундарам
23	1968	Чехословачія	Прага	Я. Свобода	А. Дудек
24	1972	Канада	Монреаль	Р. І. Фолінсбі	Д. Е. Армстронг
25	1976	Австралія	Сідней	Н. Х. Фішер	А. Ренвік
26	1980	Франція	Париж	Д. Абуїн	П. Саньє
27	1984	СРСР	Москва	Є.А. Козловський	Н. А. Богданов
28	1989	США	Вашингтон	К. Л. Дрейк	Б. Б. Ханшоу
29	1992	Японія	Кіото	Т. Сато	С. Ішихара
30	1996	Китай	Бей джин	Сонг Рьюксіаль	Я. Хонгрэн
31	2000	Бразилія	Ріо де Жанейро	У. Кордані	Карлос Ойті Берберт
32	2004	Італія	Флоренція	Аттіліо Боріані	Ернесто Аббат
33	2008	Нордичні країни	Осло	Анрі Бьйорклі	Андерс Солгейм
34	2012	Австралія	Брісбен	Дейл Уільямс	Дейл Уільям

П'ять Нордичних країн - Швеція, Данія, Ісландія, Фінляндія та Норвегія вирішили об'єднати зусилля та оголосили їх кандидатуру на конгресі у Ріо де Жанейро у 2000 році.

Формальне рішення щодо надання права Нордичним країнам провести Конгрес було прийняте на Конгресі у Італії у 2004 році.



Багатонаціональний 33 МГК

Проведення 33 МГК під патронажем його Величності Короля Норвегії В.Гарольда (H.M. King Harald V.) та UNESCO демонструє надзвичайну важливість цієї події для усіх країн світу. Король повідомив, що йому приємно запросити всіх на конгрес у Норвегії та порівняв добру традицію геологів з усього світу збиратися раз на 4 роки, подібно до Олімпійських ігор, які саме щойно відкрилися у Китаї. По закінченні промови його величність відмітив, що таке поважне зібрання з більш як 6 тисячами учасників звеличить країну та принесе безумовну користь і натхнення Нордичній геологічній спільноті. Він також зазначив, що мінеральні ресурси

були і залишаються важливими складовими економіки Норвегії і що у останні роки зростає роль наук про Землю завдяки не тільки її досягненням, але й завдяки новим викликам, головними з яких є глобальні кліматичні зміни та потужні природні катастрофи.

Після промови короля до учасників конгресу звернулися президент конгресу Арні Бьйорклі, президент Міжнародного союзу Геологічних наук Жан Хонгрэн та міністр досліджень та вищої освіти Тора Асланд. У їх промовах підкреслювалася роль геологічних досліджень у сучасному житті світового суспільства, у проблемі охорони навколишнього природного середовища, у вирішенні питань забезпечення зростаючих потреб у мінеральній сировині та енергії.

На завершення урочистої церемонії були винесені прапори усіх країн, що брали участь у 33 Міжнародному Геологічному Конгресі та був проведений концерт за участю національних норвезьких музикантів.

Місцем зустрічі для учасників Конгресу було обрано Норвезький конгресцентр у Лілестромі, розташованому у 20 км на схід від Осло-сіті (Oslo City Centre).

Кількість зареєстрованих учасників конгресу, які представляли 113 країн світу, становила 5925, супроводжуючих осіб – 310 та 24 молодих вчених.

На величезних, чудово оснащених сучасним обладнанням (необхідним для представлення пленарних і сесійних доповідей) площах конгрес-холу водночас мали можливість працювати більш як 40 сесій з кількістю місць у залах від 80 до 500.

У найбільшому за площею холі С розташувалася виставка «Геоехро – 2008» та постерні сесії.

Завдяки численним пропозиціям від учасників конгресу з 120 країн світу, наукова програма на початок конгресу нараховувала близько 450 симпозиумів (за певною тематикою). Вони були розподілені на три категорії: Генеральні, Спеціальні та Тематичні (як і на попередньому конгресі).

Були підготовлені і проведені найрізноманітні, часто екстремальні і екзотичні екскурсії в різні куточки не тільки нордичних країн, але й у Гренландії, Ісландії, північно-західній Росії і навіть в Україні. Протяжність екскурсій була від 2-3 днів до 2 тижнів, тож і ціна відповідно



Макет плезіозавру з о.Свалбард

коливалася у значній мірі. Екскурсії охоплювали широке різноманіття геології Півночі і Арктики та давали учасникам можливість зазирнути у різні куточки природної і культурної спадщини регіону.

У програмі Конгресу були особливо виділені так звані Темі дня (Themes of the day), тобто у ранкових і вечірніх сесіях виділялися для відвідування найбільш пріоритетні і актуальні теми серед зазначених у програмі з певними акцентами на соціальні, політичні і екологічні аспекти геологічного соціуму та з дебатами і прес-конференціями

по завершенні доповідей.

На конгресі були також організовані і ефективно проведені семінари (Workshops),

короткі курси (Short-courses) та бізнес-зустрічі (Business meeting), які охоплювали теми поза напрямками симпозиумів. Вони стосувалися, наприклад міжнародних проектів або нових технологій, викликаючих певну зацікавленість учасників конгресу.

Найкращою візитною карткою країн з різних континентів світу стало їх представництво на виставці «Геоекспо – 2008». Саме тут, кожна зацікавлена у представництві країна, у особистому секторі, виділеному їй на виставці, мала можливість продемонструвати усьому геологічному світу свої досягнення у різних галузях геологічних досліджень. Впродовж конгресу постійно діяли 87 виставочних павільйонів.



Фіорди - гордість Норвегії

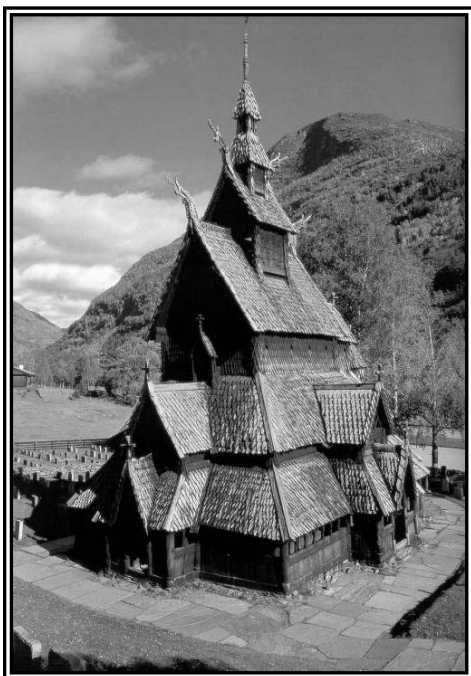
Сучасна розкішна книжкова продукція, буклети, комплекти геологічних карт різного призначення, колекції зразків, обладнання і апаратура, комп'ютерні презентації із висвітлюванням геологічних досягнень країн і

багато іншого можна було побачити у павільйонах. До того ж чудове спілкування з представниками країн, знайомства, обмін

візитками, фотографування, встановлення контактів створювало чудову атмосферу конгресу і звеличувало ті країни, геологічне керівництво яких знайшло можливість прийняти мудре рішення щодо участі у «Геоекспо – 2008».

Серед країн СНД чудово були представлені Росія, Казахстан та Узбекистан. Україна, на превеликий жаль, не доросла до усвідомлення національної гідності та необхідності показати себе на найвищому і найпрестижнішому геологічному зібранні – 33 Міжнародному геологічному конгресі. І це попри те, що нам є чим пишатися, ми маємо не аби які досягнення у більшості розгалуженої мережі геонаук, у здійсненні на сучасному рівні геолого-зйомочних і геологорозвідувальних робіт, у забезпеченні країни потужною мінерально-сировинною базою.

Втім, не можна не відмітити і позитивні зрушення, зв'язані з участю України у 33-му Міжнародному геологічному конгресі. Завдяки ініціативі УкрДГРІ та особисто О.Боброва та Б.Малюка на сайті конгресу серед інших розкішних екскурсій була запропонована хай не така екзотична, як скажімо на діючі вулкани Ісландії, але прекрасна екскурсія на зеленокам'яні структури Українського щита («Geology, Radiological Age and Metallogeny of Greenstone Complexes in the Ukrainian Shield»). 80 сторінок тексту путівника до екскурсії з чудовими ілюстраціями виконані бездоганно і не скільки не поступаються кращим іноземним буклетам. Зусилля ініціаторів екскурсії не були марними і чудова подорож по зеленокам'яних структурах України була організованою і стала реальністю для 12 представників з різних країн світу. Серед її учасників були Арніка Васстром (Швеція), Клаус Бейер (Норвегія), Маріам Аль – Шумаїмрі та Алі Аль-Мішват (Кувейт), Йоган Баркайзі (Південна Африка), Мартін Фейрклаф (Австралія) та інші. Були відвідані кращі розрізи Криворізької структури, кожен з яких належить до унікальних геологічних пам'яток природи Дніпропетровської області, а також фрагменти розрізів зеленокам'яних комплексів в межах Сурської та Верхівцевської структур, які теж являють собою об'єкти геологічної спадщини.



Історична спадщина країни вікінгів

кої структур, які теж являють собою об'єкти геологічної спадщини.

У рамках конгресу було проведено засідання Генеральної асамблеї асоціації з питань генезису рудних родовищ (IAGOD) та обрано нового президента, донедавна генерального секретаря, Найджела Кука та двох віце-президентів. Одним з них став голова українського осередку IAGOD О.Б. Бобров (УкрДГРІ), що свідчить про визнання авторитету українських геологів у світі.

Особливо слід відмітити зростання світової ролі **Європейської асоціації зі збереження геологічної спадщини (ProGEO)**, український осередок якої мені пощастило представляти. Її ініціативи зі збереження геологічних пам'яток (геосайтів) поширилися на весь світ і вже втретє вона представлена на геологічних конгресах окремим симпозіумом (Китай, Італія, Норвегія). На 33 МГК в Осло діяли 4 секції ПроГЕО у рамках симпозіуму «Геологічна спадщина та суспільство», який був, у свою чергу, складовою розділу «Інформація, освіта, етика, історія» Головного дисциплінарного симпозіуму (Disciplinary Symposia (General)). Розглядався досвід збереження геологічної спадщини в країнах світу, створення національних

геологічних парків, як одного з головних інструментів збереження геосайтів, популяризація унікальних геологічних об'єктів через геотуризм, стратегія розвитку екомережі з обов'язковим залученням геологічної складової, як визначальної у будь яких природних процесах і багато інших проблем.

Конгресом була ефективно проведена грантова програма «Геохост» (Geohost) для фінансової підтримки молодих учасників конгресу та вчених-геологів з країн з обмеженими фінансовими можливостями. Саме завдяки цій програмі та певному міжнародному авторите-

ту, а також підтримці внутрішніх спонсорів стала можливою і участь у конгресі автора цього повідомлення та ще 23 науковців з України. Грантовою програмою були охоплені 571 учасник конгресу з 71 країни (це 61% від усіх бажаючих отримати підтримку від конгресу). Як зазначено у матеріалах конгресу, головним критерієм відбору був науковий вклад учасника програми у Конгрес, тобто якість і важливість представленої ним доповіді, а також його кваліфікація.

Згідно програми конгресу та тезам доповідей і постерів, від України в Конгресі прийняли участь (у різних формах, в тому числі і заочній) 91 учасник, серед яких 22 доповіли свої лекції у різних секціях і симпозіумах з використанням комп'ютерних презентацій. Для порівняння Росія була представлена 787 учасниками (найбільше), Сполучені Штати Америки – 717, Норвегія – 649.

№п/п	Країни СНД	Кількість доповід.	№п/п	Інші країни	Кількість доповід.
1	Росія	787	1	США	717
2	Україна	62	2	Норвегія	649
3	Казахстан	57	3	Китай	494
4	Узбекистан	53	4	Великобританія	471
5	Литва	25	5	Італія	418
6	Естонія	17	6	Німеччина	417
7	Азербайджан	16	7	Австралія	292
8	Киргизстан	15	8	Франція	286
9	Латвія	12	9	Канада	251
10	Грузія	7	10	Швеція	250
11	Вірменія	5	11	Японія	250
12	Білорусь	2	12	Бразилія	218
13	Туркменія	0	13	Іспанія	187
14	Молдова	0	14	Швейцарія	157
15	Таджикістан	0	15	Індія	156



Країна майбутнього конгресу

На Конгресі остаточно визначено країну наступного 34-го геоконгресу. Це право виборолла Австралія і конгрес відбудеться у м. Брісбані штату Квінсленд на заході країни з 2 по 10 серпня 2012 року. Індія і Південна Африка видали і розповсюджували на Конгресі гарні буклети, якими розпочато боротьбу за право проведення ще більш віддаленого, 35-го Міжнародного геологічного конгресу у далекому 2016 році.

Тож, залишається побажати успіхів наступним конгресам та його численним учасникам.

Список літератури

1. Earth System Science: Foundation for sustainable Development.//Episodes, Vol.31, No1, March, 2008, Special issue for the IGC.-200 p.
2. International Union of Geological Science.//Annual Report, 2007.-54 p.
3. Manyuk V. The problem of creation of Network National Geoparks in Ukraine.// The 33 International Geological Congress, Oslo, 2008, 6-14 August, www.iugs.org.
4. The International Geological Congress (A Brief History). //www.iugs.org
5. The 33 International Geological Congress.//Oslo, 2008, 6-14 August.-General Information, GeoExpo, Programme, AuthorIndex.-330p.

ЗАПАСЫ НЕФТИ И ПРИРОДНОГО ГОРЮЧЕГО ГАЗА В ПОЛЬШЕ, А ТАКЖЕ ВОЗМОЖНОСТИ ДОСТУПА К ЗАГРАНИЧНЫМ МЕСТОРОЖДЕНИЯМ

Станислав Рихлицки, Якуб Семек, Факультет бурения, нефти и газа Краковская горно-металлургическая академия

Энергетические сырьевые ресурсы, в частности углеводороды, привели в XX веке к стремительному развитию экономики и цивилизации, а в настоящее время их роль также было бы трудно переоценить. Свидетельствует об этом позиция, которую занимают нефть и природный газ на энергетическом рынке. Постоянно растущие цены на углеводороды вызвали рост расходов на поиски новых месторождений и являются причиной политических конфликтов. Поэтому уже на протяжении многих лет в Польше продолжают дискуссии на тему энергетической безопасности с целью приобретения нефти и природного газа как из отечественных, так и зарубежных месторождений.

Углеводороды являются вторым после угля важным энергетическим сырьём в Польше, а их доля в структуре потребления первичной энергии составляет 35,3 % (рис.1 [7]). Эта величина невелика по сравнению со странами Европейского Союза, где она составляет 61.1 %. Потребление углеводородов за последние годы возрастало, но с ослабевающей тенденцией. Нормы роста для нефти и природного газа в 2004 году составляли соответственно 5,5% и 6.6%, в 2005 году – 3% и 1,6%, а в 2006 году – уже только 0,5% и 0,7%.

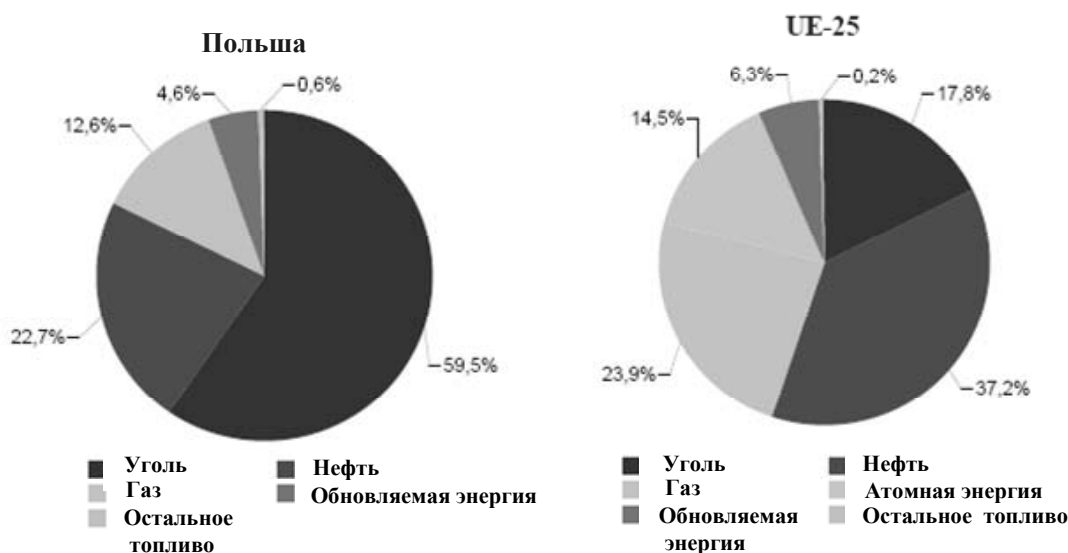


Рис.1 Структура потребления первичной энергии

Подписи к рис.1: 1.Уголь, Газ, Остальное топливо, 2.Нефть, Обновляемая энергия, 3.Уголь, Газ, Обновляемая энергия, 4. Нефть, Атомная энергия, Остальное топливо.

На рис. 2 представлена актуальная карта поисково-разведочных концессий в Польше. В настоящее время 77 поисковых концессий с площадью 47.101 км² принадлежит PGNiG S.A. (ПГНиГ А.О. - Польская горно-нефтяная и газовая промышленность), 67 поисковых концессий с площадью 54.921 км²

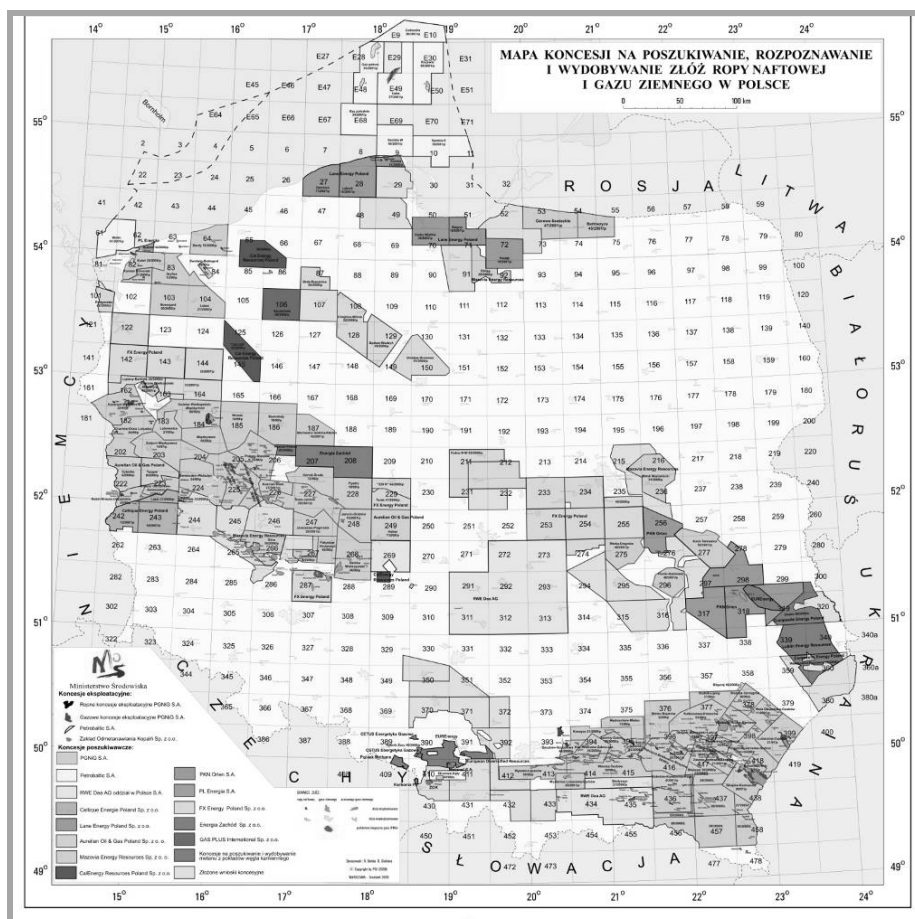


Рис. 2. Карта поисково-разведочных концессий [1]

Карта на рисунке 2 является собственностью зарубежных фирм / 12 фирм/ и, кроме того, 8 поисковых концессий с площадью 8077 км² принадлежит фирме Petrobaltic (Петробалтик). Как PGNiG S.A., так и зарубежные фирмы заявили о намерении приобретения новых концессий, что увеличит собственность PGNiG S.A. на ок. 18 тыс. км², а зарубежных фирм - на ок. 6000 км² [1].

В ближайшие годы в Польше будет продолжена добыча углеводородов из до сих пор открытых и изученных месторождений, а кроме того, будут проводиться поисково-разведочные работы как на территории актуальной деятельности PGNiG S.A., т.е. главным образом, в районе Предсудетской Моноклинали и Предгорья Карпат, так и в новых районах на территории Карпат, Любельщины, Приморья и Балтийской Синеклизы.

Запасы природного горючего газа

Балансовые запасы природного горючего газа в конце 2005 года составляли 151 млрд. м³, в том числе для освоения - 121 млрд. м³ [7]. Главным образом, месторождения газа находятся в двух районах, то есть на Карпатском Погорье (Юго-восточная Польша) – газ с высоким содержанием метана и на Польской Низменности (Западная Польша) – газ, содержащий азот с примесями серы. Кроме того, в эксплуатации находятся также месторождения углеводородов на Балтийском море в польской экономической зоне [2,3]. По мнению специалистов из Горно-металлургической академии и Государственного геологического института, запасы не открытых до сих пор месторождений газа в Польше могут быть на уровне от 700 до даже 1200 млрд. м³. Достаточность подтверждённых документами месторождений природного газа составляет в настоящее время около 25 лет. Согласно прогнозам потребления финальной энергии в Польше, участие природного газа возрастёт с 9,97 Mtoe в 2005 году до 13,35 Mtoe

в 2030 году ($1000 \text{ м}^3 = 0,838 \text{ toe}$), в то время как по прогнозу, касающемуся первичной энергии, потребность в природном газе возрастёт с 12,2 Мтое в 2005 году до 17,9/21,1 млрд. м^3 Мтое в 2030 году [7].

Отечественная добыча природного газа объёмом 4,2 млрд. м^3 позволила в 2007 году удовлетворить спрос на это топливо в 31% [9]. Остальная часть газа, т.е. 9,3 млрд. м^3 была импортная, прежде всего, из России (ок. 6,2. млрд. м^3). Кроме того, реализовались контракты по поставкам газа из Германии и Норвегии (вместе ок. 0,8 млрд. м^3). Дополнительно, когда увеличивался спрос на газ, были задействованы краткосрочные поставки газа из Средней Азии (ок. 2,3 млрд. м^3).

В связи с растущим спросом на природный газ в Польше планируется увеличение добычи газа до уровня 5,5 млрд. м^3 в год. Чтобы эту величину добычи удержать в течение нескольких лет на том же уровне и даже повысить его, для этого потребовалось бы сохранить показатель восстановления запасов природного газа на уровне не ниже 1,1 по отношению к добыче. Этот принимаемый уровень добычи можно достичь на базе доступных, уже открытых и документированных месторождений, но в перспективе нескольких лет, то есть до 2015 года. Однако остаётся проблема их быстрого освоения. Это было бы невозможно без увеличения инвестиционных затрат на эту цель. Другой задачей является расширение поисковой программы с целью открытия новых месторождений таким образом, чтобы, как уже говорилось выше, удержать показатель восстановления запасов природного газа на уровне не ниже 1,1 по отношению к добыче. В связи с этим планируется рост расходов на поиски в 2009 году до ок. 600 миллионов злотых. Уровень запасов, годных для добычи, на 31.12.2007 г. (согласно состоянию баланса) составил 99,8 млрд. м^3 природного газа в пересчёте на газ с высоким содержанием метана. Кроме того, запасы, годные для добычи, документированные другими нефтяными фирмами (Petrobaltic S.A.), составляют около 4,9 млрд. м^3 [1].

Бесспорной проблемой для Польши остаётся стратегия в области энергетической безопасности. Относятся к ней три фактора – величина отечественных запасов, подземные склады газа и диверсификация поставок газа из разных источников. Это следует из ситуации, господствующей на рынке и описанной выше. В этом месте следует обратить внимание на разработанный план экономического развития Польши до 2030 года. Отношению между этими, описанными выше тремя факторами, влияющими на энергетическую безопасность нашей страны, должен предшествовать анализ их структуры и величины потребления природного газа. В этой области должны приниматься мериторичные, принципиальные решения.

Принимая во внимание перерывы, случающиеся в поставках газа в Польшу российской стороной, следует подчеркнуть, что одной из форм диверсификации поставок природного газа в Польшу, а одновременно обеспечивающей энергетическую безопасность страны, является наличие соответствующего количества подземных газовых складов. Благодаря этому в зимние периоды, когда стремительно возрастает потребность в газе, система располагает достаточной способностью к поставкам и в состоянии обеспечить непрерывные поставки газа к потребителям. Например, так было в январе 2006 года, когда максимальная суточная потребность потребителей составляла 63 милл. м^3 / в сутки.

Потребность в газе в течение года неравномерна и изменяется в зависимости от поры года – растёт в осенне-зимнем сезоне и снижается – в летнем. Поставки газа, как из отечественных источников, так и импортных равномерны в течение всего года, что вызывает недостачу газа в осенне-зимний период и избыток летом. Роль подземных газовых складов (PMG) – выравнять эти неравномерности – газ, компрессируемый летом, используется для покрытия увеличенного спроса получателей в зимнем сезоне.

Вопросы по стратегическому обеспечению на период 4 – 6 месяцев следует решать посредством строительства новых и расширения существующих подземных газовых складов (PMG). Этому способствует существование больших структур, оставшихся после исчерпанных месторождений природного газа в Польше, которых может хватить не только для потребностей Польши, но они могут быть использованы также для строительства подземных

евроскладов для Европейского Союза. В настоящее время в Польше функционируют шесть подземных газовых складов общего объёма ок. 1,6 млрд. м³ газа. При годовичном потреблении около 14 млрд. м³ Польша должна обладать стратегическим резервом на приблизительно три месяца, то есть около 4,5 млрд м³.

Фирма PGNiG S.A. эксплуатирует в Польше 6 PMG (подземных газовых складов), в том числе 5 в отработанных месторождениях газа и 1 в солевых кавернах (Таб. 1). PGNiG S.A. запустила интенсивную программу по расширению и строительству новых складских структур. Для 4 инвестиционных проектов (PMG Wierzchowice (Вешховице), PMG Strachocina (Страховина), KPMG Mogilno (Могильно) и KPMG Kosakowo (Косаково) PGNiG ходатайствует о финансировании в Европейском Союзе. На рис.3 представлено размещение PMG в Польше.

Табл.1.

Подземные склады газа по [6]

Название PMG (подз. газ.склада)	Актуальное пространство [в млн. м3]	Целевое пространство [в млн. м 3]
PMG Kosakowo	-	125,00
KPMG Mogilno	380,17	615,00
PMG Bonikowo	-	200,00
PMG Brzeźnica	65,00	65,00
PMG Daszewo	-	30,00
PMG Husów	400,00	400,00
PMG Strachocina	150,00	330,00
PMG Swarzędów	90,00	90,00
PMG Wierzchowice	575,00	2 000,00
Итого	1 660,17	3 855,00

Основным заданием PMG в отработанных месторождениях газа является выравнивание неравномерностей сезонных циклов, а PMG в кавернах должны обеспечивать поставки в кратковременных пиках спроса и компрессировать газ в случаях кратковременных избытков.

Цикл заполнения PMG в летний период и отдачи в зимний период требует соответственно больших складских пространств для обеспечения оптимальной компенсации неравномерностей пикового потребления. Это заставляет дистрибьюторские фирмы производить заказы с определённым избытком, что снижает экономическую эффективность продажи газа. В условиях сегодняшнего либерального конкурентного рынка энергии достижение экономности в этой области имело бы немаловажное значение, так как покупка газа составляет 70-80% полных затрат дистрибьюторских фирм, которые являются основой для калькуляции тарифа. С точки зрения экономики дистрибьюторских фирм, возможно, правильным было бы рассмотрение возможности строительства складов местного значения, что, однако, зависит от множества факторов. Содержание и эксплуатация маленького склада чаще всего дороже, чем приёмка газа со склада с большим пространством.

Говоря о запасах природного газа, нельзя упустить метана, содержащегося в угольных пластах. Связано это с фактом, что в Польше находятся три угольных бассейна:

- Верхнесилезский угольный бассейн (GZW)
- Нижнесилезский угольный бассейн (DZW)
- Любельский угольный бассейн (LZW)

Учитывая площадь – более 5000 км², из чего около 4500 км² в Польше, GZW занимает, бесспорно, доминирующую позицию. Связано это с величиной геологических запасов угля как балансовых, так и промышленных, разнообразием имеющихся на его территории литологических типов угля, а также объёмом его добычи / свыше 95 %/.



Рис.3 Размещение PMG в Польше

Подписи к рис.: Obecne PMG – Действующие ПСГ, Budowane PMG. – Строящиеся ПСГ газа с высоким содержанием метана, PMG do rozbudowy – ПСГ для расширения, Budowane PMG dla gazu zaazotowanego - Строящиеся ПСГ для азотированного газа

Согласно данным Департамента геологии и геологических концессий [8], метан в угольных пластах (MPW) находится, главным образом, в месторождениях GZW. В залежах DZW концентрация метана значительно ниже, а объём запасов метана в угольных пластах в районе LZW ещё не определён и, по-видимому, он не будет иметь экономического значения. Согласно результатам последних исследований, геологические перспективные запасы метана угольных залежей оцениваются на конец 2005 года на ок. **254 млрд. м³**, в том числе балансовые запасы, годные для добычи, могут составлять около **150 млрд. м³**, а кроме того, дополнительным резервом могут стать внебалансовые, годные к добыче запасы, оценивающиеся на **38 млрд. м³**. Значительно меньшие перспективы связаны с DZW – перспективные запасы порядка **5 млрд. м³**. В LZW не исключается возможность нахождения метана в угольных залежах, но в настоящее время трудно его оценить. Подтверждённые документами запасы метана угольных залежей находятся в 45 месторождениях в районе GZW. Годные к добыче балансовые запасы составляют 85,86 млрд. м³, в том числе в районе эксплуатируемых 29 месторождений угля 25,89 млрд. м³, а за пределами горной эксплуатации угля, т.е. в не освоенных резервных залежах или в районах глубоких залежей глубиной ниже 1000м на 19 полях запасы составляют 60 млрд. м³. Промышленные запасы в освоенных месторождениях определены для 18 месторождений и составляют 3 486 милл. м³. Добыча метана в 2005 году проводилась в 16 месторождениях GZW и составляла **272,7 милл. м³** (по сравнению с предыдущим годом возросла на 6,52 милл. м³). Кроме того, в 2005 году эмиссия метана в атмосферу составляла **170 милл. м³** [8]. Для сравнения в 2004 году было произведено 250,88 10⁶ м³ метана при расходе (дебите) 481,11 м³/мин, а эмиссия в атмосферу составляла 106,05 10⁶ м³ [9].

В настоящее время используются следующие методы получения метана из угольных пластов:

- эксплуатация горизонтальными скважинами, пробурованными из горных выработок таких, как эксплуатационные стены, штреки, верхние и нижние
- эксплуатация вертикальными скважинами, пробурованными в угольные пласты с целью их дегазации
- эксплуатация вертикальными скважинами, пробурованными в старые горные выработки
- эксплуатация скважинами, пробурованными с поверхности в угольные пласты подобным образом, как это имеет место в классических месторождениях газа
- эксплуатация метана с вентиляционным воздухом шахты, а затем его обогащение на поверхности /смешивание с другим газом/.

Все в/у способы с меньшим или большим успехом применялись в Польше в рамках различного рода тестов и испытаний. В общем, можно констатировать, что содержание метана в добываемом из угольных пластов газе составляет [12]:

- 90% в случае скважин, пробурованных с поверхности
- 30 – 70% из дренирующих скважин, пробурованных из горных выработок
- 20 – 90% из старых выработок и пространств между горными перемычками при помощи трубопроводов
- 60 – 95% из дренажа скважинами с большим диаметром, сопутствующего эксплуатации стен или выработанных пространств.

В 1990 – 1996 годах несколько заграничных фирм таких, как Amoco, Texaco, McCormic, Metanel – Poland реализовали свои проекты в области получения метана из угольных пластов [12]. Из вышесказанного следует, что заинтересованность в получении метана из угольных пластов в Польше была большая. К сожалению, отсутствие spectacularных результатов явно охладило энтузиазм возможных будущих производителей. Фирмы, которые начинали свою деятельность в этой области, встретились с рядом препятствий, к которым следует отнести, среди прочих, следующие:

- отсутствие соответствующей для польских условий технологий. Применение методов, которые сдали экзамен в условиях американских месторождений, не привело к ожидаемым инвесторами результатам.
- отсутствие налоговой политики, способствующей инвестированию.
- адаптация к польским экономическим условиям, господствующим в угольной и нефтяной промышленности, находящихся под строгим контролем правительства, в особенности, что касается политики цен.

Метан всегда был связан с добычей угля. В большинстве случаев он улетучивается в атмосферу через вентиляционную систему. Из шахт GZW ежегодно в атмосферу уходит около 650 милл. м³ чистого метана.

Нефтяные месторождения

На территории Польши трудно было бы найти районы, в которых был бы шанс открыть «большую» нефть. Следует помнить, что нефтяные месторождения в нашей стране отличаются сложным геологическим строением, что при значительной степени распознавания части из них делает поиски трудными и рискованными, требующими участия высококвалифицированных специалистов, а также самых новых технологий и оборудования для поисков. Несмотря на это ведутся интенсивные поиски, хотя следует заметить, что районы более простые для поисков (более простое геологическое строение и неглубокое залегание перспективных серий) в значительной степени уже исследованы [4].

В табл.2 представлен объем запасов, годных к добыче, на конец 2005 года, согласно балансовому состоянию. В табл. 3[1] представлен перечень запасов месторождений, имеющих эксплуатационные концессии.

Табл. 2.

Состояние годных к добыче запасов на 31.12.2005 г. [8]

Наименование	Запасы - нефть в тыс. тонн		
	Всего	Западная Польша	Южная Польша
Нефть, в том числе:	22 455	21 708	747
эксплуатируемые запасы	10 499	9 752	747
запасы, предусмотренные для освоения	11 956	11 956	-
Всего запасы в распоряжении PGNIG S.A.	22 455	21 708	747

В Польше проводятся поиски новых месторождений. В результате появляются новые открытия. Многие из них в настоящее время находятся в стадии документирования 4[1]). В таб. 5[1] представлены приросты запасов и добыча за период 2000 – 2006. Как видно из таблицы, приросты запасов природного газа, которые должны быть, по крайней мере, на уровне свыше 1,1, по нашему мнению, недостаточны, а последние открытия месторождений нефти способствовали тому, что хотя 2006 год был ниже нормы, то, однако, среднюю с последних нескольких лет можно считать удовлетворительной.

Актуальная добыча нефти находится на уровне 0,9 милл. тонн в год, в том числе 0,6 милл. тонн на суше и 0,3 милл. тонн из морских месторождений. По плану добыча на суше должна возрасти до 1,1 милл. тонн, а принимая во внимание планы фирмы Petrobaltic, добыча нефти в Польше может в сумме возрасти до 2 милл. тонн в год. Достаточность запасов будет зависеть от объема добычи и новых открытий, но уже сегодня её оценивают на 20-25 лет. Согласно прогнозу потребления финальной энергии в Польше предусматривается, что доля нефтяных продуктов возрастёт с 20,52 Mtoe в 2005 году до 27,6 Mtoe в 2030 году (1т = 1toe), а по прогнозам спроса на нефтяные продукты – возрастёт с 22,1 Mtoe в 2005 году до 30,9 Mtoe в 2030 году [7].

Добычу с месторождений в Польше, кроме PGNiG S.A. и Petrobaltic S.A., ведёт фирма FX Energy.

Табл. 3

Перечень объёмов запасов месторождений, имеющих эксплуатационные концессии.
Запасы газа в пересчёте на газ с высоким содержанием метана.

Месторождения	Кол-во	Ископаемое	Первичные запасы для добычи */	Добыча	Остальные для добычи
природного газа	13 5	природ.газ [млрд.м3]	200,33	106,40	93,93
нефти	51	нефть [млн.тонн]	21,20	12,49	8,71
Нефтегазовые	22	нефть [млн.тонн]	20,75	9,96	10,79
		природ.газ [млрд. м3]	18,16	9,09	9,07
ВСЕГО		нефть **/ [млн.тонн]	41,95	22,45	19,50
		природ.газ [млрд. м3]	218,49	115,49	103,00

*/ получения концессии ожидает: природный газ 4,3 млрд. м3

нефть 2,69 милл. тонн

**/ без конденсата

Табл. 4.

Открытые месторождения углеводородов, остающиеся в процессе распознавания и документирования.

Геологический район	Геолог. формация	Число месторож.		Геолог. запасы		Запасы годные для добычи	
		нефть	газ	нефть	газ	нефть	газ
				млн. т.	млн м3	млн. т.	млн м3
Щецинский Бассейн	Главный доломит	1	4	19,7	9265	3,9	2364
Предсудетская моноклиналь	Красная осадочная порода		3		6941		4779
	Известняк цехщтынский		1		7582		6456
	Главный доломит	2	2	1,5	560	0,18	345
Предкарпат. впадина	миоцен		13		3505		2759
Предгорье Карпат	мальм		2		1450		1150

Всего ок. 15,5 млрд. м³ газа с высоким содержанием метана и 4 милл. тонн нефти

Табл. 5

Прирост запасов и добыча за период 2000–2006

Год	Приросты*		Добыча		Коэффициент восстанов. запасов	
	запасов		природный газ (млн. м ³)	нефть (тыс. т.)	Природ газ	нефть
	Природ. газ (млн. м ³)	нефть тыс. т.				
2000	4 063	0	3 802	343	1,07	0,00
2001	13 197	96	3 973	470	3,32	0,20
2002	6 234	951	4 035	453	1,54	2,10
2003	2 777	4400	4 059	497	0,68	8,85
2004	2 394	2897	4 327	624	0,55	4,64
2005	815	2995	4 312	593	0,19	5,05
2006	4470**	413**	4 277	518	1,04	0,80

*/прирост запасов по состоянию на конец данного года

**/ приросты вместе с планируемыми для документирования в 2007г. согласно состоянию на конец 2006г.

Повышение уровня собственной добычи до ок. 6,2 млрд. м³ (в пересчёте на газ с высоким содержанием метана) и нефти до ок. 1,8 милл. тонн в год в последствии будет возможно только в том случае, если PGNiG S.A. займёт позицию международного нефтегазового концерна на ведущих рынках (Норвегия, Дания, Ливия, Египет, Алжир). Кроме того, PGNiG S.A. действует в области приобретения концессий на зарубежных рынках для поисков и эксплуатации месторождений. Нам удалось приобрести следующие концессии [1]:

- проект Skarv в Норвегии – рис 4. PGNiG S.A. имеет в нём долю 12%. Добываемые запасы оцениваются на 35,8 млрд. м³ газа, 18,3 милл. тонн нефти и конденсата, а также 5,8 милл. тонн жидкого газа, так наз. Natural Gas Liquids/NGL/. Начало эксплуатации в 2012 году. Остальные акционеры - это StatoilHydro, E.ON Ruhrgas и British Petroleum/BP/..

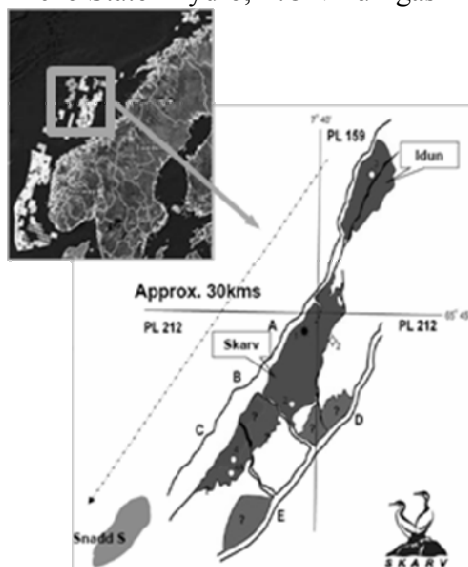


Рис.4. Проект Skarv

- Концессия PL350 в Норвегии – рис.5. Доля PGNiG Norway 30%. В настоящее время работы на этой концессии ведутся с целью подготовки объектов для бурения поисковых скважин. Бурение первой скважины планируется в 2010 году.

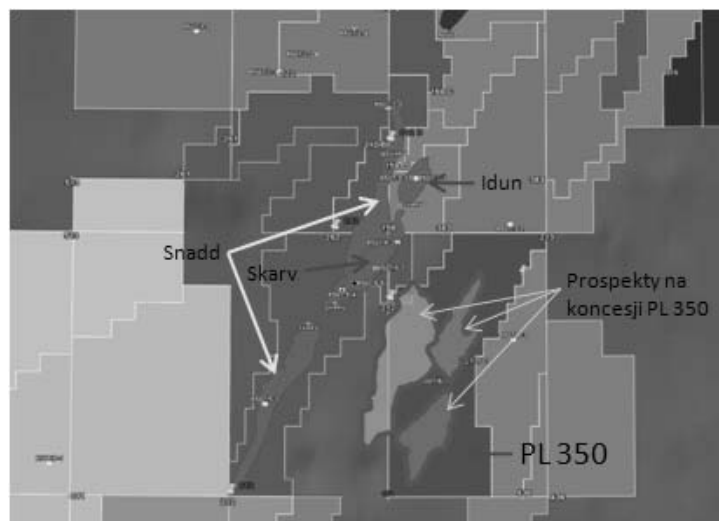


Рис.5. Концессия PL350

- Концессия PL419 в Норвегии – рис.6 с долей 25% - PGNiG Norway. Концессия PL419 находится в северной части Северного моря, в районе, отличающемся высоким потенциальным содержанием углеводородов (в близости находятся месторождения: Troll, Gjøa

и др.). Актуальная задача – это выполнение первого и последующих буровых скважин. Первая добыча планируется на 2016 год.

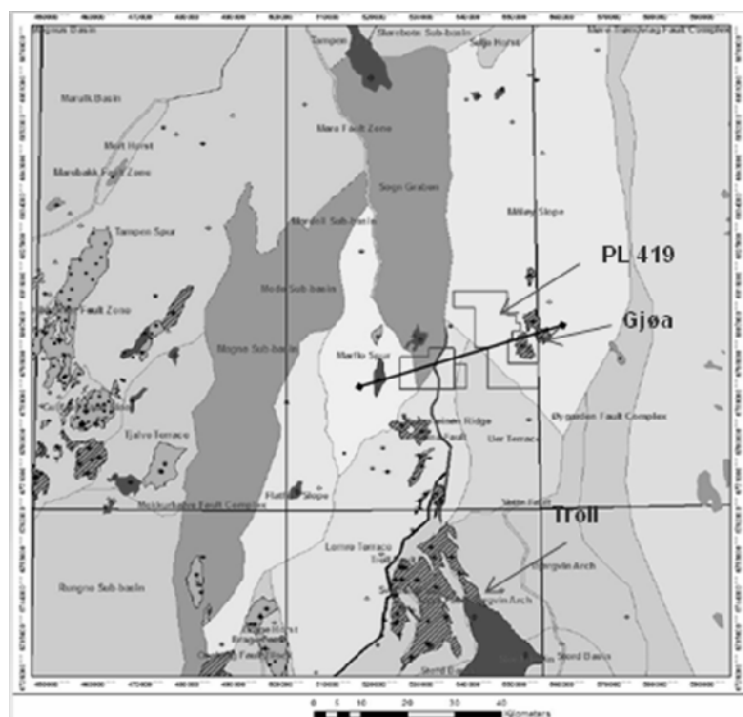


Рис.6. концессия PL419

- Концессия Kirtjhar в Пакистане – рис. 7. Поверхность района, включённого в концессию 956 км². Оператором на концессии является PGNiG S.A. с долей 70%. Задачи для выполнения – 1 поисковая буровая скважина. Запасы оцениваются на ок. 0,6 млрд. м³ природного газа.



Рис. 7. Концессия Kirtjhar

- Концессия 1/05 в Дании – рис.8. Площадь района концессии - 2000 км². Оператором на концессии является PGNiG S.A. с долей 40%. По оценочным данным, запасы цецхстинкий

(cechszyński) бассейн (главный доломит) - 4,8 млрд. м³ природного газа и 3,1 милл. тонн нефти.



Рис.8. Концессия 1/05

- Концессия Ghadames/Murzuq на лицензии 113 в Ливии расположена в провинции Awbari, Murzuq Basin. Площадь, охваченная концессией, составляет 5494 км². Оператором на концессии является PGNiG S.A. с долей 50%. Обязательства по концессии – это выполнение 3000 км сейсмики 2D, 1500 км² сейсмики 3D и 8 поисковых скважин. Запасы оцениваются на ок. 146 млрд. м³ природного газа и 15,4 милл. тонн нефти.

- Концессия Bahariya в Египте расположена в нефтяной провинции Западной Пустыни. Концессия была признана в рамках лицензионного раунда в 2007 году. Договор ждёт подтверждения парламентом. Площадь района концессии - 4414 км². Оператором на концессии является PGNiG S.A. с долей 30%. Обязательства по концессии - это 1350 км сейсмики 2D и 2 поисковые скважины. Запасы оцениваются на ок.22 милл. тонн нефти.

Выводы:

1. В связи с актуальным кризисом, продолжительность которого трудно предвидеть, можно ожидать снижения цен на нефть и природный горючий газ на мировых рынках. Так что, будет удобное время для переговоров по поставкам газа на выгодных условиях. Страны-экспортёры, желая сохранить доходы на том же уровне, будут вынуждены увеличить объёмы поставок, а также создать более благоприятные условия для пересылки. Цены углеводородов после окончания кризиса будут неизбежно расти, но в меньшей степени, чем до сих пор.

2. Разумной политикой является стремление к увеличению запасов и их эксплуатации. Относится это как к открываемым месторождениям на территории нашей страны, так и за границей, но при сохранении весьма значительных долей в получаемых концессиях и транспортировке в страну. Успехом было бы повышение отечественной добычи природного газа до уровня 5 – 5,5 млрд. м³ в год до 2015 года с учётом добычи из заграничных источников, в которых PGNiG S.A. имеет свои доли, а нефти – до уровня 1,5 до 2 милл. тонн в год. Чтобы этого добиться, опережающий рост запасов, по отношению к добыче должен достичь показателя 1,1.

3. Следует проводить правильную концессионную политику, связанную с приобретением запасов, долей и предусмотрением маршрута поставок. Такая политика должна привести к существенно выгодному размещению направлений импорта углеводородов, особенно природного

газа. Различна есть область действий больших и малых импортёров природного газа и самого Европейского Союза. При этом не следует забывать, что при снижающихся ценах газа и нефти под вопросительным знаком становится рентабельность маленьких инвестиций газовой промышленности за границей, без возможности доставки сырья в страну или его продажи на спотовом рынке.

4. Как видно из прогноза Министерства экономики до 2030 года, рост потребления газа в Польше будет умеренным, а участие самого природного газа в структуре носителей первичной энергии в 2030 году - это 15,7% / рост с 12,5% в 2006 году/. Этот невысокий рост порядка нескольких млрд. м³ / год на протяжении более 20 лет, не должен быть трудным для реализации благодаря связи с более надёжной и менее нарушаемой системой ЕС.

5. Следует обратить внимание на изменяющиеся политические условия, в том числе стремление, как России, так и Европейского Союза добиться путём переговоров условий и подписания Энергетической Карты. Имеются также предпосылки для предвосхищения согласия США на включение очень богатых месторождений Ирана для поддержки проектируемого трубопровода Nabucco, что значительным образом изменило бы конкурентную способность этого проекта.

6. По-прежнему не хватает далеко идущей, перспективной и общей политики в отношении польской энергетики, недостаёт моделей и сценариев, а, прежде всего, достоверности оценки спроса на различные носители и формы энергии, в том числе газа. Надеемся, что приготавливаемый план экономического развития Польши до 2030 года в значительной степени разрешит эту проблему, но после достаточно существенной корректировки /речь идёт об участии угля и также газа/. Надо признать, что многие научные центры проводят такие работы, однако, отсутствие обобщения в одну программу, например, правительственную, приводит к тому, что они (работы) не имеют надлежащего эффекта. А вопросов есть много: какие контракты, где, когда, какие склады, какие цены, что с оптимизацией поставок, какие носители.

7. В польской энергетической политике, ввиду растущих цен на газ и снижающихся запасов этого сырья, было бы правильным обратить снова внимание на уголь и реальное сбалансирование его запасов, а также возможной добычи и переработки. В этом направлении начинают идти уже несколько стран, в том числе США.

Список литературы:

- [1] Radecki S., Wójcik W.: *Strategia PGNiG S.A. w aspekcie zwiększenia wydobycia i poprawienia bezpieczeństwa energetycznego Polski*. Konf. Naukowo-Techniczna, pn. Polityka energetyczna Polski do roku 2030 w sektorze gazowniczym i naftowym. Kraków 25II2009
- [2] Przeniosło S. i inni: *Bilans zasobów kopalin i wód podziemnych w Polsce wg stanu na 31.XII.2004 r.* Ministerstwo Środowiska, Warszawa 2005
- [3] Zawisza L., Nagy S.: *Zasoby węgłowodorów w Polsce oraz perspektywy odkrycia nowych złóż*. Konf. nt. XI Międzynarodowe Targi Nafta i Gaz 2006 pn. Inżynieria naftowa i gazownicza stan aktualny i perspektywy, Warszawa 2006
- [4] Radecki S.: *Możliwości i warunki zwiększenia krajowej bazy zasobowej ropy naftowej i gazu ziemnego*. II Krajowy Kongres Naftowców i Gazowników SITPNiG, Bóbrka 2005
- [5] Radecki S., Łukaszewicz M.: *Perspektywy dostaw gazu ziemnego i ropy naftowej ze złóż krajowych oraz gazu skroplonego*. Forum dyskusyjne, Krosno 2006
- [6] Raport roczny PGNiG S.A. 2007
- [7] Polityka energetyczna Polski do roku 2030. Ministerstwo Gospodarki 2008 r.
- [8] www.epa.gov/coalbed
- [9] Nagy S., Rychlicki S., Siemek J.: Impact of inactive hard – coal mines processes in Silesian Coal Basin on greenhouse gases pollution. *Acta Geologica polonica* vol.56(2006), No.2, pp.221-228

ГЕОЛОГІЧНА ВИВЧЕННІСТЬ І СТАН ДОСЛІДЖЕННОСТІ ВУГІЛЛЯ ПІВНІЧНОГО ДОНБАСУ

В.С. Савчук, О.О. Кузьменко, Національний гірничий університет, Україна

Проаналізовано дані щодо геологічної вивченості вугілля північної частини Донецького басейну, визначено актуальні питання, які потребують подальшого вивчення.

Вступ. В умовах проблеми сучасного стану забезпечення країни вітчизняними енергоносіями особливого значення набуває пошук нових альтернативних джерел енергоресурсів, зокрема залучення у паливно-енергетичний баланс вугілля, що раніше не знайшло відповідних напрямів використання.

Перспективним для енергетики може бути маловуглефіковане вугілля північних та західних окраїн Донецького басейну, запаси якого виражаються десятками млрд. тон.

Значна площа вугленосних відкладів, на північ від Великого Донбасу, яка за фаціальними та генетичними особливостями є продовженням вугленосної формації Донбасу, отримала назву Північний Донбас. Відкриття цієї площі стало можливим завдяки низці досліджень та проведенню значних за об'ємами пошуково-оціночних, геологорозвідувальних робіт.

Стан питання. Висвітленню геологічної будови північних окраїн Донбасу присвячена література, переважно, регіонального характеру. Перші роботи, що відображають результати досліджень даної площі, виходять наприкінці 19 ст. Різними вченими на протязі тривалого часу проводились роботи з вивчення різноманітних аспектів та характеристик вугленосної площі північних окраїн Донецького басейну, узагальнення матеріалів та спроб прогнозування перспективних ділянок на вугілля та нафту [1-11].

Метою роботи є узагальнення відомостей щодо геологічної вивченості вугілля північної частини Донецького басейну і визначення питань, які потребують подальшого вивчення. **Головною задачею** є дослідити послідовність у вивченні північної частини Донецького басейну і визначити рівень обізнаності з питань складу та якості вугілля, які контролюють напрями його використання.

Виклад основного матеріалу. Відкриття промислової вугленосності на півночі Донбасу тісно пов'язане з роботами, виконаними по проблемі Амодецького басейну (Великого Донбасу). Донбас належить до числа напіввідкритих басейнів, у яких видима оголена площа не відповідає дійсним його розмірам. Вугільні родовища Північного району належать до закритого типу, у зв'язку з чим їх відкриття сталося значно пізніше, ніж відкриття родовищ середньокарбонового віку Старого Донбасу.

Перші відомості про геологічну будову району робіт викладені у звітах А.А. Борисяка та Б.К. Лихарьова за 1899 – 1914 рр., які проводили на той час геологічну зйомку м 1:126000 лівобережжя р. Сіверський Донець. В 1915 році геологічне вивчення північно-західних окраїн продовжене А.А. Борисяком та Н.І. Яковлевим. Ними була складена геологічна карта північно-західних окраїн Донбасу, куди входить також площа Старобільського геологічного району. Велике значення у вивченні Донбасу, особливо для району, що розглядається, мали роботи, присвячені стратиграфії мезозойських та третинних відкладень, виконані на початку 1924 р. групою геологів на чолі з А.Д. Архангельським [1].

У 1928 р. Б.К. Лихарьовим виконано опис природних виходів третинних та верхньокрейдових відкладень, що розвинені по лівих притоках р. Сіверський Донець.

В 1927 – 1931 рр. у районі Кантеміровки, Шуриновки та ряді інших населених пунктів пробурені свердловини з метою розкриття кам'яновугільних відкладень та оцінки їх вугленосності. Повний розріз карбону був розкритий у Кантеміровській свердловині, де А.А. Дубинським виділені турнейський, візейський та намюрський яруси, але вугільних пластів в розрізі не встановлено.

З 1929 року починаються широкі дослідження окраїн Донбасу у зв'язку з вирішенням «проблеми Великого Донбасу», що була обґрунтована акад. П.І. Степановим [1]. Вона поля-

гала у розширенні ресурсів вугілля за рахунок пошуків вугленосних площ за межами відкритого Донбасу. Основними напрямками для розширення меж Донецького басейну П.І. Степанов вибрав західне, східне, північно-східне і південно-східне. Окрім того, ця проблема була пов'язана не лише з оцінкою вугленосності Великого Донбасу, але й з пошуками нафтогазових проявів та інших корисних копалин. У 1930 році В.С. Поповим виявлені виходи карбону та включення глиб карбону у відкладеннях крейди північніше м. Кам'янка Ростовської області [2]. Завдяки цьому відкриттю виникла ідея про ймовірність продовження Донбасу на північ від відкритого карбону.

Встановлення продуктивної товщі типового донецького вугленосного карбону (світа C_2^7) з пластами вугілля промислової потужності під час буріння свердловини у м. Ворошиловграді у 1933-1934 рр. слугувало обґрунтуванням для початку пошукових та розвідувальних робіт в полосі Північної дрібної складчастості між Алмазно-Мар'євським та Северодонецьким насувами [1, 3]. В цей же час свердловини, пробурені поблизу міст Старобільська та Благовіщенська, а також у станиці Глибокій на лівобережжі р. Сіверський Донець розкрили безвугільні відклади середнього та верхнього карбону, що свідчило про виклинювання робочих пластів вугілля на цій площі [4]. На підставі цього даний район був визнаний безперспективним у відношенні промислової вугленосності [9].

Перспективною площею для відкриття нових вугільних родовищ та районів було визнано правобережжя р. Сіверський Донець і тому до 1941 розвідувальні роботи були сконцентровані поблизу м. Ворошиловграда і на північ від м. Краснодона та обмежувались на півночі Северодонецьким насувом [10].

Після Великої Вітчизняної війни геологорозвідувальні роботи на території Північного Донбасу відновилися. Позитивні результати розвідувальних робіт на площі на північ від міст Краснодона та Каменська викликали необхідність переглянути уявлення про вугленосність карбону на південному схилі Воронезької антеклизі. За результатами робіт було конкретизовано контури площ робочої вугленосності у складчастій смузі, що обмежена Северодонецьким насувом, та уточнено вугленосність нових родовищ [1, 11].

Враховуючи те, що біля північної межі нової складчастої смуги збереглася значна вугленосність, виникла необхідність переглянути попередні уявлення стосовно характеру вугленосності північних площ платформного схилу. З цієї метою починаючи на кінці 40-х і початку 50-х років на півночі Луганської області, на північ від Северодонецького насуву, велися структурно-пошукові та розвідувальні бурові роботи з метою з'ясування перспектив промислової нафтогазонасності та вугленосності цієї території. На першому етапі робіт на відстані 75 км один від іншого були пройдені 3 поперечні профілі: Лісічансько-Старобільській, Ворошиловградсько-Беловодській та Кам'янсько-Міллеровській. Відстань між свердловинами у кожному профілі складала від 15 до 5 км. Це дозволило виявити основну структуру монокліналі, стратиграфію карбону, визначити головні промислові пласти і встановити марку вугілля. В результаті цих робіт отримано нові геологорозвідувальні дані, що дозволили переглянути питання про промислове значення всієї великої площі на північ від р. Донець [5].

У 1949 – 1951 рр. Київською ГПК проводились бурові роботи у районі міст Біловодська та Старобільська. В результаті отриманих даних зроблено висновок щодо моноклінального залягання кам'яновугільних відкладень з загальним падінням на південний захід. Площі Донецького басейну та Дніпровсько-Донецької западини віднесені до єдиного прогину, що утворився в девонський час у південній частині Руської платформи. Район робіт характеризується як досить перспективний з точки зору його нафтогазонасності.

На доповіді в АН СРСР у 1951 р. І.О. Лапкіним підняте питання стосовно Переддонецького крайового прогину. Вказаний характер відокремлення цього прогину від Північно-Каспійської та Дніпровсько-Донецької западини та наведені припущення щодо потужностей та фацій осадової товщі.

У 1952 р. рядом дослідників на основі узагальнення матеріалів геологічної зйомки зроблено висновок, що подошва мергельно-глинистої товщі київського ярусу та поверхня відкладів верхньої крейди зазнають загального слабкого занурення з північного сходу на південний захід. Від-

клади карбону, подібно мезозойським, утворюють монокліналь, що полого падає в південно-західному напрямку та порушена невеликими скидами та флексурними вигинами шарів.

За даними структурно-пошукового буріння, що було проведене на Більше-Чернігівській площі у 1954 – 1955 рр. Київською ГПК, встановлено загальний нахил відкладів середнього карбону та верхньої крейди з північного сходу на південний захід. На південній частині ділянки у розрізі відмічено відклади тріасу, що трансгресивно залягають на породах карбону.

Вивченню відкладів верхньої крейди північної окраїни Донбасу були присвячені роботи П.І.Луцького, в яких він достатньо обґрунтував стратифікацію товщі верхньої крейди та зробив опис відкладів сеноманського, туронського, коньякського, сантонського, кампанського та масстрихського ярусів [11].

Великий вклад у питання геологічної будови північної окраїни Донбасу внесений В.С.Поповим, який розглядав це питання в контексті рішення проблеми Великого Донбасу.

У 1957 році В.С. Поповим та В.В. Лагутіною були узагальнені усі зібрані на той час геологічні матеріали по північному сектору Великого Донбасу, куди увійшли дані як по районам північної полоси дрібної складчастості, так і по площі, що розташована північніше Северодонецького насуву. На основі цього був зроблений прогноз поширення вугленосності на північ та виявлені площі, що є найбільш перспективними для постановки подальших розвідувальних робіт.

Автори чітко поділили площу на два геоструктурних елемента: смугу складчастого Донбасу, перекритого мезо-кайнозоем, та смугу спокійної, слабко нахиленої на південь монокліналі, що є частиною Руської платформи, як південного схилу Воронезької антеклізи. Для того, щоб підкреслити різницю в умовах формування та в промисловій цінності цих елементів, автори виділили площу лівобережжя р. Сіверський Донець у самостійну структурну одиницю, що отримала назву “Північна Переддонецька монокліналь” південного схилу Воронезького кристалічного масиву, обмежену на півдні Северодонецьким насувом.

Площа складчастої полоси, де продуктивні відклади містять кам’яне вугілля марок Д, Г, Ж, була визнана цінною для промислового освоєння.

Переддонецька монокліналь, або як ще її назвали автори Старобільсько-Мілерівська площа, характеризується низькою вугленосністю та розвитком зольного та високозольного вугілля, що відрізняється від кам’яного донецького вугілля низькою теплою згоряння та невисоким вмістом вуглецю.

У зв’язку з відсутністю чітких критеріїв та методів, що розмежовують кам’яне та буре вугілля, вугілля монокліналі було віднесене до умовного виду палива, що за властивостями займає середнє положення між кам’яним та бурим вугіллям. Воно кваліфіковано як вугілля умовної марки “БД”. Промислове значення вугілля було проблематичним. Автори застережливо підійшли до визначення промислової цінності вугілля цієї площі. Ними було запропоновано диференційовано оцінювати райони та ділянки. Найбільш перспективними вони вважали пласти світи C_2^7 які розташовані на сході на північ від ст. Сент’янівка [1].

За період 1956 – 1958 рр. Старобільською експедицією виконані пошукові роботи по Старобільській площі (лівобережжя р. Сіверський Донець довжиною 110 км та шириною 60 км). Була проведена попередня та частково детальна розвідка Богданівських ділянок №1 та №2 біля с. Велика Чернігівка, більш детально вивчені ділянки Олексіївські №1 та №2 та Північно-Лисичанські №1 та №2. Загалом пробурені більш ніж 150 свердловин. В результаті виявлено геологічну будову площі, уточнена вугленосність кам’яновугільних відкладів. Безперспективним визнані відклади башкирського ярусу. До промислово-вугленосних віднесені відклади світ C_2^5 , C_2^6 , C_2^7 . До найбільш витриманих пластів віднесені n_3 , l_7 , l_6^B , l_5 , l_4 , l_1 , k_8 , k_2^H та k_1^1 з корисною потужністю від 0,4 до 2,3м. Загальні геологічні запаси вугілля за вказаними пластами становили близько 9,3 млрд. т. Відмічено зростання вугленосності з північного сходу на південний захід, аналогічно зростає потужність відкладів. Загалом вугленосна площа оцінена як достатньо перспективна. Та через брак інформації щодо використання у промисловості вугілля умовного виду палива, а також у зв’язку з тим, що богданівське вугілля було оцінене спеціалістами ДонВГІ як високоякісне буре, розвідувальні роботи було припинено.

У зв'язку з припиненням робіт на вугілля трест “Ворошиловградгеологія” переорієнтував геологорозвідувальні роботи на цій території за напрямком пошуків газових структур. У кінці 1959 року було відкрито Краснопоповське газове родовище у північному секторі Великого Донбасу, завдяки чому окрім структурно-пошукових робіт колонковими свердловинами набула широкого розповсюдження розвідка газових родовищ глибокими свердловинами, що дало змогу знову повернутися до питання про північну межу Донецького басейну та геолого-промисловою оцінку вугленосної товщі лівобережжя р. Сіверський Донець.

У 1959 році трест “Ворошиловградгеологія” почав вивчення вугленосності продуктивної товщі карбону з метою визначення технологічної цінності вугілля і встановлення напрямів їх використання у промисловості. Комплексними пошуками газових і вугільних родовищ за термін з 1959 по 1964 роки було встановлено, що значна територія, площею близько 7 тис. км² є продовженням вугленосної формації Донбасу, яка за метаморфізмом та вугленосністю аналогічна товщі в районах Кременських та Кураховських шахт.

У 1964 році В.Г. Білоконь узагальнив дані по глибоким свердловинам, що були пробурені на газових родовищах до кристалічної основи на території від р. Сіверський Донець до с. Городище на півночі. Після співставлення розрізів кам'яновугільних відкладень середнього та нижнього карбону з розрізами карбону Південного та Західного Донбасу, а також Червоноармійського району, була доведена приналежність лівобережжя Сіверського Донця до Донецького басейну, а не до Воронежської антеклизі Руської платформи, що й стало підставою вважати його Північним Донбасом.

У 1965 році свердловинами у с. Білолуцьк та Лозно-Олександрівка були виявлені розрізи карбону, що суттєво відрізнялися від розрізів карбону Північного Донбасу за літологічним складом та наявністю багаточисельних перерв у відкладеннях. Така товща широко відома на території Руської платформи, включаючи родовища бурого вугілля Мосбасу. У 1966 році, після проведення їх співставлення, В.Г. Білоконь встановив межу басейну за зміною режиму осадконагромадження у карбоні. Таким чином, вперше були отримані генетичні ознаки границі Донецького басейну на півночі Ворошиловградської області [11].

Висновки та докази щодо геологічної приналежності території до Донецького басейну спонукали до ретельного дослідження та пошукових робіт по вивченню вугленосності, якості вугілля та його марочного складу. Це стало початком наступного етапу геологічних досліджень у північному секторі Великого Донбасу, що завершився розвідкою та промисловою оцінкою Богданівського родовища з затвердженням запасів довгополум'яного вугілля ГКЗ у грудні 1972 року.

У 1971 році проектним інститутом “Південгіпрошахт” було виконано “ТЕО обробки запасів вугілля ділянок Богданівського Верхнього №2, №4; №5, №7 та №6”, в якому на площі родовища було виділено 5 ділянок – шахтних полів: Богданівський Верхній №2-4; Богданівський №6; Богданівський №5-7; Богданівський №3 та Богданівський №1. Ділянки перераховані у порядку проведення на них розвідувальних робіт.

Вперше промислова оцінка запасів Богданівського родовища кам'яного вугілля була проведена у 1972 році, загальна кількість запасів склала 996,1 млн. т.

Станом на 1.09.1980 року у Північному Донбасі пошуковими роботами оконтурені, окрім Богданівського, ще два родовища – Старобільське з запасами 800 млн. тон та Петровське з запасами 1200 млн. тон, що є аналогічними богданівському вугіллю за якістю, а також мають схожі гірничо-геологічні умови розробки [1].

“Проектними пропозиціями стосовно розкрою Петровського родовища на шахтні поля”, що були виконані інститутом “Південгіпрошахт” у 1984 році, родовище було розділене на 7 ділянок – шахтних полів: Петровські №1, №2, №3, №4, №5 (Богданівський Південний №1), №6, №7. Кондиційні запаси по категоріям, що були підраховані по Петровському родовищу склали 1686,2 млн. т.

Якість вугілля і визначення напрямів його використання було досліджено провідними спеціалістами Інституту горючих копалин (ІГК), Дніпропетровським хіміко-технологічним інститутом (ДХТІ), Дніпропетровським гірничим інститутом (ДГІ), Всесоюзним теплотехні-

чним інститутом (ВТІ), Інститутом геології та розвідки горючих копалин, Донецьким вугільним інститутом (ДонВУГІ), а також силами тресту “Ворошиловградгеологія”. Завдяки цим роботам була надана геологічна оцінка якості вугілля, досліджена його мінеральна частина, визначено петрографічний склад, стадію метаморфізму і марочний склад. Доведена приналежність вугілля Північного Донбасу до кам’яного, що за своїми якостями є аналогічними довгополум’яному вугіллю Донбасу. Матеріали, що були отримані у процесі дослідження згодом були використані ІГК для вибору параметрів розмежування бурого та кам’яного вугілля при розробці ГОСТу 9276-72 [1]. Значна увага була надана вивченню літологічних особливостей порід, що вміщують вугільні пласти. Розглянуто умови і закономірності вугленакочичення .

Узагальнення матеріалів з складу та якості вугілля дозволило встановити, що вугілля Південного Донбасу складені переважно дюрено-кларенами та кларено-дюренами з тонкими прошарками сапропелево-гумусових різновидів вугілля. Вугілля середньо- та підвищеннозо-льне. Кількість летких речовин високе і коливається в межах від 38,0 до 57,1%. За діючою на той час міжнародною класифікацією вугілля відповідало кодовим номерам 800 та 900 і було віднесено до довгополум’яного. Вугілля належить до термічно міцного палива з високою реакційною здатністю. Крім того вугілля є цінною сировиною для напівкоксування. Воно також придатне для пиловидного спалювання у котлах крупних енергоблоків. За попередніми даними вугілля придатне для отримання синтетичного палива.

Успішне рішення завдання стосовно визначення марочної приналежності вугілля Північного Донбасу до кам’яного марки “Д”, а також встановлення буровими роботами північної межі їх розвитку надали можливість розглядати цю територію як перспективну для утворення нових вуглепромислових районів, що забезпечують потребу енергетики у паливі.

З геологічної точки зору вугілля Північного вугленосного району добре вивчено. Встановлені його природні кордони, визначені запаси й оцінені ресурси вугілля. Слід відзначити, що родовища та окремі їх ділянки знаходяться на різних стадіях розвідки і мають неоднакову геологічну вивченість. Огляд стану вивченості складу та якості вугілля показав, що петрографічний склад пластів наданий тільки на рівні мацеральних груп, що не дає уявлення про особливості їх петрографічного складу і умови формування. Відновленість вугілля визначена за петрографічними ознаками, без урахування їх хіміко-технологічних особливостей. Результати по вивченню петрогенетичних особливостей вугілля не узагальнено. Склад та якість вугілля в монографіях надається епізодично, переважно за результатами робіт, які були виконані на початку шістдесятих років минулого століття. В недостатньому обсязі їх особливості розкриті і в статтях, кількість яких незначна. Основні характеристики досліджуваного вугілля знаходяться в неопублікованих матеріалах. За минулий час після узагальнення матеріалів щодо складу та якості вугілля для окремих ділянок і родовищ був виконаний значний обсяг геологічних досліджень, які у цілому для регіону не узагальнені. Все це не дозволило виявити стратиграфічні по площині зміни показників якості та петрогенетичних особливостей вугілля у регіоні. Загалом, не дивлячись на високу вивченість складу та якості вугілля, визначення напрямів його раціонального використання у промисловості ускладнене. До питань, які залишаються актуальними і потребують подальшого вивчення відносяться:

1. Розробка науково обґрунтованого підходу до комплексної оцінки складу та якості вугілля з метою обґрунтування напрямів його раціонального використання.
2. Визначення головних чинників, які контролюють технологічну цінність вугілля та встановлення латеральних та стратиграфічних закономірностей їх зміни.
3. Визначення марочного складу вугілля за новим діючим в Україні стандартом та проведення кодифікації вугілля за Міжнародною кодовою класифікацією.
4. Визначення технологічної і енергетичної цінності органічної маси вугілля і обґрунтування напрямів його використання.

Список літератури

1. Новик Е. О. История геологических исследований Донецкого каменноугольного бассейна (1700 – 1917) / Е.О. Новик, В.В. Пермяков, Е.Е. Коваленко. – К.: Изд. АН УССР, 1960. – 532 с.
2. Степанов П. И. Большой Донбасс. Доклад на заседании, посвященном 50-летию геологоразведочной службы СССР / Степанов П. И. – М.: Геолразведиздат, 1932. – 32 с.
3. Геология месторождений угля и горючих сланцев СССР: В 12 т. – М., 1963. – Т. 1: Угольные бассейны и месторождения юга и европейской части СССР. – 1210 с.
4. Газоносность угольных бассейнов и месторождений СССР: В 3 т. – М., 1979. – Т. 1: Угольные бассейны и месторождения европейской части СССР. – 628 с.
5. Белоконь В.Г. Новые месторождения каменных углей Северного Донбасса/ В.Г. Белоконь// Уголь Украины. – 1974. – №2. – С. 1 – 4.
6. ГОСТ 25543-82. Угли бурые, каменные и антрациты: Классификация по генетическим и технологическим параметрам. – М.: Госком СССР по стандартам, 1983. – 19 с.
7. ДСТУ 3472-96. Вугілля буре, кам'яне та антрацит. Класифікація. – К.: Держстандарт України, 1997. – 5 с.
8. Международная система кодификации углей среднего и высокого рангов. Издание ООН. В продаже под № R. 88. П.Е. 16.
9. Погребницкий Е.О. Контур проблемы Большого Донбасса / Погребницкий Е.О. – ОНТИ, 1934. – 19 с.
10. История геологического исследования и геологоразведочных работ по проблеме Большого Донбасса / П.И. Степанов, Е.О. Погребницкий, П.Н. Варфоломеев [и др.] // Сб. Большой Донбасс. – 1941. – С. 5 – 7
11. Попов В.С. Перспективы угленосности площадей платформенного склона к северу от складчатого Донбасса. / В.С. Попов // Доклад на 2-м Всесоюзном угольном совещании в Ленинграде. – 1955. – С. 37 – 38

ПРО ВИКОРИСТАННЯ „КОНГА-ДІАБАЗІВ” УКРАЇНСЬКОГО ЩИТА, ЩО МІС- ТЯТЬ МІКРОПЕГМАТИТ, У КАМЕНЕОБРОБНІЙ СПРАВІ ДОБИ ЕНЕОЛІТУ- БРОНЗИ

І.С. Нікітенко, О.В. Петрушенко, Національний гірничий університет, Україна

На основі мінералого-петрографічного дослідження цінного кам'яного артефакту доби енеоліту-бронзи та аналізу інших знарядь, робляться висновки щодо використання мікропегматитовмісних долеритів („конга-діабазів”) в якості кам'яної сировини у зазначений історичний період. Визначаються можливі місця їх видобування та особливості розповсюдження.

У 2002 р. під час земляних робіт у с. Межиріч Павлоградського району Дніпропетровської області було випадково знайдено цінний артефакт. Це була передня частина кам'яної сокири, розколота поперек по лінії отвору для рукоятки (рис. 1). Через відсутність обуху, тип сокири встановити важко. Судячи з наявного фрагменту, вірогідно, вона мала клиноподібну форму. Орієнтовний час виготовлення знаряддя – енеоліт-ранній бронзовий вік. Енеоліт на території України датується сер. VI – IV тис. до н. е., ранній бронзовий вік – XXX-XXIII ст. до н.е.

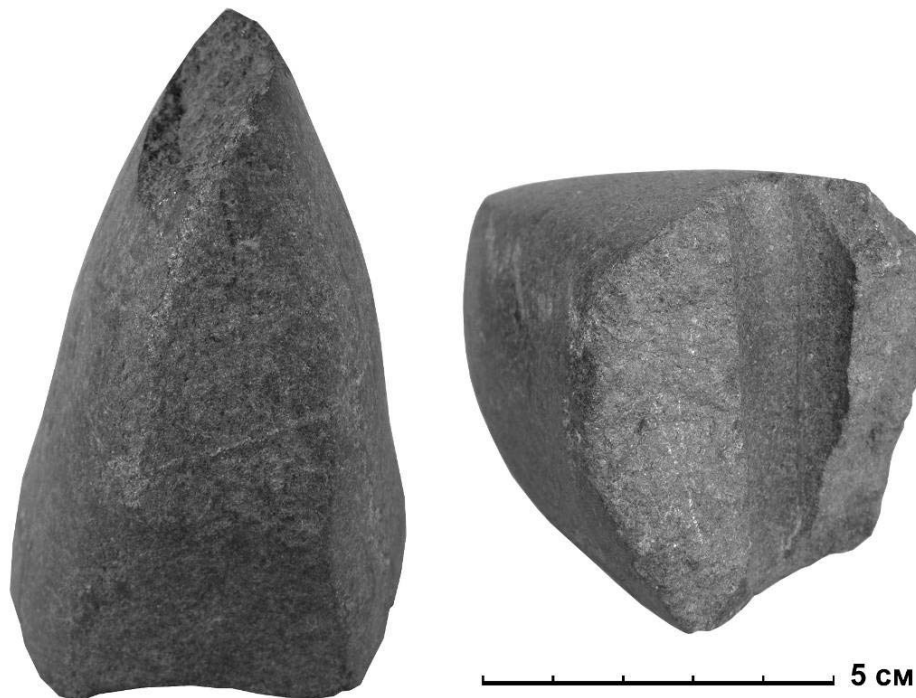


Рис. 1. Загальний вигляд фрагменту кам'яної сокири з с. Межиріч.

Шліфовані кам'яні сокири були дуже розповсюдженим типом знарядь в епоху енеоліту-бронзи. Дуже часто, особливо за доби бронзи, вони мали парадне, а не функціональне призначення. Зазвичай кам'яні сокири слугували символом влади, або мали ритуальне значення. Після смерті їх власника – представника знаті – вони клялися поряд з ним до могили. Проте даний зразок має порівняно великий розмір та був знайдений у „степу”. До того ж, сокира була розбита в давнину. Все це схиляє нас до думки, що зазначене знаряддя мало функціональне, вірогідно, господарське призначення.

Для виготовлення кам'яних сокир за доби енеоліту-бронзи використовувався великий перелік гірських порід. Найбільш цінні знахідки були представлені нефритом, який постачався з Саяну [1], на території України найчастіше використовувались діабаз, амфіболіти, долеріти, серпентиніти, епідозити та інші породи. На сьогодні існують знахідки майстерень, де ці вироби спеціалізовано вироблялися. Проте питання розповсюдження осередків каменедобувної та каменеобробної справи ще до кінця не вирішене.

Проблемою існування організованого гірничого видобування в епоху енеоліту-бронзи займалися такі науковці, як В.Ф. Петрунь, І.М. Шарафутдінова, С.С. Березанська та ін. В.Ф. Петрунем та І.М. Шарафутдіною було доведено факт існування гірничого видобування кам'яної сировини на території сучасного Кривбасу [3-4, 7-8]. У монографії „Ремесло епохи енеоліту-бронзи на Україні” С.С. Березанська виділяла два каменедобувні центри доби енеоліту-бронзи: Криворізький та Надпорізький [1]. У своїх останніх працях В.Ф. Петрунь ширше розглядав географію місць розвитку стародавнього гірництва. Зокрема, для діабазів він виділяв так звану 48-му паралель, по якій видобувалися зазначені породи [5].

Це питання також досліджувалося автором, а саме, вивчався осередок стародавньої гірничої справи – Криворіжжя. На основі виявлення на території Кривбасу значної кількості привізного кам'яного матеріалу як з наближених, так і з віддалених регіонів, було зроблено припущення про те, що гірничодобувних центрів було більше, і запропоновано виділити територію проходження Українського щита (УЩ) через степову та лісостепову зони як каменедобувну гірничу провінцію [2].

Всі вищенаведені праці не дають нам повної уяви про розвиток каменедобувної справи у степовій зоні України за доби енеоліту-бронзи. Ми маємо досить мало фактичного матеріалу, за допомогою якого було б можливо визначити всі існуючі осередки гірничого видобування, їх сировинну базу, обсяги видобутку, особливості застосування та шляхи розповсюдження кам'яної сировини у зазначений період. Отримати ці дані можна лише шляхом мінералого-петрографічного дослідження кам'яних артефактів із встановленням їх сировини та визначенням походження останньої. Дуже важливими в даному випадку є дослідження таких цінних артефактів як сокири-молоти, що були основним видом кам'яних виробів доби енеоліту-ранньої бронзи, а також слугували предметом обмінної торгівлі.

Таким чином, нашою метою було визначення гірничого осередку, звідки могла походити сировина досліджуваного артефакту. Для цього було необхідно вирішити наступні задачі:

- встановлення сировини артефакту за допомогою мінералого-петрографічного аналізу;
- визначення місць поширення даної сировини;
- порівняння мінералого-петрографічних та хімічних особливостей сировини кам'яної сокири та аналогічних порід з проявів УЩ;
- пошук аналогів у використанні зазначеної сировини;
- визначення можливих місць провадження гірничого видобування зазначених гірських порід.

Для встановлення походження артефакту було проведено його петрографічне вивчення. Гірська порода, з якої було виготовлено сокиру, виявилася долеритом кварцвмісним. Кварц у ній містився у вигляді іхтиогліптів у мікропегматиті. Таким чином породу можна було віднести до „конга-діабазу”. Мінеральний склад породи був наступним (об'ємн. %): плагіоклаз – 50-55; клінопіроксен – 45-50; мікропегматит – 2-3; рудний мінерал – 2-3; рогова обманка – 1 (слабо по клінопіроксену); хлорит – 1 (слабо по клінопіроксену); біотит – 1 (слабо по клінопіроксену); гетит – дисперсний по тріщинах; серицит – слабо по плагіоклазу; апатит? – частки %. Основний об'єм породи склали лейсти плагіоклазу, а також зерна клінопіроксену, що розташовувались поміж ними (рис. 2). Це зумовлювало офітову структуру породи.



Рис. 2. Вигляд сировини кам'яної сокири під мікроскопом. Призматичні кристали з двійниками – плагіоклаз, таблитчасті кристали з двома системами спайності – клінопіроксен, зерно у центрі з кутастими включеннями – мікропегматит. Світло прохідне, ніколі +, збільш. 37.

Територія навколо с. Межиріч у геологічному плані відноситься до Донбасу. Тут дуже потужний осадовий чохол та відсутні прояви магматичних порід. Безумовно, досліджене знаряддя мало привізне походження, вірогідно, з території Українського щита.

Дайки кайнотипних магматичних порід основного складу на території України відслонюються на всій площі УЩ. Ці породи також залягають на території Дніпро-Донецької западини (ДДЗ), але тут вони перекриті осадовим чохлом. Серед існуючих на щиті дайок нас цікавтимуть лише ті, що утворюють, або утворювали природні відслонення, оскільки в давнині видобуток каміння міг здійснюватись лише близько до поверхні.

Природні відслонення добре описані у геологічних роботах початку та середини минулого століття, коли багато відслонень ще не зазнало впливу людської діяльності, а через мале застосування бурових робіт гірські породи з відслонень досліджувались більш ретельно.

За даними І.С. Усенка, дайки ідентичних діабазів (долеритів), що містять ортоклаз у пегматитовому проростанні з кварцом (мікропегматит), відслонюються на УЩ на території Приазовського і Середньопридніпровського мегаблоків. У Приазов'ї вони утворюють відслонення по р. Кільтичія поблизу с. Андріївка, по річках Берда, Берестова та ін. У Придніпров'ї зазначені породи відслонюються по р. Мокра Сура, а також по р. Базавлук між балками Криничевата та Бакулін Брід [6].

Зважаючи на існування розгалужених торгівельно-обмінних шляхів та міграцію населення у степовій зоні Євразії за доби енеоліту-бронзи, для більш надійного визначення було проведено хімічне дослідження зразка (Центральна лабораторія КП „Південукргеологія”, аналітик Л.П. Дейнега) для порівняння з аналогічними породами УЩ. Мікропегматитвмісні долерити на території УЩ утворилися з однієї магми протягом одного періоду. Їх головною петрохімічною особливістю є переважання загальної маси оксиду заліза над вмістом, відповідно, оксидів кальцію та магнію майже у два рази. Також у долеритах з пегматитовим проростанням ортоклазу та кварцу спостерігався досить незначний вміст оксиду калію [6]. Порівняння результатів хімічного аналізу сировини кам'яної сокири та кварцвмісних долеритів УЩ представлено у табл. 1.

Таблиця 1

Результати хімічного аналізу сировини кам'яної сокири та долеритів з відслонень

Оксиди	Долерит кварцвмісний (сировина сокири)		Долерит, р. Базавлук (І.С. Усенко)	Долерит, р. Мокра Сура (І.С. Усенко)
	Проба №1	Проба №2		
SiO ₂	52,0	52,3	51,30	54,10
Al ₂ O ₃	14,0	14,0	12,78	19,2
Fe ₂ O ₃	3,2	3,4	4,58	0,08
FeO	10,4	10,2	10,02	7,44
TiO ₂	0,92	0,92	0,92	0,88
P ₂ O ₅	0,098	0,095	-	-
MnO	0,21	0,20	0,18	0,31
CaO	8,7	8,6	8,38	8,61
MgO	6,0	6,0	4,88	5,79
SO ₃	0,160	0,160	-	-
K ₂ O	0,80	0,75	1,24	1,01
Na ₂ O	3,0	3,0	2,56	2,45
Σ	100,18	100,18	99,94	100,60

Як ми бачимо, хімічні показники дуже близькі. Результати перерахунку співвідношення середніх за двома пробами показників вмісту оксидів заліза, кальцію та магнію у долериті кам'яної сокири дають наступні результати:

$$\text{FeO}_{\text{заг.}} = \text{Fe}_2\text{O}_3 \times 0,89981 + \text{FeO} = 3,3 \times 0,89981 + 10,3 \approx 13,27$$

$$\text{FeO}_{\text{заг.}} : \text{MgO} : \text{CaO} = 13,27 : 6,0 : 8,7$$

За цим співвідношенням ми бачимо, що як і долерити УЩ, досліджуваний зразок має переважання вмісту FeO над, відповідно, MgO та CaO приблизно у два рази. Крім того він також має незначний вміст K₂O. Все це свідчить про відповідність даних порід. Отже, найбільш вірогідним є походження сировини артефакту саме з проявів УЩ. На жаль, за даними мінералого-петрографічного та хімічного аналізів, більш точне визначення походження сировини кам'яної сокири не є надійними. Проте аналіз інших знахідок може надати додаткові свідчення.

Використання „конга-діабазів” як сировини за доби енеоліту-бронзи відоме з літератури. Так, ці породи визначає В.Ф. Петрунь як сировину кам'яних сокир з Криворіжжя [4]. Проте кварц у даних порода містився не у пегматитовому проростанні з польовим шпатом. Подібний долерит із вмістом мікропегматиту, як сировина артефакту, петрографічно досліджувався автором. З нього було виготовлено товкач катакомбної культури (рання-середня бронза), знайдений на Криворіжжі. Для порівняння наведемо його мінеральний склад: плагіоклаз – 45-50%, клінопіроксен – 40-45%, мікропегматит – 1-2%, рудний мінерал – 2-3%, біотит (слабо по клінопіроксену) – < 1%, ураліт (слабо по клінопіроксену) – < 1%; структура офітова (рис. 3). Артефакт зберігається у фондах Криворізького історико-краєзнавчого музею. Товкачі, особливо погано оброблені (рис. 4), на відміну від сокир, навряд чи застосовувалися далеко від місць видобутку. Це привело нас до висновку, що, найвірогідніше, сировина товкача походила з найближчих до району Криворіжжя проявів, а саме долини р. Базавлук, або р. Мокра Сура [2].

Знахідка сокири-молота, виробництво яких, переважно, було спеціалізованим та масовим, може говорити про існування організованого видобутку долеритів з мікропегматитом. Оскільки місця розповсюдження даних порід не відносяться до загальновідомих гірничих центрів, таких як Криворіжжя та Надпоріжжя, ми можемо із повною впевненістю говорити про те, що подібні гірничодобувні центри існували і у інших місцях, зокрема по Базавлуку, Мокрій Сури, у Приазов'ї.

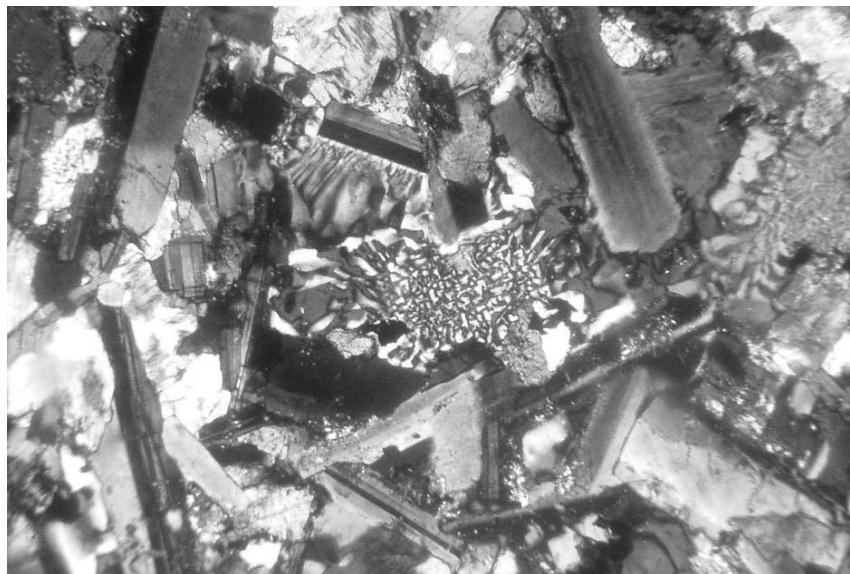


Рис. 3. Вигляд сировини кам'яного товкача з Криворіжжя. Призматичні кристали з двійниками – плагіоклаз, кристали неправильної форми поміж ними – клінопіроксен, зерно у центрі

та праворуч з кутастими включеннями – мікропегматит. Світло прохідне, ніколі +, збільш. 37 (Нікітенко І.С., 2008).

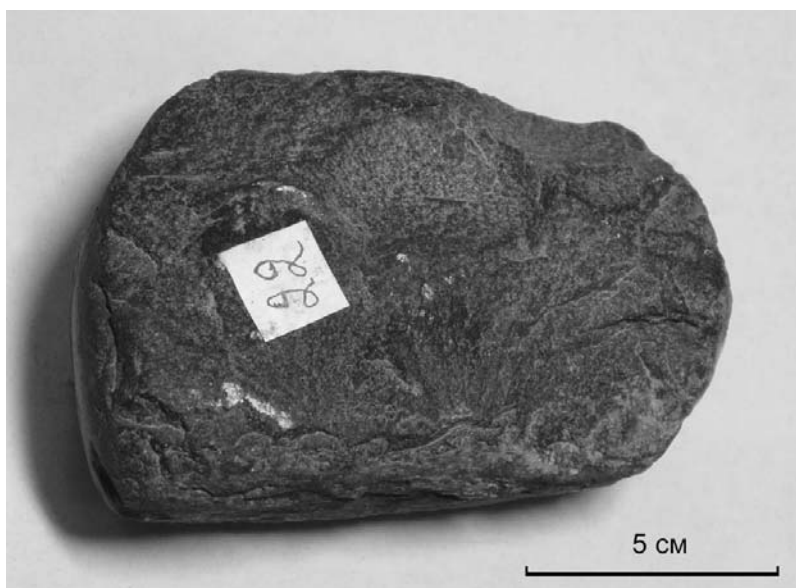


Рис. 4. Загальний вигляд кам'яного товкача з Криворіжжя (Нікітенко І.С., 2008).

Таким чином, можна зробити наступні висновки:

1. Долерити УЩ, що містять мікропегматит, за доби енеоліту-ранньої бронзи спеціалізовано розроблялися як кам'яна сировина. Цінні вироби з них експортувалися до місць, де подібного матеріалу бракувало, зокрема на територію сучасного Західного Донбасу.
2. Отримані факти свідчать про існування інших, крім загальновідомих на сьогодні, центрів стародавнього гірництва на території УЩ.

Автори висловлюють щирю вдячність В.А. Петрушенку, О.О. Мельнику за наданий для дослідження матеріал, В.М. Шалобудову за консультацію.

Список літератури

1. Березанская С.С., Цвек Е.В., Клочко В.И. и др. Ремесло эпохи энеолита-бронзы на Украине – К.: Наукова думка, 1994. – 189 с.
2. Нікітенко І.С. Кам'яна сировина Криворіжжя доби бронзи: дис. канд. геол. наук: 04.00.19. – Дніпропетровськ, 2008. – 205 с.
3. Петрунь В.Ф. Петрография и некоторые проблемы материала каменных литейных форм эпохи поздней бронзы из Северного Причерноморья // Памятники эпохи бронзы юга Европейской части СССР. – К.: Наукова думка, 1967. – С. 185-194.
4. Петрунь В.Ф. До походження мінеральної сировини пам'ятників III – I тисячоліття до н.е. з басейну річки Інгулець // Археологія. – 1969. – Т. XXII. – С. 68-79.
5. Петрунь В.Ф. О составе и происхождении минерального сырья из курганов Буго-Днестровского междуречья (Катаржино – Ровово – Новогригорьевка – Дубиново) // Иванова С.В., Петренко В.Г., Ветчинникова Н.Е. Курганы древних скотоводов междуречья Южного Буга и Днестра. – Одесса: Изд-во КП ОГТ, 2005. – С. 200-204.
6. Усенко І.С. Про жильні породи Українського кристалічного масиву // Геологічний журнал. – 1952. – Т. XII. – Вип. 4. – С. 3 – 21.
7. Шарафутдінова І.М. Орнаментовані сокири-молотки з катакомбних поховань на Інгулі // Археологія. – 1980. – Вип. 33. – С. 60 – 70.
8. Шарафутдінова І.М. Про виготовлення ливарних форм епохи бронзи в Північному Причорномор'ї // Археологія. – 1985. – Вип. 49. – С. 63 – 75.

ПРОБЛЕМА ПІДТОПЛЕННЯ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ І ШЛЯХИ ЇЇ ВИРІШЕННЯ

Г.П. Євграшкіна, В.В. Войцеховська, Дніпропетровський національний університет ім. Олеса Гончара

Територія гірничовидобувної частини Західного Донбасу повсюдно в різному ступені підтоплена внаслідок осідання поверхні землі над гірничими виробками, фільтрації скидних шахтних вод із ставків-накопичувачів і зрошення угідь. Проаналізовані геолого-гідрогеологічні умови, обґрунтовано і запропоновано шляхи подолання проблеми за допомогою різних видів дренажних споруд, розраховані їх параметри та запропоновані найбільш доцільні варіанти.

Прийнята технологія видобутку вугілля в Західному Донбасі суттєво впливає на довкілля, а зокрема на гідрогеологічні умови. Об'єктом дослідження є підтоплені землі заплави річки Самари гірничовидобувної частини регіону. Територія щільно заселена, вкрита лісом та використовується для землеробства. Основні причини підтоплення наступні:

- Видобуток вугілля ведеться без забутування, що призводить до просідання поверхні землі над шахтними полями;
- Фільтраційні втрати в різному ступені мінералізованих скидних шахтних вод із ставків-накопичувачів, які побудовані без екранізації днищ;
- Зрошувальне землеробство.

Жодна з цих причин на сьогоднішній день не може бути усунена, тому необхідно обґрунтувати, розробити та впровадити ефективну схему штучного водозниження.

Основною метою роботи є обґрунтування природоохоронних заходів гідрогеологічного напрямку на підтоплених територіях.

Аналіз геолого-гідрогеологічних умов підтопленої частини родовища дозволяє виділити тут три розрахункові гідродинамічні схеми:

1. Безнапірний водоносний горизонт в четвертинних суглинках потужністю до 10 м, який залягає на лінзах неогенових глин потужністю 6-12 м. Це самі важкі умови з позиції дренавання території. Вертикальний дренаж в цьому випадку не буде ефективний зовсім, горизонтальні дрени дадуть бажаний результат при значній їх густоті. Такий розріз характерний для схилів вододільних плато. Вони підтоплені тільки в зоні впливу ставків-накопичувачів.

2. Єдиний безнапірний горизонт в двошаровому пласті, складений четвертинними суглинками, потужністю до 10 м і кайнозойськими пісками четвертинного, неогенового і верхньопалеогенового віку потужністю до 25 м. Піски підстеляються мергелями, глинами і пісковиками з низькими фільтраційними властивостями. В гідродинамічних розрахунках ця товща приймається за відносний водотрив. Схема характерна для надзаплавних терас і заплав. При водопровідності $T < 100 \text{ м}^2/\text{добу}$ тут буде ефективний горизонтальний дренаж в двох його модифікаціях: а) дрена розташована в верхньому слабкопроникному шарі; б) дрена прорізає слабкопроникний шар – найсприятливіший варіант горизонтального дренажу.

3. Третя схема відрізняється від попередніх більш високою водопровідністю ($T > 100 \text{ м}^2/\text{добу}$). На таких ділянках доцільний вертикальний дренаж. Схема характерна для частини заплави, яка примикає до річки Мала Тернівка (низька заплава) [1].

Найгостріше проблема підтоплення земель стоїть на трьох ділянках, що знаходяться в заплаві річки Самари. Це територія прилегла до хвостосховища «Балка Стуканова», село Морозівське та його околиці і поле шахти «Самарська», яке розташовано біля ставка-накопичувача «Балка Таранова».

В межах зони підтоплення, яка простягається від самого хвостосховища «Балка Стуканова» до річки Мала Тернівка (права притока річки Самари) виділяються всі три гідродинамічні схеми. Перша схема відповідає ділянці, яка знаходиться в 200 м від ставка і закінчується біля свердловини 23995, друга схема відповідає території села Морозівське і третя схема відповідає території низької тераси річки Мала Тернівка.

Населений пункт село Морозівське знаходиться в край несприятливих умовах з позиції підтоплення території. Він розташований в заплаві та першій надзаплавній терасі р. Мала Тернівка. Залізничний насип, який розташований паралельно річці, ускладнює поверхневий стік дощових і талих вод, особливо інтенсивний навесні. Постійним джерелом живлення підземних вод є інфільтраційні втрати високомінералізованих вод ($9-10 \text{ г/дм}^3$) із хвостосховища центральної збагачувальної фабрики (ЦЗФ) «Балка Стуканова». Зона максимального забруднення обмежена ізолінією 3 г/дм^3 (рис. 1). У 1991 році був введений в експлуатацію лінійний ряд вертикального дренажу, який побудований перпендикулярно напрямку потоку підземних вод. Результатом його роботи стало зменшення площ з глибинами залягання рівня ґрунтових вод $0-1 \text{ м}$, але невдовзі лінійний ряд свердловин вертикального дренажу був відімкнений від електропостачання і тому проблема підтоплення села Морозівське далека від вирішення. Для боротьби з підтопленням необхідно розрахувати, обґрунтувати та побудувати додаткові дренажні споруди.

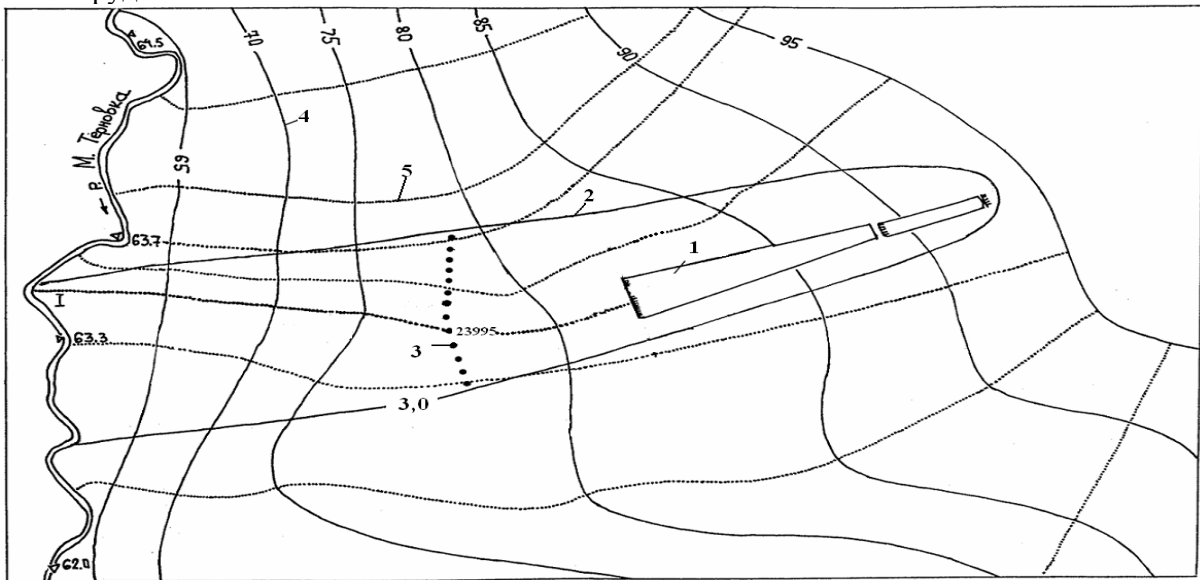


Рисунок 1 Гідродинамічна сітка на ділянці «Балка Стуканова»
Умовні позначення:

- 1 – Хвостосховище «Балка Стуканова»;
- 2 – ізолінія зі значенням 3 г/дм^3 , яка обмежує підтоплену зону;
- 3 – лінійний ряд свердловин вертикального дренажу;
- 4 – гідроізогіпса;
- 5 – лінії току.

Перша затоплена зона починається на відстані 200 м від ставка і закінчується біля свердловини 23995 (рис. 1). Вона являє собою трапецію довжиною $L=1500 \text{ м}$, основами $l_1=1380 \text{ м}$, $l_2=1680 \text{ м}$ та площею $S=2,3 \text{ км}^2$. Геолого-гідрологічні умови цієї території відповідають гідродинамічній схемі 1. Для розрахунку параметрів дренажу використано розв'язання С.Ф. Авер'янова [2]. Територія знаходиться за межами села Морозівське і використовується в якості пасовища, тому тут достатньою нормою осушення буде $\Delta h'=2,2 \text{ м}$. Вона відповідає критичній глибині на зрощуваних землях Середнього Придніпров'я. Тут середня потужність суглинків $h_{\text{сер}}=5 \text{ м}$, коефіцієнт фільтрації $K=0,1 \text{ м/добу}$, інтенсивність притока води в дренаж $w = 1,37 \cdot 10^{-3} \text{ м/добу}$ [1].

Відстань між недосконалими дренами систематичного дренажу:

$$L = h \cdot \left[2 \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot k_{\Delta} \cdot h}{w \cdot h} \cdot \left(1 + \frac{\Delta h}{2 \cdot h} \right) + L_{\text{н.о.}}^2} - L_{\text{н.о.}} \right] \quad (1)$$

$$L_{н.д.} = 2.93 \cdot \lg \frac{2 \cdot h}{\pi \cdot d} \quad (2)$$

де L – відстань між дренами, м; h – потужність водоносного горизонту (відстань від центра дрени до водотриву), м; Δh – висота підйому рівня ґрунтових вод на середині міждрення над рівнем води у дрени, м; d – діаметр дрени, м; w – інтенсивність фільтраційного живлення, м/добу; $L_{н.д.}$ – розрахункова довжина зони деформації недосконалої дрени (поправка на недосконалість дрени), яка обумовлена будовою області фільтрації, м.

Розрахунки параметру дренажу представлені в табл. 1

Таблиця 1 Результати розрахунку міждренних відстаней

Глибина закладання дрени z , м	Відстань між дренами L , м					Відстань від центра дрени до водотриву h , м
	Діаметр дрени d , м					
	0,05	0,1	0,15	0,20	0,25	
2,5	19,8	19,0	18,8	18,7	18,7	2,5
3,0	29,1	29,4	29,8	30,1	30,4	2,0
3,5	36,3	37,0	37,5	37,9	38,2	1,5
4,0	41,9	42,6	43,0	43,3	43,6	1,0

Умови дуже важкі з позицій ефективності дренажування. Найбільш доцільною відстанню між дренами, в даних умовах, буде 40 м при глибині закладання дрени 4,0 м, (рис.2а).

При фільтрації високомінералізованих вод (9-12 г/дм³) крізь слабопроникні породи, фільтраційні властивості останніх стрімко зростають в результаті коагуляції глинистих частинок [3], внаслідок чого коефіцієнт фільтрації суглинків збільшується до 0,4 м/добу. В цих умовах відстань між дренами збільшиться, що показано в табл. 2.

Таблиця 2 Результати розрахунку міждренних відстаней

Глибина закладання дрени z , м	Відстань між дренами L , м					Відстань від центра дрени до водотриву h , м
	Діаметр дрени d , м					
	0,05	0,1	0,15	0,20	0,25	
2,5	37,4	37,7	38,1	38,5	38,8	2,5
3,0	60,7	61,7	62,4	62,9	63,3	2,0
3,5	75,9	76,9	77,6	78,0	78,4	1,5
4,0	86,4	87,1	87,6	88,0	88,2	1,0

З деяким запасом для цієї території рекомендуємо відстань між дренами $L=50-80$ м, (рис.2б).

Територія села Морозівське підтоплена, починаючи на відстані 100-200 м від свердловини 23995, де лінзи глин повністю виклинюються. Тут розріз являє собою шар суглинків, що лягає на пісках. Відносним водотривом слугують мергелі. Потужність суглинків змінюється від 3 до 10 м, в середньому 5 м. Потужність пісків змінюється від 11 до 24 м, в середньому 17,5 м. Четвертинні та палеогенові піски мають водопровідність $T < 100$ м²/добу, тому значна частина підтопленої території села Морозівське та його околиці відповідають гідродинамічній схемі 2. Для розрахунку дренажу в двошаровому безнапірному водоносному горизонті при встановленому режимі фільтрації слід використати розв'язання В.М. Шестакова [4]:

$$L = 4 \cdot \left[\sqrt{L_{н.д.}^2 + \frac{\kappa_n \cdot m_n \cdot \Delta h_0}{2 \cdot w}} - L_{н.д.} \right], \quad (3)$$

де κ_n – коефіцієнт фільтрації добре проникного шару, м/добу; m_n - потужність добре проникного шару, м; Δh_0 – перевищення напору ґрунтових вод в середині між дренами над рівнем води у дрени, м; w – інтенсивність фільтраційного живлення, м/добу; $L_{н.д.}$ – розрахункова довжина зони деформації недосконалої дрени (поправка на недосконалість дрени), яка обумовлена будовою області фільтрації, м.

Для двошарового пласта з дренаю, що перерізає верхній слабопроникний шар:

$$L_{н.д.} = 0,73 \cdot m_g \cdot \lg \frac{2 \cdot m_n}{\pi \cdot d} \quad (4)$$

Для двошарового пласта з дренаю у верхньому шарі:

$$L_{н.д.} = 0,73 \cdot \frac{\kappa_n}{\kappa_g} \cdot m_n \cdot \lg \frac{8 \cdot m_g}{\pi \cdot d}, \quad (5)$$

де κ_n – коефіцієнт фільтрації добре проникного шару, м/добу; κ_g - коефіцієнт фільтрації верхнього слабопроникного шару, м/добу.

Потужність верхнього слабопроникного шару змінюється від 3 до 10 м, тому розрахунки були виконані для різних варіантів.

На тих ділянках, в межах села Морозівське, де потужність суглинків становить 3 м, а підстилаючих пісків 11 м дрена буде перерізати верхній шар, схема 2б.

Результати розрахунків параметрів дренажу наведені в табл. 3.

Таблиця 3 Результати розрахунку міждренних відстаней

Глибина закладання дрени z, м	Відстань між дренами L, м					Відстань від центра дрени до водотриву h, м
	Діаметр дрени d, м					
	0,05	0,1	0,15	0,20	0,25	
3,5	290,5	298,1	302,7	306,0	308,6	10,5
4,0	424,7	432,4	437,0	440,3	442,9	10,0

Отже, для таких умов можна рекомендувати відстань між дренами 290 м при глибині закладання дрени 3,5 м і діаметрах 0,15, 0,20, 0,25 м, а при глибині закладання 4,0 м рекомендована відстань між дренами 400 м, (рис.2в).

При середній потужності суглинків 5 м і пісків 17,5 м параметри дренажу будуть змінюватись, як показано в таблиці 4. Такі умови відповідають розрахунковій схемі 2а.

Таблиця 4 Результати розрахунку міждренних відстаней

Глибина закладання дрени z, м	Відстань між дренами L, м					Відстань від центра дрени до водотриву h, м
	Діаметр дрени d, м					
	0,05	0,1	0,15	0,20	0,25	
3,5	20,7	23,7	25,8	27,6	29,2	19,0
4,0	41,4	47,3	51,5	55,0	58,1	18,5

З деяким запасом для цієї території можна рекомендувати розміщувати дрени на відстані 50 м одна від одної при глибині закладання 4,0 м і діаметрі 0,25 м, (рис.2г).

Коли потужність верхнього шару складає 10 м, а потужність пісків, що нижче залягають 24 м схема відповідає схемі 2а, коли дрена знаходиться у верхньому слабкопроникному шарі. Результати представлені в табл. 5.

Таблиця 5 Результати розрахунку міждренних відстаней

Глибина закладання дрени z, м	Відстань між дренами L, м					Відстань від центра дрени до водотриву h, м
	Діаметр дрени d, м					
	0,05	0,1	0,15	0,20	0,25	
3,5	18,4	20,8	22,4	23,7	24,9	30,5
4,0	36,9	41,5	44,7	47,3	49,6	30

Дрени тут слід розмістити на відстані 40 м при глибині закладання 4 м і діаметрах 0,1 – 0,25 м, (рис.2д).

На ділянці, що знаходиться біля річки Мала Тернівка («насип-річка»), зважаючи на геологічну будову, можливе застосування вертикального дренажу (схема 3), але річка потрапляє в зону впливу водозниження.

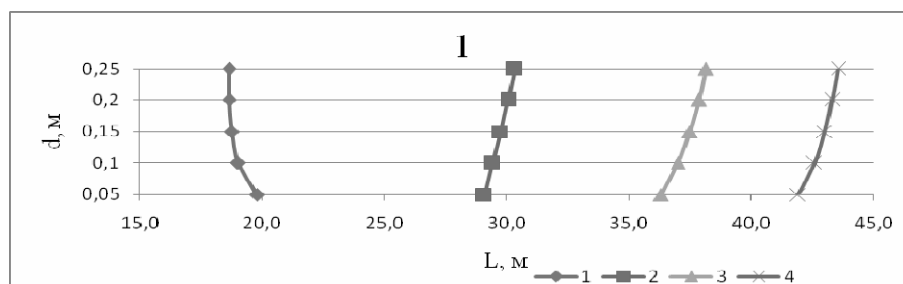


Рисунок 2а Графіки залежності міждренних відстаней від Z і діаметра дрени: 1-Z=2,5 м; 2-Z=3,0 м; 3-Z=3,5 м; 4-Z=4,0 м;

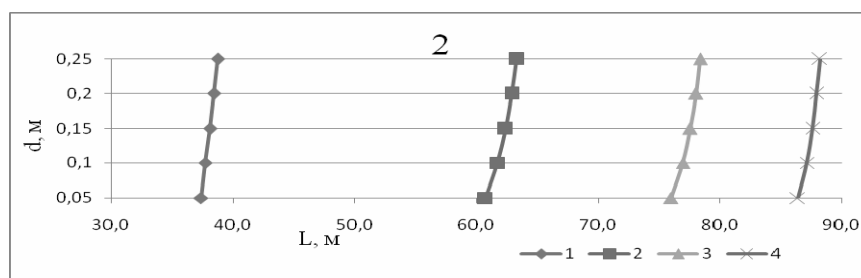


Рисунок 2б Графіки залежності міждренних відстаней від Z і діаметра дрени: 1-Z=2,5 м; 2-Z=3,0 м; 3-Z=3,5 м; 4-Z=4,0 м;

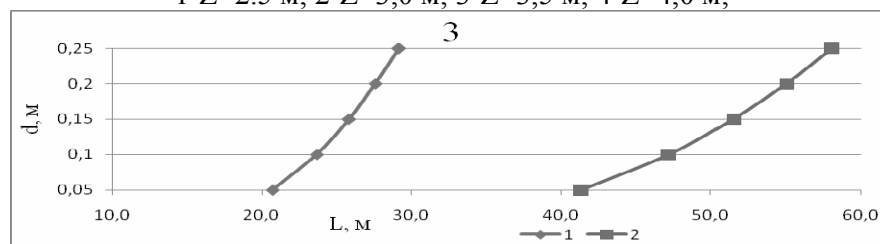


Рисунок 2в Графіки залежності міждренних відстаней від Z і діаметра дрени: 1-Z=3,5 м; 2-Z=4,0 м;

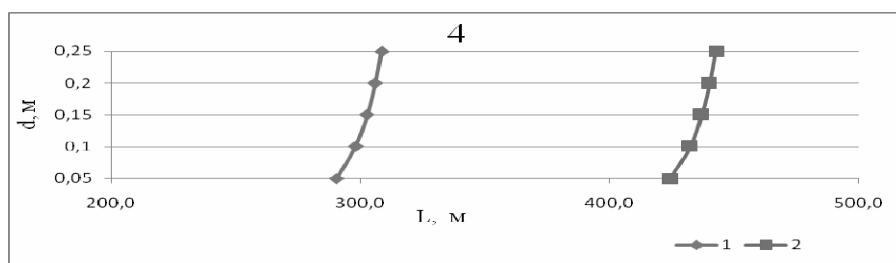


Рисунок 2г Графіки залежності міждренних відстаней від Z і діаметра дрени:
1- $Z=3,5$ м; 2- $Z=4,0$ м;

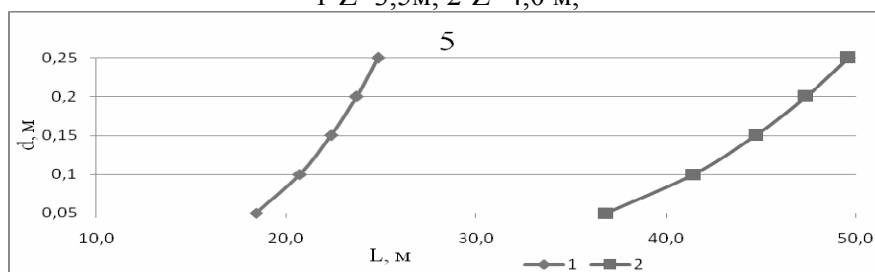


Рисунок 2д Графіки залежності міждренних відстаней від Z і діаметра дрени:
1- $Z=3,5$ м; 2- $Z=4,0$ м;

Вже існуючий, але на сьогодні не працюючий вертикальний дренаж побудований на границі виклинювання лінзи глин. Відстань між свердловинами $l_i=100$ м, довжина ряду $L_c=1500$ м. Відстань від центральної свердловини до середини греблі ставка складає 1700 м. Ширина зони забруднення біля дренажних свердловин $l_3=1680$ м (рис. 1). Спостережна свердловина 23995 Рзbr, розташована на лінії дренажу, має абсолютну відмітку поверхні води $H_{св}=77,5$ м (72,0 м до реконструкції ставка) при абсолютній відмітці устя свердловини 77,56 м (в умовах, коли вертикальний дренаж не працює). З моменту вводу ставка в експлуатацію після реконструкції підйом рівня ґрунтових вод на відстані 1700 м від ставка за потоком підземних вод склав 5,5 м.

Тут єдиний водоносний горизонт, складений з двох обводнених шарів: верхній – четвертинні суглинки середньої потужності $m_1=4,0$ м, нижній – межегірські і березькі піски середньої потужності $m_2=12,5$ м. Загальна потужність єдиного водоносного горизонту складає $m=16,5$ м. Піщана товща підстиляється мергелями з низькими фільтраційними властивостями ($K_f < 1 \cdot 10^{-3}$ м/добу), що дозволяє прийняти їх за відносний водотрив. Витрата потоку в пісках на довжину зони забруднення $Q_2=1160$ м³/добу. Витрата на одну свердловину при їх кількості $n=16$ складає $Q_{2,1}=72,6$ м³/добу.

Конструктивно тут можливі два варіанти. Перший – свердловини досконалі по розкриттю, але недосконалі гідродинамічно. Фільтр довжиною 8 м розташовуємо в нижній частині, щоб перехоплювати менш мінералізовані нижні шари підземних вод. Верхній шар, більш мінералізований, буде перехоплювати горизонтальний дренаж, побудований на ділянці «ставка - свердловина 23995». Другий варіант – фільтр обладнаний на всю потужність піщаного шару, свердловини досконалі. В недосконалій свердловині при однаковому дебіті з досконалою зниження буде більше, тому при водозниженні слід віддати перевагу недосконалим свердловинам, а при водозниженні – досконалим. По лінії розташування свердловин вертикального дренажу рівень єдиного водоносного горизонту H до впровадження в дію вертикального дренажу залягав біля поверхні землі. Максимальна сумарна водопровідність обводненої товщі $T=T_1+T_2=K_1m_1+K_2m_2=0,1 \cdot 4+12,5 \cdot 4=50,4$ м³/добу. Водопровідність верхнього шару T_1 складає 0,8% від T_2 , тому нею можна зневажити, прийнявши $T \approx T_2$. Оскільки зниження рівня підземних вод при водозниженні відбувається у верхньому шарі, рівнепровідність a розраховується при водовіддачі верхнього шару $\mu_1=0,03$ за формулою [1]:

$$a = \frac{T_2}{\mu_1}, \quad (6)$$

де a – рівнепровідність верхнього шару; T_2 – сумарна водопровідність, м³/добу; μ_1 – водовіддача верхнього шару, ч.о.

$$a = \frac{50,4}{0,03} = 1680 \text{ м}^2/\text{добу}$$

Для розрахунку умовного радіусу живлення R використовується формула:

$$R = 1,5 \cdot \sqrt{a \cdot t}, \quad (7)$$

де R – радіус живлення, м; a – рівнепровідність верхнього шару; t – час розрахунку, доба.

$$R_1 = 1,5 \cdot \sqrt{1680 \cdot 365} = 1175 \text{ м}$$

Наведений радіус впливу лінійного ряду свердловин розраховується за формулою [1]:

$$R_{\text{нав}} = R + 0,37 \cdot l, \quad (8)$$

де $R_{\text{нав}}$ – наведений радіус впливу, м; R – радіус живлення, м; l – довжина лінійного ряду свердловин, м.

$$R_{\text{нав}1} = 1175 + 0,37 \cdot l = 1730 \text{ м}$$

Розрахунки приведені в табл. 6

Таблиця 6 Результати розрахунку величин R і $R_{\text{нав}}$

Розрахунковий період t , рік	Умовний радіус живлення R , м	Наведений радіус впливу $R_{\text{нав}}$, м	Розрахунковий період t , рік	Умовний радіус живлення R , м	Наведений радіус впливу $R_{\text{нав}}$, м
1	1175	1730	5	2626	3181
2	1661	2216	6	2877	3432
3	2034	2589	7	3108	3663
4	2349	2904	10	3714	4269

З розрахунків видно, що через 2 роки із ставка і прилеглої до нього зони максимального забруднення, обмеженої ізолінією 3 г/дм³ почне підтягуватись вода у свердловини, адже відстань від ставка-накопичувача «Балка Стуканова» до вертикального дренажу 1700 м. Через 4 роки річка Мала Тернівка стане «контуром живлення», відстань до річки 2300 м, (рис.1).

Територія шахти Самарська розташована в заплаві річки Самари. Цей об'єкт також знаходиться в край несприятливих умовах з позиції підтоплення. Одна з причин підтоплення цієї території – осідання земної поверхні над гірськими виробками. Область максимального підтоплення (рівень ґрунтових вод 0-1,0 м) розташована на відстані 2500 м від ставка «Балка Таранова» і тягнеться до річки Самари. Швидкість фільтрації на даній ділянці дуже мала. Суглинки практично відсутні на більшій частині цієї території. З поверхні землі під ґрунтово-рослинним шаром залягають четвертинні та палеогенові піски загальною потужністю 20-25 м. Відносним водотривом можна вважати підстилаючі їх пісковики з глинистим цементом, нетріщуваті, які мають коефіцієнт фільтрації $1 \cdot 10^{-3}$ - $1 \cdot 10^{-5}$ м/добу. Тут побудована горизонтальна відсічна дрена, робота якої визнана неефективною в звітних матеріалах Павлоградської ГРЕ за 1996 рік.

Піщана товща представлена двома шарами:

І aQ_{IV} $m_I=9,0$ м, $K_I=10$ м/добу, $T_I=90$ м²/добу.

II P₃mz $m_2=12,5$ м, $K_2=4,0$ м/добу, $T_2=50$ м²/добу [1].

Для розрахунку горизонтального дренажу необхідно привести розріз до однорідної товщі загальною потужністю 21,5 м зі середньозваженим коефіцієнтом фільтрації за формулою [5]:

$$K_{\text{сер.зв.}} = \frac{K_1 \cdot m_1 + K_2 \cdot m_2}{m_1 + m_2}, \quad (9)$$

де K_1, K_2 – коефіцієнти фільтрації верхнього та нижнього шарів, м/добу; m_1, m_2 – потужності верхнього та нижнього шарів, м.

$$K_{\text{сер.зв.}} = \frac{10 \cdot 9 + 4 \cdot 12,5}{9 + 12,5} = 6,5 \text{ м/добу}$$

Підйом рівня ґрунтових вод за рахунок просідання земної поверхні над відпрацьованими шахтними полями за даними спостереження Павлоградської експедиції складає $\Delta h=0,3$ м/добу, $w_1=1,65 \cdot 10^{-4}$ м/добу. Швидкість припливу води в дренаж з боку ставка «Балка Таранова» $w_2=1 \cdot 10^{-2}$ м/добу.

Площа підтоплення $3 \times 3=9$ км², з них повного затоплення $2 \times 3=6$ км² [1].

Відносно висока водопровідність товщі, що дренається $T_1+T_2=140$ м²/добу дозволяє запропонувати тут також вертикальний дренаж. Норма зниження на цій території слід прийняти рівну 4 м. Сумарний водовідбір розраховується за формулою [5]:

$$Q = K \cdot i \cdot F, \quad (10)$$

$$F = h \cdot B, \quad (11)$$

$$V = K \cdot i \quad (12)$$

$$i = \frac{H_2 - H_1}{L} \quad (13)$$

$$U = \frac{V}{n_0} \quad (14)$$

де Q – сумарний водовідбір водоносного шару, м³/добу; F – площа перетину, м; K – коефіцієнт фільтрації, розрахований за формулою (9), м/добу; B – ширина потоку, м; i – градієнт напору; n_0 – активна пористість водовміщуючих порід, V – швидкість фільтрації, м/добу; U – дійсна швидкість фільтрації; h – норма зниження, м; L – довжина шляху фільтрації, м; H_1, H_2 – значення гідроізогіпс, м.

При сумарному водовідборі 1620 м³/добу доцільно розташувати 15 свердловин з дебітом 100 м³/добу кожна з інтервалом 200 м одна від одної. На відстані 2500 м від ставка «Балка Таранова» і 3000 м від річки Самари [1].

Рівнепровідність розраховуємо за формулою (6) при водовіддачі верхнього шару $\mu_1=0,18$.

$$a = \frac{140}{0,18} = 778 \text{ м}^2/\text{добу}$$

Умовний радіус живлення R розраховуємо за формулою (7), наведений радіус впливу $R_{\text{нав}}$ (8), отримані результати наведені в табл. 10.

Таблиця 7 Результати розрахунку величин R і $R_{\text{нав}}$

Розрахунковий період t , роки	Умовний радіус живлення R , м	Наведений радіус впливу $R_{\text{нав}}$, м	Розрахунковий період t , роки	Умовний радіус живлення R , м	Наведений радіус впливу $R_{\text{нав}}$, м
1	799	1835	9	2398	3434
2	1130	2166	10	2527	3563

3	1384	2420	11	2651	3687
4	1598	2634	12	2768	3805
5	1787	2823	13	2882	3918
6	1957	2994	14	2990	4026
7	2114	3151	15	3095	4131
8	2260	3297	16	3197	4233

Розрахунок радіусу живлення показує, що через 9 років «Балка Таранова» опиниться у зоні впливу дренажу. З боку ставка-накопичувача почне підтягуватись вода у свердловини. Через 14 років радіус живлення стане 2990 м, а відстань до річки становить 3000 м, отже річка Самара стане «контуром живлення».

Пониження рівня у взаємодіючих свердловинах на період 0-9 років у необмеженому шарі в усталеному режимі фільтрації розраховувалось за формулою [5]:

$$\sum S = \frac{Q}{2 \cdot \pi \cdot T} \ln \frac{R}{r_c} + \frac{Q}{2 \cdot \pi \cdot T} \ln \frac{R}{r_{1-2}} + \frac{Q}{2 \cdot \pi \cdot T} \ln \frac{R}{r_{1-3}} + \dots + \frac{Q}{2 \cdot \pi \cdot T} \ln \frac{R}{r_{1-n}}, \quad (15)$$

де S – сумарне зниження рівня у свердловині, м; Q – дебіт свердловин, м³/добу; r – відстань від центральної свердловини, м; r_c – діаметр центральної свердловини, м; T – водопровідність, м²/добу; R – радіус впливу свердловини, м.

Результати розрахунків зниження рівня у свердловинах показали, що через рік в центральній свердловині рівень становитиме 1,2 м, а через дев'ять років – 2,2 м.

Запропонований лінійний ряд вертикального дренажу буде майже повністю перехоплювати потік води і по системі скидних колекторів відводити води у річку.

Доцільно буде лінійний ряд вертикального дренажу з 15 свердловин доповнити з боку річки горизонтальними дренами. Підйом рівня ґрунтових вод за рахунок осідання земної поверхні над відпрацьованими шахтними полями за даними спостережень Павлоградської експедиції складає $\Delta h=0,3$ м/рік, $w_1=1,65 \cdot 10^{-4}$ м/добу. Швидкість притоку води в дрена з боку ставка $w_2=1 \cdot 10^{-2}$ м/добу, тобто на два порядки вище [1].

Параметри горизонтального дренажу розраховувались для однорідного безнапірного водоносного горизонту при усталеному режимі фільтрації за формулою (1).

Результати розрахунків представлені в табл. 12.

Таблиця 8 Результати розрахунку міждренних відстаней

Глибина закладання дрени z , м	Відстань між дренами L , м					Відстань від центра дрени до водотриву h , м
	Діаметр дрени d , м					
	0,05	0,1	0,15	0,20	0,25	
3,5	361,5	365,0	367,1	368,7	369,9	5,5
4,0	511,0	514,6	516,8	518,3	519,6	5,0

Рекомендований варіант: $z=3,5$ м, $d=0,25$ м, $L=300$ м, (рис.2е). Горизонтальні дренаї слід розміщувати перпендикулярно лініям току, а скидний колектор вздовж ліній.

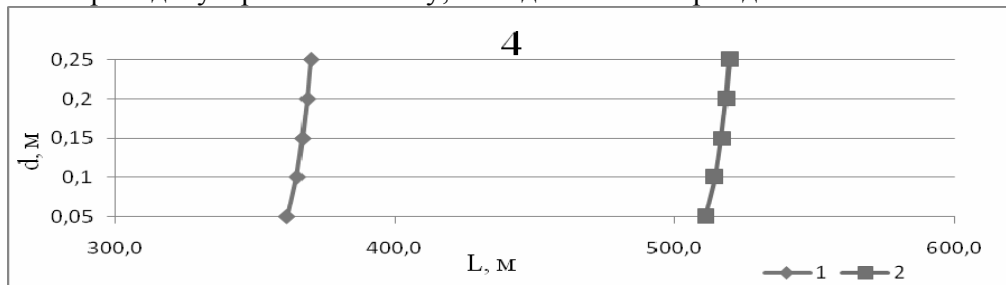


Рисунок 2е Графіки залежності міждренних відстаней від Z і діаметра дрени: 1- $Z=3,5$ м; 2- $Z=4,0$ м;

Висновки.

✓ Аналіз геолого-гідрогеологічних умов території родовища вугілля дозволяє виділити три розрахункові гідродинамічні схеми, на основі яких були виконані всі розрахунки.

✓ Розрахунки параметрів дренажів дали такі результати: на першій підтопленій ділянці – територія прилегла до хвостосховища «Балка Стуканова» рекомендовано прийняти відстань між горизонтальними дренами 40 м при коефіцієнті фільтрації $K_f=0,1$ м/добу, а при $K_f=0,4$ м/добу, достатня відстань буде 50-80 м. На території населеного пункту відстані між дренами будуть змінюватись залежно від геологічного розрізу і мають бути такі: якщо потужність верхнього слабкопроникного шару становить 3 м, то дрена буде прорізати його повністю і відстані між ними рекомендовані 290-400 м, а коли потужність верхнього шару становить 10 м, то міждренна відстань змінюється до 40 м. Вертикальний дренаж на цій території визнаний неефективним.

✓ Розрахунки параметрів дренажів на території поля шахти «Самарська» показали, що доцільно буде розмістити лінійний ряд 15 свердловин вертикального дренажу з інтервалом 200 м одна від одної, при сумарному водовідборі $1620 \text{ м}^3/\text{добу}$ і з дебітом $100 \text{ м}^3/\text{добу}$ кожна. На відстані 2500 м від ставка «Балка Таранова» і 3000 м від річки Самари. Цей лінійний ряд рекомендовано доповнити горизонтальними дренами з боку річки з міждренними відстанями - 300 м.

✓ Повна ліквідація підтоплення може бути досягнута будівництвом горизонтального і вертикального дренажу, тільки одночасно з переходом до європейського технологічного рівня експлуатації родовища.

Список літератури

1. Евграшкина Г.П. Защита от подтопления поймы реки Самары в Западном Донбассе // Вісник Дніпропетровського національного університету. – Дніпропетровськ. – 2004. - №8. – с.18-24
2. Аверьянов С.Ф. Борьба с засолением орошаемых земель – М.: «Колос», 1978. – 288 с.
3. Евграшкина Г.П. Проблема подтопления Западного Донбасса и пути ее решения // Матеріали другої науково-практичної конференції «Нагальні питання вирішення проблеми підтоплення ґрунтовими водами територій міст та селищ міського типу 28-31 жовтня 2003 р., м. Харків». – К.: Товариство «Знання» України, 2003. – с.26-26.
4. Методические указания по расчетом систематического дренажа в слоистых системах / Под ред. В.М. Шестакова – М.: Ротапринт ВСЕГИНГЕО. – 1966. - №4.
5. Боровский Б.В., Дробноход Н.И., Язвин Л.С. Оценка запасов подземных вод. – К.: Изд-во Вища школа, 1989. – 408 с.

ФОРМИРОВАНИЕ ГАЗОВЫХ ЗАЛЕЖЕЙ КАК РЕЗУЛЬТАТ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ОТДЕЛЬНЫХ ФАЗ СИСТЕМЫ «ВЛАГА-ГАЗ» В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД

К. А. Безручко, Национальный горный университет, Украина

На основе теории фильтрации и относительных фазовых проницаемостей предложена модель взаимодействия и взаимного влияния водной и газовой фаз в массиве горных пород. Система «влага-газ» рассматривается как термодинамическая система, которая может иметь ряд равновесных состояний, из которых наиболее стабильным является статическое равновесие, при котором относительные фазовые проницаемости воды и газа равны между собой. Степень насыщенности, при котором наступает это состояние определяется содержанием слабосвязанной влаги (остаточной водонасыщенностью).

Одной из основных задач национальной экономики Украины является обеспечение страны топливно-энергетическими ресурсами. В связи со значительным истощением, разведанных в своё время, запасов углеводородов, перспективы открытия новых залежей углеводородов могут быть связаны с газовыми ловушками нетрадиционного типа, в частности, низкопористыми коллекторами метанугольных месторождений. Метан является основным компонентом газов угольных месторождений и практически вся угленосная толща горных пород насыщена метаном. В последние годы добыча метана угольных месторождений в развитых странах мира достигла объёмов, соизмеримых с объёмами добычи природного газа. Так, в США в 2006 г. на угольных месторождениях добыто 50,4 млрд. куб. м метана, а ресурсы этого ценного энергоносителя в Украине оцениваются, по разным источникам, от 3,8 до 25,0 трлн. куб. м, что намного превышает ресурсы природного газа [10].

Специфика метанугольных месторождений состоит в том, что основные газосодержащие породы – угли и песчаники – являются практически непроницаемыми, поэтому метан в них находится, зачастую, в слабосвязанном или неподвижном состоянии. Формирование газовых залежей происходит за счёт перераспределения газа в углепородном массиве, когда природные или техногенные факторы увеличивают подвижность метана в системе и способствуют активизации процесса его миграции. Освобождение метана может происходить, например, вследствие тектонических процессов, когда возникающая в зоне разуплотнения трещиноватость повышает проницаемость углевлещающих пород, нарушает установившееся равновесие в системе «влага-газ» породного массива, способствует формированию зон или отдельных скоплений метана, отличающихся, согласно [10], от фоновых распространений метана не объёмами, а повышенной трещино-пористой или трещинной газопроницаемостью. Процессы миграции, накопления и сохранения метана тесно связаны со сложным взаимодействием и взаимным влиянием отдельных фаз (воды и газа) в системе «влага-газ» в породном массиве. Понимание условий существования этой системы позволит выявить основные закономерности, определяющие процессы перераспределения метана в угленосной толще и обосновать основные ёмкостные и фильтрационные параметры горного массива, благоприятные для скопления и сохранения газовых залежей.

В природе возможны случаи одновременного присутствия в поровом пространстве пород-коллекторов 3-х фаз – газа, нефти и воды, или 2-х фаз из вышеперечисленных. Они могут присутствовать в различных соотношениях и иметь различное распределение. Распределение и подвижность отдельных фаз в поровой системе горных пород зависит от насыщенности и от смачивающих свойств соответствующих фаз. В данной работе рассматривается 2-х фазная система «влага-газ» в гидрофильных породах, по отношению к которым смачивающей фазой является вода, а несмачивающей – газ.

Известно, что одновременное присутствие двух фаз в поровом пространстве горных пород снижает абсолютную проницаемость каждой из фаз, независимо от того подвижна или неподвижна любая из этих фаз. Зависимости относительных фазовых проницаемостей для компонентов газожидкостной смеси от степени насыщенности, для различных пород были

установлены экспериментально: для несцементированных песков в 1936 г. – Р. Викоф и М. Ботсет [18], для сцементированных песков (песчаников) в 1940 г. – М. Ботсет [16], для известняков и доломитов в 1945 г. – А. Балнес и Р. Фиттинг [17]. Полученные кривые, характеризующие зависимости относительных проницаемостей отдельных фаз от степени насыщения, качественно сходны между собой и позднее неоднократно подтверждались для различных пород на многих нефтегазовых месторождениях (Тульбович Б. И., Покровская Г. Н., Ковалёв А. Г., материалы СибНИИИП) [7]. Анализируя конфигурацию кривых относительных фазовых проницаемостей М.Левретт [8] выделил три состояния насыщенности жидкостью в пределах от нуля до 100 % - ного заполнения порового пространства: «подвешенных водяных колец», «фуникулярное» и «островной газонасыщенности». Основываясь на этих состояниях насыщенности и многочисленных эмпирических данных об относительных фазовых проницаемостях [3,6,7,12,13,15] можно составить следующую схему взаимовлияния и взаимодействия отдельных фаз в поровом пространстве сцементированных псаммитовых пород (песчаников):

При газонасыщенности 50 % и более (водонасыщенность менее 50 %) водная фаза находится в разобъённом (дискретном) состоянии на отдельных участках поверхности пор, её проницаемость близка к нулю и она практически не препятствует прохождению через поровое пространство газа. Газовая фаза, напротив, представляет собой объединённую систему в виде жилок, проходящих через крупные поровые каналы, занимая их центральные части. Относительная проницаемость по газу составляет 60 – 70 % при 50 % водонасыщении и максимальна, и близка к 1 при 10 – 20 % водонасыщении. При увеличении степени заполнения пор влагой более 50 % начинается объединение водной фазы, путём соединения (слияния) отдельных участков. Относительная фазовая проницаемость воды постепенно возрастает от 0 до 10 % в интервале от 50 % - ной водонасыщенности до примерно 75 %. Относительная фазовая проницаемость по газу существенно снижается в интервале газонасыщенности 50 % - 25 % от 0,6 до 0,1, наблюдается разобщение газовой фазы на отдельные части. При водонасыщенности близкой к 75 % (газонасыщенность около 25 %) имеет место фазовое равновесие, которое характеризуется равенством относительных фазовых проницаемостей воды и газа, которые для песчаника составляют около 10 %. То есть, реальная проницаемость, в данном случае, для воды и газа становится в 10 раз меньше их потенциальной абсолютной проницаемости. Что, должно делать невозможным движение как воды, так и газа в низкопроницаемых породах. При дальнейшем увеличении степени водонасыщенности в интервале до 90 % продолжается объединение водной фазы, её относительная проницаемость резко возрастает с 10 % до 60 %. Газовая фаза находится в дискретном состоянии, в виде отдельных пузырьков в центральных частях крупных пор. Её относительная фазовая проницаемость падает с 10 % до нуля. Если фильтрация возможна, то есть при достаточной проницаемости и наличии перепада давления, возможно движение газированной жидкости. При достижении водонасыщенности 90 %, что для песчаников соответствует равновесию насыщенности несмачивающей (газовой) фазой, относительная проницаемость по газу снижается до нуля, его движение прекращается и остаточное количество газа (до 10%) не мешает прохождению воды через поровое пространство (островная насыщенность газовой фазой).

Обращает на себя внимание тот факт, что однозначно выделяя три равновесных состояния насыщенности порового пространства горных пород, ни в одной из работ [2,6,7,12,13,14,15] чётко не определено, к какому конкретно состоянию приурочено состояние, называемое критическим для жидкой фазы, когда она окончательно интегрируется в единую сетку или, наоборот, распадается при снижении степени водонасыщения. Начало объединения одной из фаз не должно означать автоматически одномоментной потери объединённого состояния другой фазой. Все процессы переходов в системе «влага-газ» должны происходить последовательно и постепенно по мере изменения степени насыщенности отдельными фазами. Основным невыясненным вопросом остаётся физическая суть состояния, которое выделяется всеми исследователями и считается равновесным насыщением обеими

фазами, когда относительные проницаемости равны между собой, а их суммарная проницаемость минимальна.

Анализируя процесс перехода отдельных фаз от единой к дискретной по мере изменения насыщенности ими порового пространства можно предположить, что равновесие относительных фазовых проницаемостей связано с состоянием системы «влага-газ», когда обе фазы находятся в разобшённом (дискретном) состоянии и незначительное насыщение той или иной фазой ведёт к окончательному смыканию отдельных разобшённых частей между собой и резкому возрастанию относительной проницаемости, даже при незначительном увеличении насыщения, соответствующей фазой. Этому состоянию должно соответствовать понятие «рассеянный газо-водяной контакт» [9,10], причиной формирования и длительного существования которого в горном массиве, по мнению авторов указанных работ являются низкие значения проницаемости песчаников Донбасса, составляющие в среднем сотые и тысячные доли миллидарси и препятствующие перераспределению газа и воды, то есть формированию «концентрированного газо-водяного контакта», под которым следует понимать классический смысл термина «газо-водяной контакт» с точки зрения нефтегазовой геологии. Причиной же образования «рассеянного газо-водяного» контакта, помимо низких абсолютных проницаемостей, должно быть также фазовое равновесие, когда относительные фазовые проницаемости воды и газа равны между собой, а суммарная проницаемость обеих фаз минимальна. То есть, следует допустить, что формирование «рассеянного газо-водяного контакта» возможно и в более высокопроницаемых породах при нахождении системы «влага-газ» в породном массиве в состоянии равновесного насыщения обеими фазами. Состояния же равновесных насыщений отдельными фазами, по-видимому, являются только началом объединения одной из фаз при увеличении насыщенности этой фазой и параллельно началом разобщения другой, при соответствующем уменьшении её насыщенности.

Рассматривая конфигурацию кривых и анализируя многочисленные экспериментальные данные о фильтрации воды и газа в поровом пространстве, можно предположить, что состояние равновесного насыщения смачивающей фазой является началом вовлечения отдельных частей водной фазы в газовый поток, которое становится возможным при увеличении водонасыщенности. То есть в интервале от состояния равновесной насыщенности смачивающей фазой до состояния равновесной насыщенности обеих фаз возможно движение водногазовой смеси, в которой преобладает газовая составляющая с отдельными обособленными порциями жидкой фазы. По мере увеличения водонасыщенности происходит дальнейшая дезинтеграция газовой фазы и увеличение фильтрующихся порций жидкости. Газовая фаза остаётся в объединённом состоянии до состояния равновесного насыщения обеими фазами, когда она окончательно распадается на отдельные пузырьки. В интервале от состояния равновесного насыщения обеими фазами до состояния равновесного насыщения несмачивающей фазой, по мере дальнейшего увеличения водонасыщенности, в двухфазном потоке напротив преобладает жидкая фаза, которая объединена в единую сетку и вовлекает в фильтрующийся поток отдельные разобшённые пузырьки газа. То есть, в этом диапазоне имеет место движение газированной жидкости, которое может наблюдаться вплоть до состояния равновесной насыщенности несмачивающей фазой, после которого, в случае дальнейшего увеличения водонасыщенности, водный поток уже не может протолкнуть отдельные оставшиеся пузырьки газа.

Рассмотрим систему «влага-газ» в массиве горных пород как термодинамическую систему, основным свойством которой является её стремление к равновесию. Любая термодинамическая система либо находится в состоянии равновесия, либо к нему стремится. Находясь в состоянии равновесия и будучи выведенной из него, под действием внешних причин, термодинамическая система стремится к достижению состояния равновесия. Причём равновесных состояний, в зависимости от условий, может быть несколько. Не должна быть исключением и рассматриваемая нами система «влага-газ» в породном массиве. Стабильность системы «влага-газ» должна определяться равновесной насыщенностью фаз, составляющих эту систему, которая, в свою очередь, определяются количественным соотношением фаз и относительными фазовыми проницаемостями. Исходя из зависимости фазовых проницаемо-

стей для жидкости и газа от насыщенности отдельными фазами порового пространства (количественного соотношения степеней заполнения пор водой и газом), установленной на основе теории фильтрации и экспериментальных данных предлагается следующая модель существования системы «влага-газ» в породном массиве (табл.1):

Таблица 1 Равновесные состояния системы «влага-газ» в массиве горных пород

Примерное соотношение фаз газ / влага (для песчанников), %%	Вид системы	Вид равновесия	Состояние газовой фазы	Состояние жидкой (водной) фазы
$\cong 25 / \cong 75$	закрытая	статическое	Равновесие насыщения («рассеянный газо-водяной контакт»). Общая проницаемость и подвижность фаз минимальны.	Равновесие насыщения («рассеянный газо-водяной контакт»). Общая проницаемость и подвижность фаз минимальны
$\geq 50 / < 50$	закрытая	статическое	Газовая залежь (газ неподвижен, находится под давлением). Газопроницаемость максимальна.	Неподвижна («иммобилизована») в поровом пространстве газовой фазой. Водопроницаемость близка к 0.
$\geq 50 / < 50$	открытая	динамическое	Установившаяся фильтрация газа от зоны высокого давления к зоне низкого давления. Жидкость в поровом пространстве не препятствует прохождению через него газа. Газопроницаемость максимальна, значение газового фактора стремится к бесконечности.	Неподвижна («иммобилизована») в поровом пространстве газовой фазой. Водопроницаемость близка к 0. Не препятствует прохождению газа через поровое пространство.
$< 10 / \geq 90$	открытая	динамическое	Газ «иммобилизован» в поровом пространстве. Газопроницаемость близка к 0.	Водоносный горизонт с установившимся режимом фильтрации. Напорный градиент > 0 . Водопроницаемость максимальна, близка к 1.
			Газ «иммобилизован» в по-	Водоносный гори-

< 10 / ≥ 90	закрытая	статическое	ровом пространстве. Газо-проницаемость близка к 0.	зонт застойного режима. Напорный градиент равен 0. Жидкость неподвижна
< 10 / ≥ 90	закрытая	статическое	Пласт водо- газоупор. Газ «иммобилизован» в поровом пространстве. Газопроницаемость близка к 0.	Пласт водо- газоупор. Находится преимущественно в связанном состоянии («иммобилизована твёрдой фазой»). Водопроницаемость близка к 0.

Наиболее стабильным является состояние системы, когда проницаемости по газу и воде равны между собой, а их суммарная проницаемость минимальна. Обе фазы находятся в состоянии равновесия, когда наблюдается равновесное насыщение обеих фаз, и которое может быть охарактеризовано понятием «рассеянный газо-водяной контакт» [9,10]. Это основное состояние, которое характеризуется минимальной энергией системы в целом и к которому стремится система «влага-газ» путём перераспределения воды и газа в породном массиве. Это состояние устанавливается в течение длительного времени и характерно для порового пространства большинства горных пород. Так, например, степень заполнения пор газом песчанников Донбасса в среднем составляет 30 % - 35 % [5,9,10], соответственно степень заполнения пор влагой – 65 % - 70 %. То есть, это средняя газо- водонасыщенность песчанников, которая установилась в процессе геологического развития Донбасса и длительное время сохраняется. В подтверждение существования «рассеянного газо-водяного контакта» авторы работ [9,10] приводят тот факт, что пробы, отобранные в одном забое шахты из одного песчаника, характеризуются одинаковыми значениями степени заполнения пор газом (влагой). То есть, пробы отобранные из одного песчаника, но из разных его слоёв, имеющих различную пористость и массовую влажность, по степени водо- газонасыщенности существенно не отличаются. Песчаник, содержащий влагу и газ представляет собой единую систему, в которой установился баланс между отдельными фазами и, вследствие чего, наблюдается определённое их соотношение. Пределы газо- водонасыщенности для различных пород, при которых может установиться равновесное насыщение обеими фазами, будет рассмотрено ниже.

При увеличении водонасыщенности проницаемость жидкой фазы значительно возрастает и при перепаде давления и достаточной проницаемости начинается движение жидкой фазы, которому, при достижении водонасыщенности 90 % и более, газ уже не препятствует. Что отвечает режиму существования водоносного горизонта, в котором под влиянием градиента напора происходит фильтрация жидкой фазы. То есть, устанавливается динамическое равновесие, что характерно для открытой термодинамической системы. Наоборот, возрастание газонасыщенности, например, за счёт разуплотнения и трещинообразования, ведёт к росту проницаемости по газу. Проницаемость несмачивающей фазы, в данном случае газа, всегда выше проницаемости смачивающей фазы (воды) при одинаковой насыщенности смачивающей и несмачивающей фазами. Газовая фаза всегда первой обретает подвижность под действием перепада давления, что, со временем, ведёт, при достаточной абсолютной проницаемости породного массива, к установившемуся режиму фильтрации газа от области высокого давления к области пониженного давления, и, впоследствии, к формированию газовой залежи при наличии экранирующих слоёв или к истощению источника при естественном выветривании или техногенном дренировании. Режим установившейся фильтрации газа следует

также считать динамическим равновесием системы «влага-газ» в породном массиве, а существование газовой залежи – статическим равновесием.

Процесс нарушения естественного равновесия системы «влага-газ» с последующим формированием техногенной газовой залежи в углепородном массиве детально описан в работах [9,10]. В приведенной модели формирования техногенных скоплений газа, определяющим фактором является процесс разуплотнения и трещинообразования, связанный с подработкой породного массива горными выработками или бурением скважин, при котором происходит увеличение газонасыщенности (степени заполнения пор газом) за счёт увеличения объёма порового пространства, при котором газ первым обретает большую проницаемость и подвижность, и направляется к месту разуплотнения. Аналогичным образом могут формироваться и природные скопления газа при естественных геологических процессах, например, при смятии горных пород в складку и образовании трещиноватой зоны в сводовой части антиклинальных структур.

Рассмотрим случаи, статического равновесия системы (см.табл.1), когда фильтрация жидкости при высокой водонасыщенности не наблюдается. Состояние системы в этих случаях определяется количественным соотношением свободной и связанной воды, которое определяет абсолютную проницаемость породы в целом. Водоносный горизонт застойного режима является частным случаем, когда может наблюдаться равновесная насыщенность несмачивающей фазы. Имеет место влагонасыщение полное или близкое к нему, при небольшом содержании связанной влаги и достаточно высокой проницаемости, но движение жидкой фазы не происходит, так как отсутствует градиент давления. При полном или близком к нему влагонасыщении и низкой проницаемости, когда подавляющая часть поровой влаги находится в связанном состоянии, а доля свободной (гравитационной) влаги ничтожно мала или свободная влага полностью отсутствует, пласт непроницаем, как для воды, так и для газа, то есть является флюидоупором и может служить крышкой или экраном для газа или водоупором для воды.

Далее рассмотрим, чем определяется состояние равновесного насыщения обеими фазами (газовой и жидкой), в момент наступления равенства относительных фазовых проницаемостей, и какими параметрами при этом характеризуется состояние равновесия, то есть, при какой степени насыщения отдельными фазами для различных пород оно наступает и какие относительные фазовые проницаемости при этом наблюдаются.

Для определения относительных проницаемостей нефти, газа и воды П. Джонсом [4] на основании эмпирических данных, базирующихся на опытах Леверетта, были составлены уравнения, в которые одним из показателей входит содержание в поровом пространстве связанной воды, которое можно охарактеризовать коэффициентом остаточной водонасыщенности.

Уравнение зависимости относительной фазовой проницаемости для жидкой фазы от степени водонасыщенности и содержания связанной воды, согласно Джонсу [4] имеет вид:

$$K_{прв} = \left(\frac{G - I}{1 - I} \right)^3, \quad (1)$$

где $K_{прв}$ - коэффициент относительной фазовой проницаемости для воды, доли единицы; G - коэффициент водонасыщения (степень заполнения пор влагой), доли единицы; I - относительное содержание в породе связанной воды, доли единицы.

Соответственно, уравнение зависимости относительной фазовой проницаемости для газа имеет вид:

$$K_{прг} = \left(\frac{0,9 - G}{0,9 - I} \right)^2, \quad (2)$$

где $K_{прг}$ - коэффициент относительной фазовой проницаемости для газа, доли единицы.

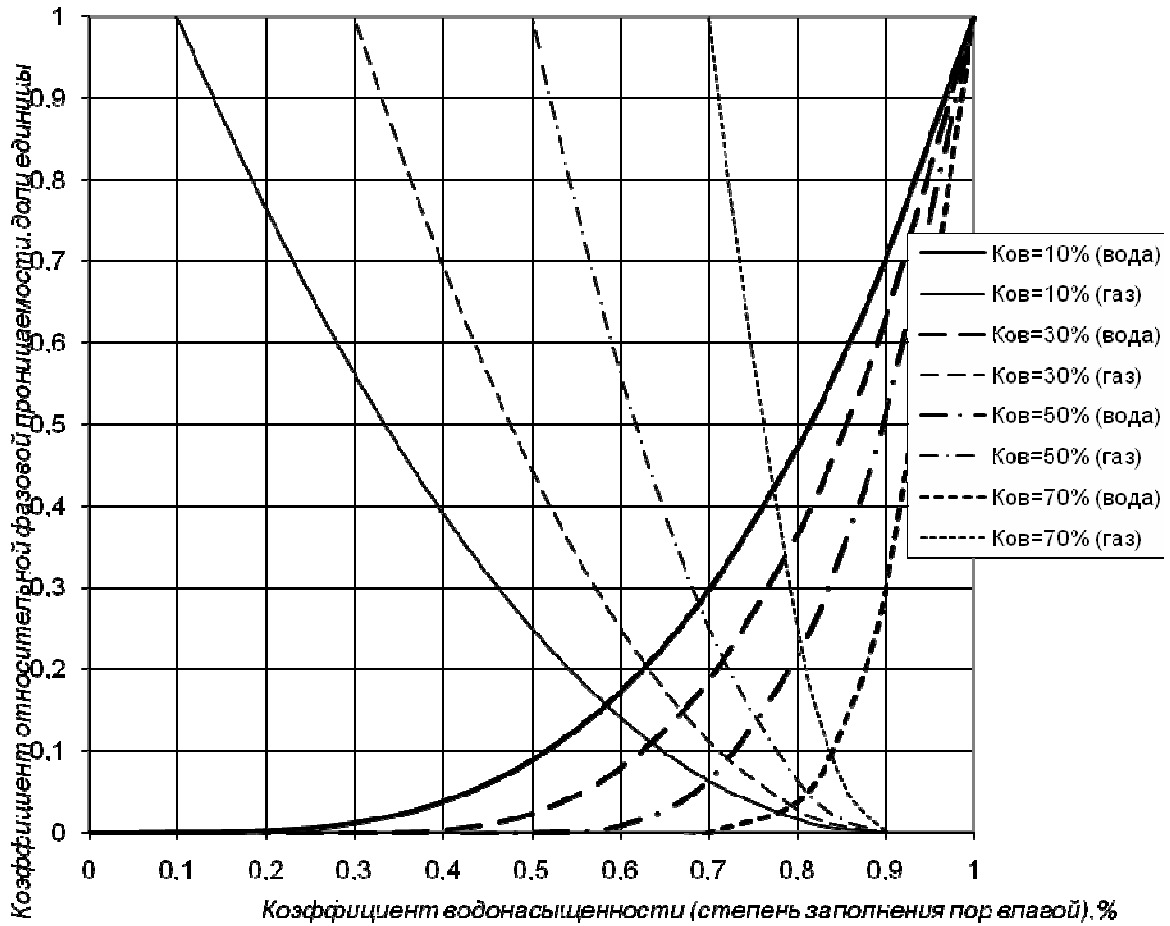


Рисунок 1 Зависимости относительных фазовых проницаемостей воды и газа от степени водонасыщенности пород при различном содержании связанной влаги

Если согласно приведенных формул построить ряд графиков, характеризующих зависимости относительных фазовых проницаемостей для воды и газа от степени насыщенности порового пространства отдельными фазами при различном содержании связанной воды (рис. 1), можно заметить, что с увеличением содержания связанной воды, точка равновесного насыщения обеими фазами (точка пересечения соответствующих кривых относительных фазовых проницаемостей для газа и воды) смещается в правую нижнюю часть графика – в область большей водонасыщенности и меньших значений фазовых проницаемостей. То есть, с увеличением содержания связанной влаги фазовое равновесие наступает при большей водонасыщенности, а относительные равновесные фазовые проницаемости для воды и газа при этом уменьшаются. Если из предложенных Джонсом уравнений составить систему, приравняв уравнение относительной проницаемости для воды к уравнению относительной проницаемости по газу, то решением этой системы будет прямая, которая аппроксимируется уравнением:

$$G_{равн} = 0,42K_{ов} + 54,2, \quad (3)$$

где $G_{равн}$ - водонасыщенность при равновесном насыщении газовой и жидкой фазой, %; $K_{ов}$ - коэффициент остаточной водонасыщенности, %.

Расчётные значения фазовых равновесных водонасыщений и соответствующих им относительных фазовых проницаемостей, полученные с использованием найденного уравнения (3), согласуются с эмпирическими данными различных исследователей о фазовых проницаемостях горных пород.

Для песчаников с остаточной водонасыщенностью в пределах 30% – 60% равновесная водонасыщенность составит 65 % - 80 %. Как отмечалось выше средняя степень водонасыщенности песчаников Донбасса составляет 65% - 70%. При количестве связанной влаги 90% относительные проницаемости для воды и газа становятся равными нулю, что соответствует состоянию флюидоупора.

Предлагаемая модель существования системы «влага-газ», на основе взаимного влияния её составляющих (воды и газа), в зависимости от их количественного соотношения в массиве горных пород, позволяет понять механизм формирования и условия сохранения газовых залежей, а также теоретически количественно обосновать параметры водо- и газонасыщенности пород-коллекторов и экранирующих газовые залежи покрывающих. Условием существования газовой залежи в песчаниках является присутствие в порах не менее 50 % газа при соответствующем давлении [1,11]. При больших значениях естественной влажности, когда степень заполнения пор влагой (водонасыщенность) составляет более 50 %, способность пласта быть коллектором определяется соотношением связанной и свободной воды. При остаточном водонасыщении, превышающем равновесное насыщение обеих фаз для данной породы (65 – 75 % для песчаников), пласт по своим свойствам может быть охарактеризован как флюидоупор. Пласт-коллектор, в свою очередь, может быть потенциально газо- или водонасыщенным, в последнем случае можно говорить о зонах возможных повышенных водопритоков. Газовая залежь в породном массиве может сформироваться, когда количество связанной влаги (остаточная водонасыщенность) не превышает 50 % и воздействие внешних факторов создаёт условия для разделения воды и газа.

Суммируя всё вышеизложенное, можно сделать следующие выводы.

Влага формирует не только эффективную пористость в поровом пространстве горных пород, занимая часть объёма пор и делая его недоступным для газа, но и определяет фазовую проницаемость в системе «влага-газ». И если свободная (гравитационная) влага может вытесняться газом при определённых условиях, то связанная влага (остаточная водонасыщенность), как бы дополняет твёрдую фазу породы, уменьшая её пористость. То есть, связанная влага играет двойную роль, с одной стороны уменьшая объём порового пространства, пригодный для фильтрации свободной воды и газа, а с другой, совместно со свободной водой, определяет фазовые проницаемости для газовой и жидкой фаз. Количественное соотношение фаз в системе «влага-газ» в массиве горных пород, которое характеризуется степенью насыщенности этими фазами, определяет относительные фазовые проницаемости каждой из фаз, и, как следствие, три состояния равновесной насыщенности системы: равновесное насыщение смачивающей фазы (воды - для гидрофильных пород), равновесное насыщение обеими фазами, равновесное насыщение несмачивающей (газовой) фазы. Под количеством жидкой фазы в данном случае следует понимать суммарное содержание свободной (гравитационной) воды и влаги, связанной поверхностью твёрдых частиц горной породы. Количество связанной воды определяет способность пласта быть коллектором и при содержании связанной воды, превышающем равновесное насыщение этими фазами порода становится слабопроницаемой как для воды, так и для газа. Количественное соотношение газовой и водной фаз также определяет состояние системы «влага-газ», как термодинамической системы, которая может иметь ряд равновесных состояний (2 динамических и 4 статических), выход из которых ведёт

к стремлению системы достигнуть равновесия и вновь вернуться к стабильному состоянию, что может сопровождаться количественным перераспределением газовой и жидкой фаз в породном массиве. Наиболее стабильным состоянием, в котором находится большинство горных пород, является статическое равновесие, при котором относительные фазовые проницаемости воды и газа равны между собой (для песчаников на один порядок ниже своей абсолютной проницаемости), а их суммарная проницаемость минимальна. Степень насыщенности, при которой наступает равновесное состояние и соответствующие ему значения относительных фазовых проницаемостей определяются содержанием связанной влаги (остаточной водонасыщенностью) и с её увеличением, закономерно, по линейной зависимости (см. формулу 3), смещаются в область большей водонасыщенности и меньших относительных фазовых проницаемостей – от 55 % для пород, несодержащих связанную влагу, при расчётных фазовых проницаемостях воды и газа около 16 %, до 90 % у флюидоупоров с нулевой проницаемостью.

Список литературы

1. Безручко К. А. Газонасыщенность и пористость выбросоопасных песчаников // Уголь Украины. -1994.-№1. – С. 48 – 49.
2. Быков Н. Е., Фурсов А. Я., Максимов М. И. Справочник по нефтепромысловый геологии.- М.:Недра, 1981.-525 с.
3. Геология нефти. Т.1 Основы геологии нефти / под ред. Н.А. Еременко.- М.: Гостоптехиздат, 1960.-592 с.
4. Джонс П. Д. Механика нефтяного пласта.- М.-Л.: Гостоптехиздат, 1947.-184 с.
5. Забигайло В. Е., Лукинов В. В. , Широков А. З. Выбросоопасность горных пород Донбасса.- Киев: Наукова думка, 1983.– 288 с.
- 6.Кобранова В.Н. Физические свойства горных пород.-М.: Гостоптехиздат, 1962.-492 с.
7. Кобранова В.Н. Петрофизика.-М.: Недра, 1986.-392 с.
8. Леверетт М. С. Движение водо-нефтяных смесей в нецементированных песках. // Методы интенсификации нефтеотдачи пластов.- М.-Л.: Гостоптехиздат, 1948.-
9. Лукинов В. В. Горно-геологические условия образования скоплений свободного метана на угольных месторождениях // Науковий вісник НГУ.- № 4.-2007.- С.55-59.
10. Лукинов В. В., Пимоненко Л. И. Тектоника метаноугольных месторождений Донбасса.- К.: Наук. думка, 2008.-352 с.
11. Лукинов В.В., Безручко К. А. Газоносність та газонасиченість пісковиків Донбасу різного ступеня постдіагенетичних перетворень // Геологія і геохімія горючих копалин,-1993.- №1 (82).-С.56–60.
12. Пирсон Д. С. Учение о нефтяном пласте.- М.: Гостоптехиздат, 1961.- 570 с.
13. Пыхачёв Г.Б., Исаев Р.Г. Подземная гидравлика.-М.: Недра, 1972.- 360 с.
14. Ханин А.А. Породы-коллекторы нефти и газа и их изучение.-М.: Недра,1969.-368 с.
15. Щелкачёв В. Н., Лапук Б. Б. Подземная гидравлика.- М.-Л.: Гостоптехиздат, 1949.- 523 с.
16. Botset M. G. Flow of gas-liquid mixtures through consolidated sands. // Trans. AIME.- 1940.- № 136.- P.91.
17. Bulnes A. C., Fitting R. U. An introductory discussion of the reservoir performans of limestone formations. //Trans. AIME. Petrol Techn.- 1945.- № 1.- P.1791.
18. Wycoff R. D., Botset M. G. Flow of gas-liquid mixtures unconsolidated sands. // Phisics.- 1936.-№ 7.

ДЕКОРАТИВНО-КАЧЕСТВЕННАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЦВЕТНОГО ЖИЛЬНОГО КВАРЦА ВОСТОЧНЫХ БЛОКОВ УКРАИНСКОГО ШИТА

П.Н. Баранов, Л.И. Цоцко, Национальный горный университет, Украина

Рассмотрены геологические условия локализации цветного жильного кварца Среднеприднепровского и Приазовского мегаблоков УЩ. Разработана классификация генетических типов и определена декоративно-качественная характеристика кварцевого сырья каждого из них.

Состояние проблемы. На территории Украины разведано восемь месторождений и выявлено около 300 проявлений 40 видов ювелирного и ювелирно-поделочного камня, но промышленно добывается только янтарь, что обуславливает дефицит отечественных цветных камней и изделий из него на рынке и приток самоцветов из-за рубежа [1]. Одной из главных причин такого положения является недостаточная обеспеченность отечественной ювелирной и камнеобрабатывающей промышленности сырьем требуемого качества. Изучение жильного кварца восточных блоков Украинского щита (УЩ) как камнесамоцветного сырья проводилось эпизодически и не носило систематического характера, хотя согласно закону Украины «О государственном регулировании добычи, производства и использования драгоценных металлов и драгоценных камней и контроле над операциями с ними» (от 18 ноября 1997 года) относится к полудрагоценным камням IV порядка. Сегодня повышение экономической эффективности разработки месторождений при попутном отборе цветного кварцевого сырья возможно на действующих предприятиях по добыче декоративных гранитов, стройматериалов, динаса, а также в перспективе при добыче технического кварца. Поэтому определение сортности (групп качества), декоративно-художественных и технологических свойств, области применения в камнерезной и ювелирной промышленности цветного жильного кварца является весьма актуальной задачей.

Цель и задачи исследований. Цель исследований состоит в систематизации и анализе геологической информации об условиях локализации цветного кварца докембрийских образований восточных блоков УЩ и оценке качества для расширения области его применения как камнесамоцветного сырья. Для достижения этой цели необходимо решить следующие основные задачи:

1. Разработать генетическую классификацию месторождений и проявлений цветного жильного кварца.
2. Установить декоративные и технологические свойства, определяющие сортность и область применения цветного кварцевого сырья различного генезиса.

Изложение основного материала. В пределах Украинской кварценозной провинции, расположенной в южной части Восточно-Европейской платформы, выявлены докембрийские безрудные кварцевые жилы пространственно и генетически связанные с пегматитами и гранитоидами Украинского щита (УЩ), а также более поздние кварцево-жильные образования, приуроченные к осадочно-метаморфизованным палеозойским отложениям Донбасса [2]. Последующими исследованиями в соответствии с геологическим районированием территории Украины выделено пять полей повышенной концентрации кварцосодержащих объектов [3]. В течение 2001-2009 гг. сотрудниками Геммологического центра НГУ изучены многочисленные проявления кварцево-жильной минерализации различного генезиса на площади восточных мегаблоков УЩ. В качестве объектов исследований были выбраны гранитные массивы, гнейсо-мигматитовые комплексы, пегматитовые поля и тектоно-метасоматические зоны разломов, в которых по данным предварительных работ локализируются жилы кварца [4,5,6,7,8], но отсутствует систематизация геологических данных о проявлениях сырья с декоративными свойствами.

Жильный кварц гранитных массивов. Токовское проявление цветного жильного кварца расположено южнее с. Красный Запорожец Днепропетровской области на правом берегу р.

Каменка. В геоструктурном отношении участок находится в северной части Токовского гранитного массива (Днепровский блок). Кварцевые жилы серого и светло-розового цвета отмечены в толще красных токовских гранитов и обнажаются несколькими участками на площади около 500 м². Выделены две декоративные разновидности сырья по цвету пригодные для изготовления декоративно-художественных изделий: розовый и темно-серый кварц.

Жильный кварц гнейсо-мигматитовых комплексов. *Шолоховское проявление* расположено на северо-западной окраине с. Шолохово Днепропетровской области, на правом склоне реки Базавлук. В геоструктурном отношении проявление приурочено к западной части Базавлук-Чертомлыкско-Верховцевской зоны на ее границе с Токовским гранитным массивом в южной части Днепровского блока. В основании разреза залегают граниты и мигматиты Днепровского комплекса, перекрытые маломощным покровом кайнозойских отложений. Метабазиты образуют мощную зону (до 3-4 км), сложенную слоями амфиболитов среди мигматитов. Метабазитовая полоса имеет субширотное простирание и очень крутое (до 80°) падение на юг. Амфиболиты инъецированы жилами аплитовидных гранитов, аплитов, пегматитов и кварца различной мощности, содержат пачки мигматитов и других метасоматических пород (альбит-амфиболовых, кварц-цоизит-роговообманковых, цоизитовых), образование которых связано с постмагматической фазой развития Токовского массива. Гидротермальный генезис кварца подтверждается положением жилы относительно вмещающих пород, наличием апофиз, зональным строением жилы, парагенетическими взаимоотношениями между кварцем и цоизитом. Жила кварца залегает субсогласно с вмещающими породами и исследована скважинами на глубину до 50 м. Азимут простирания изменяется от 260° до 280° (в западной части), азимут падения – 170°-190°, угол падения – 75°-80°. По простиранию жила прослежена горными выработками на 185 м к западу от правого берега реки, признаков выклинивания не отмечается. На левом берегу наблюдается продолжение этой жилы в виде разрозненных выходов. Мощность жилы изменяется от 12 до 20 м (средняя 14,5 м). Местами присутствуют линзообразные включения боковых пород размером до 5 м в поперечнике. Вертикальные и горизонтальные трещины разбивают кварц на плитчатую или глыбово-кубическую отдельности. Расстояние между горизонтальными трещинами колеблется от 5 до 60 см (в среднем 15-20 см), вертикальными – 10-80 см (в среднем 20-30 см).

Строение жилы зональное. Розовый кварц в виде обособлений различной формы наблюдается в центральной части жилы (мощностью около 5 м). По направлению к зальбандам серовато-бурый кварц постепенно сменяется буровато-серым и светло-серым, а на контакте с вмещающими породами – зеленовато-серым кварцем. Вытянутость мозаичных агрегатов кварца и ориентировка чешуек слюды и хлорита в одном направлении определяют полосчатую текстуру породы. Все цветовые разновидности имеют плотную афанитовую структуру с хорошо выраженной слоистостью, ориентированной параллельной зальбандам. В виде примесей присутствуют биотит, гематит, хлорит, ильменит, пироксен, амфиболы и пирит. Пылеватые включения в кварце расположены по контуру зерен и в местах перекристаллизации.

Розовый кварц обнажения изучался в качестве сырья для получения динаса и до 1940 года использовался для нужд Запорожского металлургического завода. Предварительным опробованием кварц признан перспективным для изготовления ювелирно-художественных изделий, так как имеет декоративные и технологические свойства [9]. Сырье хорошо принимает полировку до зеркальной поверхности, в полированном виде приобретает розово-бурю окраску с сиреневым оттенком, просвечивает, некоторые образцы имеют размытый полосчатый текстурный рисунок.

Марьевское проявление жильного кварца расположено в восточной части с. Токовское Днепропетровской области на правом берегу р. Каменка. В геоструктурном отношении проявление приурочено к Днепровскому блоку (северная часть Токовского гранитного массива). Кварцевая жила мощностью около 8 м имеет юго-восточное простирание по азимуту 120°, падение на северо-восток по азимуту 300°, угол падения жилы составляет 70-80°. По старым выработкам жила прослежена в северо-западном направлении до русла реки Каменки на протяжении 300 м. Жильный кварц участка представляет собой мономинеральную кварцево-

жильную породу гидротермально-метаморфогенного генезиса, содержащую небольшие включения инородных минералов (плагиоклаза, биотита, роговой обманки, хлорита, мусковита). Текстура массивная, структура среднезернистая. Показатель преломления 1,541, удельный вес 2,58 г/см³. Декоративные разновидности представлены молочно-белым, розовым с бурыми пятнами и желтым кварцем. Полупрозрачность кварца и молочно-белый цвет обусловлены многочисленными вторичными газово-жидкими включениями, а иногда и включениями других минералов, расположенными вдоль залеченных трещин. Часто мелкие включения в местах перекристаллизации создают эффект звездчатости, значительно повышающий декоративность камня. Окраска розового кварца определяется гидроокислами титана, а бурая и желтая – гидроокислами железа. Сырье принимает полировку высокого качества, хорошо обрабатывается.

Кварцево-жильное сырье невыветренных цветных разновидностей проявлений Карла Маркса, Новосолдатское и Стеклянная Гора этого генетического типа также пригодны для изготовления декоративно-художественных изделий.

Жильный и ядерный кварц пегматитов. *Петропавловское проявление* расположено на окраине с. Петропавловка Днепропетровской области. В геоструктурном отношении площадь находится в западной части Днепровского блока УЩ (Базавлукское пегматитовое поле). По обоим берегам р. Базавлук в северном направлении выявлено 5 участков выходящих на дневную поверхность светло-серых и светло-розовых пегматитов мощностью от 15 до 20 м, которые пересекаются жилами светло-серого кварца мощностью от 0,3 до 4 м. Кварц в основной массе трещиноватый, декоративность выветренных разновидностей невысокая.

Староигнатьевское проявление находится на южной окраине с. Староигнатьевка Донецкой области на правом склоне р. Дубовка. В геоструктурном отношении участок расположен в Приазовском мегаблоке УЩ (Волновахское пегматитовое поле). Среди гранитов дубовского типа в виде шлиров, линзовидных тел и жил развиты пегматиты со светло-серым или молочно-белым кварцем. Кварцевое ядро прослежено по простиранию на 12 м, по падению на 3 м, видимая мощность составляет 5 м. Сырье невыветренных разновидностей пригодно для изготовления изделий.

Морвинское проявление находится восточнее хут. Морвино Донецкой области на правом склоне долины р. Кальмиус. В геоструктурном отношении участок расположен в северо-восточной части Приазовского мегаблока УЩ (Волновахское пегматитовое поле). Пегматитовая жила мощностью до 20 м залегает среди гранитов и прослежена на протяжении 150 м по азимуту 350°. В центральной части жилы расположено кварцевое ядро, с обеих сторон окаймленное блоковым пегматитом. Краевые части жилы слагает пегматит графической структуры мощностью от 0,4 до 1,6 м. Кварц окрашен в серый цвет различных оттенков и насыщенности, хорошо принимает полировку и может быть использован при изготовлении декоративно-художественных изделий.

Кварцевое сырье месторождений и проявлений Елисеевского пегматитового поля (слюдо-носно-керамическая формация) обладает хорошими декоративными свойствами, принимает полировку высокого качества и может применяться в камнеобрабатывающей промышленности.

Жильный кварц тектоно-метасоматических зон. *Тритузненское проявление* находится в пределах одноименного месторождения гранитов, расположенного на правом берегу реки Днепр в пос. Тритузное у северо-восточной окраины г. Днепродзержинска. В структурном отношении участок расположен в полосе интенсивно дислоцированных пород зоны Днепродзержинского глубинного разлома. Гранитоиды месторождения вскрыты карьером и обрабатываются механизированным способом главным образом для получения щебня. Зоны тектонической переработки исходных пород имеют различную ориентировку, неодинаковую степень интенсивности проявления и различный возраст. В участках максимального проявления процессов катаклаза пород в пределах карьера наблюдаются зоны тектонического разлинзования, рассланцевания и милонитизации. Простирание основных зон катаклаза северо-восточное, элементы залегания плоскостей разрывов – азимут падения 120° - 160°.

угол падения 70° - 80° . В кварц-эпидотовых метасоматических телах и жилах выполнения с эпидотом тесно ассоциирует кварц, находящийся чаще всего в подчиненном количестве. Однако распределение гидротермально-метасоматического кварца в массиве пород Тритузненского проявления значительно шире – он образует ядерные части кварц-микроклиновых жил, а более поздний кварц проявляется в виде секущих жил и прожилков. В ряде случаев в таких образованиях помимо молочно-белого кварца встречаются голубовато-серые полупрозрачные его разновидности. Прожилки и гнезда кварца нередко занимают секущее положение в кварц-эпидотовых зонах метасоматоза. Пятнистый и пейзажный рисунки, образованные мелкими выделениями красного полевого шпата и гнездами и прожилками светло-серого прозрачного кварца, придают каждому образцу эпидозита (унакита) художественную неповторимость.

Проявления в долине р. Днепр. Геологические обнажения пород тектоно-метасоматических зон в окрестностях Днепропетровска (главным образом правобережной части) аналогичны Тритузненскому проявлению, хотя по масштабам уступают последнему. Это Таромское и Новокайдакское проявления, серия участков по трассе Днепропетровского метрополитена и объекты на Новониколаевском месторождении гранитов. Проявления левого берега Днепра – в пределах действующих гранитных карьеров – Рыбальское, Любимовское и Первомайское.

Проявление Новониколаевское-2 находится северо-западнее с. Новониколаевка Днепропетровской области. В геоструктурном отношении площадь участка расположена в Сурско-Токовском комплексе Днепровского блока. Проявление представляет собой действующий бутощебеночный карьер размером $1,2 \times 0,3$ км, разрабатываемый 5 уступами. Зоны эпидотизации мощностью от 0,5 м до 20 – 30 м встречаются по всему периметру карьера, среди гранитов и амфиболитов. Массив пород разбит разноориентированными трещинами и трещинными зонами с гидротермально-метасоматической кварц-эпидотовой минерализацией. В эпидозитах зеленого цвета разной насыщенности и оттенков часто наблюдается причудливый текстурный рисунок (пейзажный или текстильный), выполненный включениями в виде пятен, гнезд и прожилков серого и светло-розового кварца. Порода хорошо принимает полировку, а наличие мелких кварцевых жилок различной окраски и мощности улучшает декоративность образцов.

Породы тектоно-метасоматических зон с прожилками, линзами, пятнами прозрачного и полупрозрачного кварца различного цвета, существенно повышающими декоративность породы, проявлений Радионовское, Голубые Скалы, Хлебодаровское, Волосское, Первомайское-1 принимают полировку высокого качества и пригодны для изготовления художественных изделий и мозаики.

Цветное кварцевое сырье эндогенного происхождения Среднеприднепровского и Приазовского блоков УЩ представлено такими природными разновидностями: сливной, будинированный, катаклазированный, кристаллы и их друзы.

Оценка качества цветного камня предполагает предварительное изучение его декоративных, физико-механических и потребительских свойств. При определении декоративности важнейшими параметрами являются: окраска и ее насыщенность, степень прозрачности, наличие рисунка, поверхностные оптические эффекты. К главнейшим физико-механическим (технологическим) параметрам относят: твердость, хрупкость, вязкость, полируемость, размеры бездефектных областей и др., которые практически обуславливают выбор рациональной схемы обработки цветного камня. Потребительские параметры определяются экологической чистотой, спросом, ликвидностью, традициями наций и др. Совокупность перечисленных свойств дает представление о качестве и сортности исходного сырья [10, 11].

Группировка месторождений (проявлений) и выделение генетических типов кварцевого сырья проводились с использованием литературных материалов и учетом данных собственных полевых геологических наблюдений. Декоративно-качественная характеристика и сортность каждого генетического типа цветного кварца определены в результате лабораторных исследований. Установлено, что декоративно-качественными свойствами кварцевого сырья являются прозрачность, цвет и текстура. Особенности генезиса влияют на форму и размеры кварцевых тел, обуславливают наличие включений, и в итоге определяют качество и ценность сырья (таблица).

Сортность цветного кварцевого сырья восточных мегаблоков УЩ

Вмещающие породы	Форма и мощность кварцевых тел	Декоративно-качественная характеристика	Сорт (ОСТ 41-128-77)
Граниты	Жилы, до 15 см	Светло-серый, фиолетовый, желтый, полупрозрачный, непрозрачный	I, III
Гнейсы, мигматиты	Пласты, до 30 м	Светло-серый, желтый, красновато-коричневый, сланцеватый, непрозрачный	II, III
	Жилы, до 3 м	Розовый, серо-розовый, серозеленый, просвечивающий в тонких сколах	I, II, III
	Трещины отрыва (жилы альпийского типа)	Кристаллы, щетки и друзы	I, II, III
Пегматиты	Жилы, до 20 см	Светло-серый полупрозрачный (льдистый)	II, III
	Жилы, до 10 м	Молочно-белый в биотитовой рубашке	III
	Жилы, до 30 см	Дымчатый, полупрозрачный, непрозрачный	II, III
	Ядерный, блоковый, до 6 м	Серый разных оттенков и насыщенности, светло-розовый, полупрозрачный	I, II
Граниты, сиениты, гнейсы (тектоно-метасоматические зоны)	Жилы, до 3 м	Молочно-белый с обломками вмещающих пород (брекчия)	II, III
	Жилы, до 30 см	Светло-серый, светло-розовый, прозрачный, полупрозрачный, непрозрачный	I, II
	Пласты, до 20 см (плоскость разрывного нарушения)	Плотная порода с сланцеватой текстурой (милонит)	III

Выводы

- В пределах восточных блоков УЩ установлены следующие генетические типы цветного жильного кварца, перспективного для использования в качестве камнесамоцветного сырья: жильный кварц гранитов и гнейсово-мигматитовых пород, жильный и ядерный кварц пегматитов, жильный кварц тектоно-метасоматических зон.
- Определены декоративно-качественные свойства и сортность цветного кварца каждого генетического типа.

Список литературы

1. Коштовне та декоративне каміння України / В.І. Павлишин, В.В. Индутний, О.М. Платонов, Д.К. Возняк // Мінералогічний журнал. – 1998. – 20, № 1. – С. 108–117.
2. Дроздов В.П., Мирочников Н.Н., Коваленко В.П. Жильный кварц СССР и перспективы его промышленного использования. – М.: ВИЭМС, 1979. – 65 с.
3. Панченко В.И., Василишин И.С., Павлишин В.И. Жильный кварц Украины, возможности его промышленного использования // Минералогия рудных месторождений Украины. – К.: Наук. думка, 1984. – С. 237–245.

4. Жильный кварц України: мінералогічна характеристика перспективних рудопроявів / Павлишин В.І., Возняк Д.К., Галабурда Ю.А., Гречановська О.Є. // Мінералогічний журнал. – 2001. – 23, № 1. – С. 11–23.
5. Кузнецов С.К. Пространственно-временные закономерности формирования жильного кварца: Автореф. дис. ... д-ра геол.-минерал. наук. – Сыктывкар, 1998. – 48 с.
6. Баранов П.Н., Шевченко С.В. Камнесамоцветное сырье Украины // Горный журнал. – 2005. – № 8. – С. 39–43.
7. Киевленко Е.Я., Сенкевич Н.Н. Геология месторождений поделочных камней. – М.: Недра, 1983. – 262 с.
8. Мельников Е.П., Колодиева С.В., Ярмак М.Ф. Методы изучения и оценки месторождений кварцевого сырья. – М.: Недра, 1990. – 168 с.
9. Цветные камни Украины / Семенченко Ю.В., Агафонова Т.И., Солонинко И.С. и др. – К.: Будівельник, 1974. – 188 с.
10. Баранов П.Н. Геммология: диагностика, дизайн, обработка, оценка самоцветов. – Днепропетровск: Изд-во "Металл", 2002. – 208 с.
11. Индутьный В.В., Гелета О.Л. Проблема об'єктивного визначення декоративності природного каміння з урахуванням способів його використання // Коштовне та декоративне каміння. – 1999. - № 3. – С. 10-17.

К ВОПРОСУ О РЕАЛИЗАЦИИ ПОТЕНЦИАЛА ЗАПАСОВ КАМНЕСАМОЦВЕТНОГО СЫРЬЯ УКРАИНЫ НА ОСНОВЕ ИХ ГЕММОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ

С.В. Шевченко, Национальный горный университет, Украина

Проанализированы существующие системы оценки драгоценных камней, особенности нормативно-правовой базы Украины. Приведена геммологическая классификация объектов Украины, содержащих камнесамоцветное сырье. Предложена методика стоимостной оценки камнесамоцветного сырья с учетом требований рынка.

Создание необходимой минерально-сырьевой базы, отвечающей современным требованиям к качеству цветных камней и экономическим условиям отработки месторождений, является актуальной задачей. Сегодня в Украине нет единой методики оценки качества камнесамоцветного сырья (КСС). Государственная геологическая служба руководствуется ГОСТами советского времени, которые разработаны в условиях плановой экономики, устарели и не приемлемы в современный период рыночных отношений. Согласно постановлению Министерства финансов Украины от 3 января 2002 года в Украине отменены ГОСТы и ОСТы бывшего Советского Союза на камнесамоцветное сырье. Взамен предложена аттестация сырья, осуществляемая его собственником. Геммологический центр при Министерстве финансов Украины публикует в журнале «Коштовне та декоративне каміння» прейскуранты, содержащие данные о средней рыночной стоимости по отдельным видам сырья.

Специфика стоимостной оценки КСС заключается в том, что для этого вида полезного ископаемого (не считая алмаза и некоторых других камней) не разработаны нормативные документы, которые являются основой для экономических расчетов. Прежде всего, это касается кондиций, технологий переработки. Поэтому практически для каждого вида КСС необходимо разрабатывать требования промышленности к качеству сырья, где определяются сортовые группы, виды изделий. И только после этого возможно осуществить геолого-экономическую оценку изучаемого объекта (участка, месторождения) недр.

Традиционная методика оценки камнесамоцветного сырья. В мировой оборот вовлечено свыше ста видов самоцветов, что вызывает необходимость их квалифицированной оценки специалистами-геммологами на различных стадиях рыночных отношений. Для наиболее популярных камней – алмаза, рубина, сапфира, изумруда, а также янтаря и жемчуга – разработаны специальные системы оценки качества и стоимости. С ростом внимания рынка к другим видам самоцветов возникает необходимость создания соответствующих систем оценки, которые в методологическом аспекте будут близки к уже разработанным.

Ключевым моментом в данной сфере является понимание того, что для каждого вида камня существуют собственные критерии оценки качества. Так, для рубина, сапфира, изумруда таковыми являются масса, цвет, насыщенность, оттенок, размеры бездефектных областей. Чистота также играет определенную роль в их оценке, однако знания о том, какой чистоты встречаются эти камни в природе, позволяют заранее относить их в разные группы (например, изумруд характеризуется наличием большого числа трещин, включений). Сложившийся ассортимент продукции (различные формы огранки) привел к формированию преискурантов, где стоимость камня растет по мере улучшения показателей качества.

Особняком стоит алмаз, рынок которого является наиболее упорядоченным в отличие от хаотичного рынка остальных цветных камней. Сортировка алмаза в сырье основывается на массе, форме кристаллов, их цвете и чистоте. Определение стоимости уже ограненных бесцветных алмазов (чаще всего в форме бриллианта – для наилучшего выявления игры света) также основывается на использовании преискурантов, сформированных по массе, цвету и чистоте. Камни массой свыше 10,9 карат оцениваются индивидуально. Наличие значительного объема цветных алмазов привело к разработке специальных стратегий для выхода на рынок и, по сути, созданию новых ниш.

Появление культивированного жемчуга как самостоятельного продукта привело к необходимости создания соответствующих систем оценки. Так, жемчуг Акойя оценивается следующим образом.

В баллах от 1 до 10 измеряются такие качественные характеристики, как цвет/оттенок, форма, блеск, толщина перламутрового слоя, дефекты поверхности, сходство пар. Далее следует итоговая оценка, когда каждый набранный балл умножается на соответствующий множитель (сумма множителей равна 1 или 100%), который отличается для разных характеристик качества.

Итоговая цифра позволяет отнести жемчужины к одному из четырех существующих сортов. И, наконец, зная диаметр жемчужины, с помощью сформированного преискуранта определяют стоимость нитки (ожерелья), учитывая при этом ее длину. Сходным образом оценивается черный таитянский жемчуг, жемчуг Южных морей и другие виды жемчуга.

Однако следует обратить внимание на то, что каждая из качественных характеристик имеет определенную долю в итоговой оценке, что в конечном счете влияет и на стоимость жемчужины. Доля цвета/оттенка составляет лишь 10% в итоговой оценке, тогда как доли блеска и толщины перламутрового слоя (наиболее важных в оценке жемчуга и безусловно связанных между собой показателей) составляют по 25% каждая.

Нечто подобное можем видеть и для янтаря. Показателями качества здесь выступают размеры образца, наличие инклюд (включений ископаемой флоры и фауны) и такой интегральный показатель, как красота, соединяющий в себе цвет, прозрачность и форму. Проанализировав данные характеристики качества, находят цену для изучаемого образца.

Проанализированные системы оценки позволяют сделать вывод о том, что для каждого вида камня действительно важны только ему присущие характеристики качества, и только для этого вида камня они будут занимать определенную долю в итоговой оценке.

При этом зарубежные субъекты хозяйствования в сфере драгоценных камней руководствуются, как правило, одним-двумя основными законодательными актами, регулирующими не конкретную отрасль, а экономику вообще (в США, например, Горный кодекс и закон о предпринимательской деятельности).

Драгоценные камни независимо от названия – это просто *"gems"*, они никак не классифицируются в отличие от того, как это принято в Украине. И уж тем более таковыми не могут быть синтетические и искусственные драгоценные камни, хотя именно этот смысл заложен в отечественных нормативных документах.

Успешное развитие экономики государства сопровождается совершенствованием его нормативно-правовой базы. Хозяйственная деятельность в сфере оборота драгоценных камней является одной из самых прибыльных и приоритетных в большинстве стран мира с развитой рыночной экономикой. В Украине рынок драгоценных камней по-прежнему нуждается в повышенном внимании государства со стороны законодательного регулирования.

Законодательством Украины регулируется добыча, производство драгоценных камней, лицензирование хозяйственной деятельности в этой сфере, правила торговли драгоценными камнями и ювелирными изделиями, особенности налогообложения, внешнеэкономическая деятельность, ответственность за правонарушения [26].

Согласно существующей нормативно-правовой базе, при осуществлении хозяйственной деятельности в сфере оборота драгоценных камней необходимо руководствоваться Кодексом Украины о недрах (от 27 июля 1994 г.), Горным законом Украины (от 6 октября 1999 г.), Законом Украины "О государственном регулировании добычи, производства и использования драгоценных металлов и драгоценных камней и контроле над операциями с ними" (от 18 ноября 1997 г.), а также Классификацией запасов и ресурсов полезных ископаемых государственного фонда недр (от 5 мая 1997 г.), и другими нормативно-правовыми документами законодательства Украины в таких сферах, как лицензирование, использование и учет драгоценных камней, торговля, государственный контроль качества продукции, налогообложение и др.

Согласно законодательству Украины в данной сфере, в ходе подготовки необходимых документов непосредственно для добычи, производства и реализации драгоценных камней, должны быть получены как минимум три лицензии.

Получение необходимых лицензий занимает значительный отрезок времени (более года), а выполнение всех лицензионных условий требует значительного оттока дополнительных денежных средств, что не может не влиять на оборот капиталовложений. На наш взгляд, такая процедура старта и осуществления хозяйственной деятельности в сфере оборота драгоценных камней является громоздкой и усложняет работу предприятий, а также не способствует развитию отечественного камнесамоцветного рынка.

Вполне естественно, что законодательство о драгоценных камнях должно преследовать такие основные цели, как: государственная поддержка внутреннего рынка, помощь государства при интеграции в мировой рынок; защита от вывоза культурных ценностей, каковыми являются драгоценные камни; осуществление государственного контроля над использованием и охраной недр; создание благоприятного налогового и кредитного климата для деятельности участников рынка драгоценных камней.

Однако на практике государство осуществляет лишь контроль над деятельностью хозяйствующих субъектов и защищает граждан от мошенничества в данной сфере. Все остальные вышеперечисленные цели государство осуществляет с точностью наоборот.

Закон эффективно препятствует вступлению в отрасль новых хозяйствующих субъектов. Деятельность по добыче драгоценных камней подлежит лицензированию. Лицензии предоставляются только после предварительного согласования с соответствующими государственными органами. Лицензии выдаются после проведения экспертизы и оценки запасов полезных ископаемых. Законодательством установлены высокие требования к материально-технической базе, необходимой для осуществления определенной хозяйственной деятельности по добыче и торговле драгоценными камнями и изделиями из них.

В интересах государства поддерживать внутренний рынок драгоценных камней. Этого можно добиться путем увеличения числа малых и средних предприятий, которым будет выгодно работать в небольшом секторе рынка. Государство должно привлекать инвестиции в добывающую отрасль. Добыча драгоценных камней в Украине традиционно не была само-

стоятельной, а лишь сопровождала более широкую разработку полезных ископаемых. Как таковой, добычи драгоценных камней в Украине не существует (за исключением монопольной добычи янтаря государством в соответствии с ЗУ «О предпринимательстве»).

Зарубежный опыт (Австралии, Таиланда, ряда стран Африки) убеждает, что только освобождение от налогов или льготное налогообложение работ по добыче, производству и использованию драгоценных камней смогут вывести ювелирную отрасль из тени и создать ювелирный рынок, который послужит эффективным рычагом для подъема экономики страны.

Таким образом, проблемными вопросами действующего законодательства, требующими внесения соответствующих изменений, остаются: разрешение добычи драгоценных камней частным предпринимателям с упрощенной процедурой получения лицензии; создание благоприятного налогового климата.

Отдельные предприятия все же работают в сложившихся условиях, однако не с отечественными товарами (сырьем и изделиями), а с импортными. Между тем, разнообразие украинских самоцветов вполне достойно внимания со стороны бизнеса и создания на этой основе новых рабочих мест.

Виды камнесамоцветного сырья Украины. Многочисленные геологические исследования [1,2], проведенные на территории Украины, свидетельствуют о наличии здесь КСС, которое удовлетворило бы запросы отечественного рынка. Это такие разновидности, как агат, джеспилит, кварц цветной, содалитовый мариуполит, окаменелое дерево, графический пегматит, серпентинит, соколиный, тигровый и кошачий глаз, эпидозит, и др. Все они могут извлекаться попутно на действующих горнодобывающих предприятиях, т.к. для этого не требуется особых капиталовложений. Ниже в таблице приведена информация о наиболее перспективных, на наш взгляд, видах цветного камня Украины.

Методика стоимостной оценки КСС с учетом требований рынка. В практике отечественной производственной геологии сложилось так, что в ходе геолого-поисковых работ, а также на этапах предварительной и детальной разведки оцениваются геологические и технологические показатели, расчеты касаются в основном затрат на разработку и заканчиваются оценкой себестоимости единицы объема продукции.

Оценка КСС характеризуется особенностями его добычи и использования и в отличие от методов оценки других полезных ископаемых обязательно учитывает возможный ассортимент изделий из цветного камня данного месторождения (проявления), спрос на него, возможность получения дополнительной прибыли за счет перераспределения средств и планирования дополнительных групп товаров [5]. Именно эти элементы отсутствуют сегодня в практике геологоразведочных служб, и это существенно мешает внедрению адекватных финансовых механизмов для развития камнеобрабатывающей отрасли в целом.

1. Объект цветного камня приобретает инвестиционную привлекательность при получении положительных экономических показателей производства декоративно-художественных и ювелирных изделий из сырья месторождения (проявления). При этом специфика КСС заключается в том, что область его применения находится в искусстве. Поэтому оценка КСС – это определение его качества применительно к использованию, прежде всего, в декоративно-прикладном искусстве и архитектуре [6, 7, 8]. Оцениваемые запасы цветного камня имеют реальную стоимость только тогда, когда становятся объектом рынка.

Следовательно, схема оценки КСС выглядит следующим образом: изучение декоративных и технологических свойств – дизайн изделий на основании результатов градуировки свойств камня – разработка технологических карт для изготовления изделий по дизайнерским проектам – выявление требований к качеству сырья каждого вида изделий – стоимостная и художественная оценка изделий и сырья.

2. Стоимость изделий из цветного камня зависит от оригинальности выявленного дизайнерского решения, которое также влияет и на стоимость сырья [3], которая формируется в определенной последовательности: дизайн – товар (изделие) – рынок. Главным этапом является дизайн, который оригинальностью своих решений определяет спрос, на что соответствующим образом реагирует рынок. Как правило, сырье, для которого разработаны новые ди-

зайнерские решения, пользующиеся повышенным спросом на рынке, характеризуется повышением стоимости.

3. При попутной добыче даже незначительные запасы цветного камня представляют коммерческий интерес, т.к. могут являться коллекционным сырьем или использоваться в качестве материала для авторских работ. Кристаллы или их агрегаты хорошего качества, представляющие минералогический интерес и извлеченные без механических повреждений, могут послужить незаменимым товаром для частных коллекций и музеев, а также сырьем для изготовления авторских ювелирных изделий. Попутная добыча КСС повышает стоимость месторождения, и в то же время понижает себестоимость производства основной товарной продукции (при соответствующем объеме переработки).

4. Добыча и обработка цветного камня влияет на традиции и культуру народов и стран, на территории которых находится минеральное сырье.

Вышеперечисленные особенности оценки КСС являются самостоятельными научными направлениями и имеют свои методологические аспекты, рассмотрение которых выходит за рамки данной работы.

Геммологическая оценка самоцветов включает четыре этапа: градуировка свойств, дизайн на основе результатов градуировки; разработка технологии изготовления изделий и составление технологических карт; стоимостная оценка изделий и сырья.

Градуировка свойств КСС – метрическая операция, при помощи которой устанавливают значение меры измерения с требуемой точностью в принятых единицах. Основные параметры для градуировки камня: размер, форма, цвет, просвечиваемость, твердость, вязкость, текстурный рисунок, трещиноватость, фактура, спайность, блеск.

На этом этапе возможно определить стандартные (известные) технологические приемы, т.е. определить вид изделий (тела вращения, изделия с плоскогранными поверхностями, художественная резьба). Итогом работы оценщиков при таком подходе являются различного рода прейскуранты.

Однако такой поход не повышает интереса к товару, а следовательно и не способствует росту стоимости сырья.

Мировой рынок КСС с большим интересом "принимает" оригинальные, высокохудожественные изделия, в которых видна творческая мысль. В результате повышается интерес к этому сырью, а следовательно и растет стоимость. Решить эту задачу помогает ДПК.

Под дизайном КСС понимают художественное проектирование свойств КСС в виде декоративно-художественных и ювелирных изделий, а также абстрактных предметов. Успех дизайнерских разработок достигается на основе установленных закономерностей между декоративными свойствами КСС и декоративно-художественными достоинствами изделий или предметов из него.

Технологический процесс изготовления декоративно-художественных и ювелирных изделий состоит из семи операций: разметка образца; распиловка исходных образцов; обдирка (формообразование); шлифовка; полировка; промывка изделий. При этом на изготовление каждого изделия составляют технологическую карту, в которой отражены: наименование операций; необходимое оборудование, материалы, инструменты; время, потраченное на каждую операцию; стоимость каждой операции.

Стоимостная оценка индивидуального образца КСС. По составленной технологической карте на изготовления изделия просчитывается себестоимость конкретного изделия, т.е. определяют базовую стоимость (**Бс**). При этом устанавливают стоимость сырья согласно существующим прейскурантам (**П**) и рыночной стоимости (**Рс**). Декоративно-художественная стоимость определяется по формуле:

$$ДХс = Рс - (Бс + П)$$

В целом, как показывает практика, оценка КСС – это непростой многоступенчатый процесс, в ходе которого определяют художественно-эстетические свойства изучаемого объекта.

Таким образом, предлагаемая методика геммологической оценки КСС позволяет определить область применения камня, стоимость изделий и стоимость сырья.

Алгоритм геолого-экономической оценки месторождений КСС.

Геолого-экономическая оценка КСС осуществляется в форме технико-экономического обоснования:

а) геологическая характеристика объекта (условия залегания КСС, общие запасы, горно-технические условия, географическое и административное положение). В состав объектов подлежащих оценке входят – участки, месторождения, отдельные выходы КСС;

б) запасы КСС каждой декоративной разновидности и условия их залегания;

в) обоснование на добычу КСС. Добыча КСС, в основном, ведется вручную, либо с применением несложных механических приспособлений. Многие виды КСС могут добываться комплексно с учетом тех технологий, которые разработаны для основного вида сырья. На этом этапе определяется следующие параметры:

- вид добычи,
- объем добычи в месяц,
- стоимость добычи в месяц,
- стоимость, одного кг сырья,
- время на добычу всех запасов,
- стоимость всего объема.

г) сортировка КСС предусматривает выделение качественных групп. Она включает такие обязательные операции, как: полировка – размер – форма – текстурный рисунок – цвет. Каждое свойство оценивается в баллах, затем классифицируется по качеству. Эти работы обычно производятся в лабораторных условиях.

д) облагораживание – это доведения КСС до товарного вида. Необходимо только для высококачественных сортов, которые объективно недооценены и специалист может обосновать повышение их стоимости. Выделяемые сорта должны иметь товарный вид, т.е. виден рисунок, цвет, а также степень полировки. Эти свойства хорошо проявляются в результате галтовки.

е) определение видов изделий по каждой декоративной разновидности (количество изделий, стоимость за единицу изделий и общая);

ж) разработка технологического процесса на изготовления изделий с учетом аренды производства;

з) экологическое обоснование;

и) экономические показатели – себестоимость изготовления изделий, рыночная стоимость изделий, масса сырья, выход годного, количество изделий, стоимость изделий по участку.

На рынке существует два вида сырья – изделия и сырье, что определило и две соответствующие технологические схемы:

1) Для сырья: добыча + сортировка + облагораживание;

2) Для изделий: добыча + сортировка + дизайн + разработка технологии обработки + изготовление изделий + продвижение на рынок.

Обычно на рынке работают обе схемы. Однако многие страны (даже развивающиеся) ввели запрет на вывоз КСС. В нашем случае следует принимать во внимание первую схему, поскольку, как известно, спрос порождает предложение. Кроме того, первая схема может быть продолжением второй.

Многие цветные камни добываются попутно при разработке месторождений основного полезного ископаемого: железной руды, строительных материалов, керамического сырья и др. Основным назначением добытого КСС является производство продукции, назначение и способ обработки которой определяется видом исходного сырья. В современных экономических условиях выгодно добывать и производить продукцию из дорогих ювелирных камней, на которые сложился рынок и есть устойчивый спрос. Однако основные виды цветного камня восточной части Украины представлены ювелирно-поделочным и поделочным сырьем, изделия из которого также пользуются определенным спросом. Отсутствие подготовленных объектов инвестирования не позволяет сегодня вовлечь их в хозяйственный оборот. Камнерезное производство, огранка драгоценных камней и производство облицовочных материа-

лов – основные направления камнеобработки, требующие внедрения новых современных технологий.

Конечное звено в структуре развития сырьевой базы цветных камней и их комплексного использования – формирование рынка КСС. Решение этого вопроса предполагает маркетинг изделий и налаживание отечественной разветвленной торговой сети для удовлетворения спроса потребителей в ювелирных и декоративно-художественных изделиях из качественных отечественных цветных камней.

Таким образом, результаты проведенных исследований сводятся к следующим.

1. Традиционная методика оценки камнесамоцветного сырья не отвечает современным требованиям рынка.

2. Создание благоприятного налогового климата в данной сфере по-прежнему остается актуальным вопросом действующего законодательства.

3. В Украине известно более 20 видов камнесамоцветного сырья, обладающих инвестиционной привлекательностью. Многочисленные объекты имеют научную ценность и являются геологическими памятниками природы, а также могут быть интересны для туристического бизнеса.

4. Предложена методика стоимостной оценки камнесамоцветного сырья с учетом требований рынка. Сегодня производителям необходимо оперировать информацией о цветных камнях с позиций товарной продукции.

Список литературы

1. Цветные камни Украины. Семенченко Ю.В., Агафонова Т.Н., Солонинко И.С., Львова Т.В., Назаренко В.В. - К.: Будівельник, 1974. - 189 с.

2. Панченко В.І., Василюшин І.С., Павлюшин В.І. Кольорове каміння України // Мінеральні ресурси України. - 1995. - №1. - С. 22-23.

3. Баранов П.Н. Геммология: диагностика, дизайн, обработка, оценка самоцветов. – Дн-вск: Изд-во «Металл», 2002. - 208 с.

4. Баранов П.Н., Шевченко С.В. Камнесамоцветное сырье и его значение для экономики Украины // Геолог Украины. – 2006. – №1. – С. 26-29.

5. Баранов П.Н., Козар Н.А., Шевченко С.В. Геммологические объекты юго-восточной части Украинского щита и их геммологическая оценка // I науково-практична нарада "Дорогоцінні, виробні і облицювальні камені України". Гурзуф, 2007 р. – С. 7-15.

6. Самоцветы Украины / Под ред. профессора П.Н. Баранова. – т.1. – К.: ЮвелирПРЕСС. – 2005. – 64 с.

7. Самоцветы Украины. Джеспилиты / под ред. П.Н. Баранова. – т. 2. – К.: ЮвелирПРЕСС. – 2006. – 100 с.

8. Самоцветы Украины. Коллекционные камни Керченского полуострова / под ред. П.Н. Баранова. – т. 3. – К.: ЮвелирПРЕСС. – 2008. – 80 с.

Геммологическая классификация объектов Украины, содержащих камнесамоцветное сырье

№	Вид сырья	Известные объекты КСС	Генетический тип, форма залегания	Критерии качества	Запасы	Область применения	Инвестиционная привлекательность
1	2	3	4	5	6	7	8
1.	Агат	Рафаловское	Гидротермальный, миндалины до 30 см	Форма, текстурный рисунок, минеральный состав, цвет	До 10 т.	Камнерезная, ювелирная	Попутная добыча
		Побужское	Кора выветривание ультрабазитов	Текстурный рисунок, минеральный состав, цвет, пористость	Единичные находки	Коллекционная, научная	-
		Карадагское	Гидротермальный	-	Единичные находки	Научная, геологич. памятник природы	-
2.	Берилл	Володарск-Волынское	Гидротермальный	Масса, чистота, цвет	Не определены	Ювелирная	Комплексная разработка месторождений
3.	Гагат	Бешуйское	Осадочный, пласты мощностью до 30 см	Форма, размеры	Не определены	Геологический памятник природы	-
4.	Гипс	Донецкая обл..	Хемогенно-осадочный	Текстурный рисунок, цвет	100-500 тонн	Камнерезная	Попутная добыча
5.	Гнейс	Бельмак-Могила	Метаморфический	Текстурный рисунок, цвет	100-500 тонн	Камнерезная	Попутная добыча
6.	Горный хрусталь	Таврическая серия ЮБК	Гидротермальный	Размеры и форма щеток	Единичные находки	Коллекционная, научная	-
7.	Джеспилит, тигровый, кошачий, соколиный глаз	Криворожско-Кременчугский железорудный район	Метаморфический, гидротермально-метаморфический	Текстурный рисунок, цвет, мощность хроматических полос	Свыше 500 тонн	Камнерезная, ювелирная, коллекционная, научная	Попутная добыча
8.	Кварц дымчатый	Володарск-Волынское	Гидротермальный	Масса, чистота, цвет	Свыше 500 т	Камнерезная, ювелирная	Комплексная разработка месторождений
9.	Кварц цветной	Марьевское	Гидротермально-метаморфический	Цвет, прозрачность	Свыше 500 т	Камнерезная, ювелирная	Попутная добыча
10.	Кремень цветной	Кременецкое	Хемогенно-осадочный	Форма, текстурный рисунок, цвет	Свыше 500 т	Камнерезная, ювелирная	-

1	2	3	4	5	6	7	8
11.	Лабрадор	Головиновское	Магматический	Размеры иризирующих элементов, цвет иризации	Свыше 500 т	Ювелирная	Попутная добыча
12.	Мариуполит содалитовый	Октябрьское	Магматический	Текстурный рисунок, цвет	Свыше 500 т	Камнерезная, ювелирная	Попутная добыча
13.	Мраморный оникс	Конатковецкое	Хемогенно-осадочный	Текстурный рисунок, цвет	Свыше 500 т	Камнерезная	-
14.	Окаменелое дерево	Залиманское	Метаморфический	Форма, прозрачность, минеральный состав, текстурный рисунок, цвет	Свыше 500 т	Камнерезная, ювелирная, коллекционная, научная	Комплексная разработка месторождений
15.	Опал	Люленцовское	Осадочный	Масса, чистота, цвет	Одиночные находки	Ювелирная, коллекционная, научная	-
16.	Пегматит графический	Балка Большого Лагера	Гидротермально-метаморфический	Текстурный рисунок, цвет	Свыше 500 т	Камнерезная, ювелирная геологический памятник природы	Попутная добыча
17.	Серпентинит	Правдинское	Автометасоматоз	Текстурный рисунок, цвет	Свыше 500 т	Камнерезная, ювелирная,	Попутная добыча
18.	Топаз	Володарск-Волинское	Гидротермальный	Масса, чистота, цвет	100-500 тонн	Ювелирная	Комплексная разработка месторождений
19.	Халцедоны	Побужское	Кора выветривание ультрабазитов	Текстурный рисунок, минеральный состав, цвет, пористость	Одиночные находки	Коллекционная, научная	-
20.	Эпидозит	Тритузненское	Метаморфический	Текстурный рисунок, цвет	Свыше 500 т	Камнерезная, ювелирная	Попутная добыча
21.	Янтарь	Клесовское	Осадочный	Размеры, форма, прозрачность, цвет, инкклюзы	100-500 тонн	Камнерезная, ювелирная	Добыча ведется государственным предприятием
22.	Яшма	Донецкая обл.	Вулканогенно осадочный	Текстурный рисунок, цвет	100-500 тонн	Камнерезная, ювелирная	-
		Карадагское	Гидротермальный, постмагматический	Цвет, рисунок	Единичные находки	Геологический памятник природы	-

О ДЕКОРАТИВНЫХ СВОЙСТВАХ МРАМОРОВ КРЫМА

М.В. Рузина, Национальный горный университет, Украина

О.П. Матюшкина, А.В. Матюшкин, А.П. Баранов, ООО "Цветные камни Украины", Украина

В статье приведены результаты изучения вещественного состава и декоративных свойств мраморизованных известняков Крыма с целью обоснования возможности их использования в декоративно-прикладном искусстве.

Одно из главных свойств мрамора заключено уже в самом его названии - в переводе с греческого «marinos» означает «блестящий камень». Именно способность мрамора преображаться в лучах солнца, являть глазу каждый раз новую, неповторимую игру цвета и заставляет обратить внимание на этот материал.

Благодаря своей высокой декоративности, широкой цветовой гамме и легкости обработки мрамор находит чрезвычайно широкое применение в строительстве и обустройстве интерьеров. Мрамору подвластно все - и "малые", и "большие" формы. Тончайшая игра света и тени, хитросплетения прожилок привлекают внимание как в массивных колоннах и барных стойках, так и в миниатюрных вазах и статуэтках. По традиции, мрамор широко используется для облицовочных работ. В зависимости от выбранного камня мраморная плитка сможет создать атмосферу строгости и торжественности в конференц-зале или же - роскоши и интимности в ванной комнате. Эффектно расставить акценты, придать интерьеру изысканность и аристократичность помогут мраморные лестницы, колонны, барные стойки, столешницы. А мраморный камин наполнит ее живым теплом огня и потрескиванием дров, поможет ощутить древнее, ни с чем не сравнимое чувство покоя и защищенности, которого так не хватает жителям современных мегаполисов. Натуральный камень прекрасно сочетается с другими строительными материалами - деревом, металлом, керамикой. Мраморные перила и балясины, вазы, шары - это далеко не полный список некрупных изделий из камня, которые смогут "найти себя" в интерьере дома или офиса. Еще одна ставшая классической традиция использования мрамора - декорирование садов и парков. Мраморные скамьи, фонтаны, статуи - все это поможет легко создать несколько уютных и неповторимых уголков, в которых так приятно отдохнуть после напряженного рабочего дня. И, наконец, совершенно особая сфера применения мрамора - мозаики. Создание мозаик из натурального камня - один из древнейших видов искусства, зародившихся ещё до нашей эры. Ее нередко называют "вечной живописью" - ведь мозаичные картины, созданные много столетий назад, дошли до нас, практически не утратив яркости и насыщенности красок. В современных интерьерах мозаики из натурального камня и керамики используются очень широко: напольные и настенные панно различных размеров, бордюры, декоративные элементы. Мозаики могут быть орнаментальными, сюжетными, содержать логотип вашей компании.

Приоритетными направлениями концепции минерально-сырьевой политики Украины является всесторонняя геолого-экономическая оценка минерально-сырьевой базы (МСБ) государства в современных рыночных условиях, в т.ч. создание и расширение МСБ декоративного камнесамоцветного минерального сырья. Ранее некоторые разновидности мраморизованных известняков Крыма (Балаклавское месторождение) использовались в качестве облицовочного материала при строительстве Московского метрополитена, но вследствие повышенной трещиноватости значительного применения в этой области не получили. Наряду с этим, детальное изучение вещественного состава и декоративных свойств мраморов позволяет значительно расширить область использования данного вида минерального сырья.

Мраморизованные известняки Крыма являются частью верхнеюрского известково-мергелистого комплекса. Верхний отдел юрской системы характеризуется сильной изменчивостью фаций как в горизонтальном, так и в вертикальном направлениях. Он представлен преимущественно карбонатными и в меньшей мере обломочными породами. Верхнеюрскими осадками сложены все плато и вершины Крымских от г. Балаклавы до г. Феодосии. Тол-

ща отложений верхней юры повсюду трансгрессивно перекрывает размытую поверхность более древних пород, отделяясь от них резким несогласием. Лишь в районе Судака они согласны и без перерыва сменяют среднеюрские. Кроме того, в самой толще верхней юры установлено два несогласия, которые фиксируются на больших территориях, за исключением области Судакской синклинали. Первое несогласие между келловейскими и оксфордскими, а второе — между лужитанскими и кимериджскими напластованиями. Поэтому - во многих районах наблюдается выпадение отдельных стратиграфических подразделений. Состав и мощность отложений верхнего отдела юры в Крыму определяется его тектонической структурой.

В юго-западной и центральной частях горного Крыма верхняя юра сложена конгломератами, слоистыми и рифовыми известняками, к которым приурочены местами флишоидные пачки песчано-глинистых пород.

В районе к верхней юре относится Байраклинская свита, которая представлена крупногалечниковыми конгломератами. Галька различных размеров состоит из хорошо окатанных пермских, триасовых и лейасовых известняков, эскиординских песчаников, диоритов, кварца и других пород и минералов.

Мощность конгломератов около 250 м. Залегают свита несогласно на толще глинистых пород таврической серии и их коре выветривания.

В Восточном Крыму (район с. Приветного, Судака и Кара-Дага) верхняя юра выражена песчаниками и конгломератами с подчиненными им глинами и алевролитами. Местами среди них присутствуют прослои, линзы и рифы известняков, которые образуют иногда целые горы (гора Агармыш у г. Старый Крым, гора Сокол у г. Судак и др.).

Верхнеюрские отложения обычно содержат богатую фауну цефалопод, брахиопод, пелеципод, рудистов, гастропод, кораллов, морских лилий и др.

Мощность верхнеюрских осадков возрастает от нескольких сот метров в предгорьях до 3000 – 4000 м у южных обрывов яйлы.

Известняки верхней юры распространены в пределах главной гряды Крымских гор. Они слагают почти все основные вершины гор и протягиваются от Балаклавы до Феодосии [1]. Мраморизованные известняки верхней юры представлены в основном плотными, массивными мраморовидными разновидностями, залегающими в виде рифовых зон. Среди них имеются также плотные глинистые массивные или слоистые известняки и известняки с включениями кварцевой гальки, переходящие местами в конгломераты. Мраморизованные известняки, отличающиеся большой плотностью и прочностью, нашли применение в промышленном, гражданском, дорожном и гидротехническом строительстве.

В задачи исследований входило изучение вещественного состава и декоративных свойств мраморов Крыма. Методика изучения состояла в отборе каменного материала, составлении эталонной коллекции, выявлении петрографических и минералогических особенностей, определяющих декоративные достоинства мраморов. В процессе полевых работ было отобрано около 300 образцов мраморов из действующих карьеров Крыма – Кодыковское, Псилерахское, Мраморное. Изготовлено и изучено 96 полированных образцов и 38 прозрачных шлифов.

В петрографическом отношении мрамора Крыма характеризуются мелкозернистой, гетеробластовой и гранобластовой структурой, массивной, пятнистой, текстурой и представляют собой практически мономинеральную породу, сложенную кальцитом. Отмечается наличие «сахаровидных» и криптокристаллических разновидностей пород. В качестве примесей присутствуют серицит, органическое вещество, пирит, кварц, хлорит, полевой шпат, красные и бурые хлопья окислов железа, волосовидные кристаллы гипса, черные обломки минералов из группы роговой обманки и целестина. При микроскопическом изучении выделяется несколько генераций кальцита: пластинчатый, криптозернистый (с глинистым веществом), метельчатый, коралловый (скелетный).

Известняки являются и общей очень чистой карбонатной породой содержанием CaCO_3 94—99%. Они представляют глубоко метаморфизованные морские органогенные осадки, состоящие из скоплений раковин, кораллов и, может быть, частью неорганогенных веществ. Так как со времен юры известняки эти являются сушей, то процессы катагенезиса и гипергенезиса их

должны были начаться вскоре после их образования, вследствие быстрого выхода из-под уровня моря. Учитывая, однако, что на склонах Яйлинского хребта сохранились островки нижнемеловых отложений, можно думать, что процессы выветривания начались и несколько позднее. На основании химических анализов (таблица) и определении минералов (кальцит, бурый шпат, малахит, бурый железняк, гематит, псиломелаи, вад, пирит, марказит, гипс, целестин, барит и уголь) можно констатировать нахождение здесь следующих элементов: O, H, C, Ca, Sr, Ba, Mg, Fe, Mn, Al, Cu, Ni, Co, Si, P, K, Na.

Таблица

Результаты химического анализа мраморов Балаклавы [2]

Месторождения		CaCO ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	SO ₃	P ₂ O ₃
Участок к западу от Балаклавы	Верхний титон	97.00	1.84	0.42	0.18	0.68	0.030	0.038
	Нижний	95.04	3.31	0.62	0.33	0.75	0.041	0.044
	Киммеридж	96.41	2.08	0.35	0.24	0.70	0.041	0.039
Гора Псилерархи	Верхний титон	98.77	0.44	-	-	-	0.037	0.030
	Нижний	96.61	2.21	-	-	-	0.040	0.035
	Киммеридж	97.78	1.17	-	-	-	0.023	0.035
Каранский участок	Нижний титон	97.89	1.43	0.40	0.22	0.71	0.029	0.034
	Верхний киммеридж	97.93	0.94	0.30	0.12	0.65	0.015	0.034
	Нижний киммеридж	96.35	1.93	0.67	0.20	0.74	0.045	0.062

К первоначальному морскому периоду образования породы надо отнести накопление магния, присутствие которого констатируется в небольших количествах (доли процента) всеми анализами. Такие количества его могут содержаться уже в скелетах организмов, и, следовательно, переход магния в породу современен образованию самих известняков. На позднейшее обогащение магнием (процесс доломитизации) известняков западного района нет никаких указаний. В полном согласии с химическими данными стоит отсутствие в этих известняках и минералов доломитовой группы: доломита, анкерита, бурого шпата. Обстоятельство это является отрицательным показанием для поисков доломитов в западной части Яйлинского района, однако, прогноз этот нельзя обобщать для всего Яйлинского массива: уже в Ялтинском районе начинается выделение доломитовых минералов (анкерита) по трещинам известняка, в большем размере то же замечается в окрестностях Судака; у Гаспры недавно обнаружены целые блоки доломита.

Железо для известняков Балаклавского района показывается как в форме окиси (десятые доли процента), так и в форме закиси (сотые доли процента); в общем количество окиси в 4—10 раз превышает закись. К сожалению, в массовых анализах нет определений закиси железа. Исследование нерастворимых остатков, так же как и шлифов, показало, что окислы железа находятся в известняках в качестве механической примеси. При выветривании породы они накапливаются и виде рыхлых продуктов красноватого цвета, красноземов, наблюдающихся во многих местах Яйлинского массива.

Большинство валовых анализов известняков не учитывает наличия в них марганца; в более точных он констатируется, в очень небольших количествах; обнаруживается он и при исследовании нерастворимых остатков и шлифов. Кроме того, довольно крупные выделения мар-

ганцовых минералов известны и нескольких местах Яйлинского массива, а небольшие корки, налеты и дендриты — явление очень обыкновенное.

Никель в незначительных количествах обнаружен в некоторых подчиненных известнякам псиломеланнах (д. Узунджи и окрестности Ялты); там же обнаружены следы кобальта.

Медь в виде малахита в заметных количествах обнаружена в известняках района Аянского источника. Содержание алюминия не велико (доли процента) и должно быть в главной части отнесено на счет той глинистой мути, которая захвачена известняками при их отложении. Присутствие здесь свободных окислов алюминия стоит под вопросом; но всяком случае в красноцветных продуктах выветривания известняков нахождение их весьма вероятно.

Кремнезем содержится преимущественно в виде мелких зерен кварца, в большинстве не более миллиметра в диаметре; но встречаются и более крупные. Зерна эти обкатаны, иногда бесцветны, иногда окрашены и бурый цвет окислами железа, образующими тонкую поверхностную их пленку. Местами наблюдается значительное их накопление, ведущее к переходу известняка в конгломерат. Среди силикатовых минералов попадаются зерна черных минералов из группы авгита и роговой обманки, листочки хлората; последний иногда выделяется по тонким трещинам известняка.

Сера встречается в известняках в двух формах: а) и виде сернокислых и б) сернистых соединений. К первым относятся гипс, целестин и барит; вторым — серный колчедан и марказит. Установленное анализом содержание серы в балаклавских известняках, по видимому, должно быть отнесено, главным образом, на счет гипса, так как пирита в них очень мало. Гипс вторичного происхождения в виде друз, мелких кристалликов или тонких корок встречается совместно с пиритом, как результат действия на известняк серной кислоты, образовавшейся путем окисления пиритов. Иногда к пириту и гипсу присоединяются и сернокислые соли железа аналогичного происхождения (мыс Ильи близ Феодосии). Один раз и нерастворимом остатке был обнаружен кристаллик целестина; макроскопические выделения этого минерала известны в разных местах известкового массива.

Сернистые соединения (исключительно FeS_2) и виде микроскопических включений крайне редки а были констатированы при исследовании нерастворимых остатков всего в двух-трех случаях. Более крупные выделения конкреционного характера или выполняющие мелкие трещинки, наблюдаются спорадически, в общем тоже в незначительном количестве.

Фосфор (около 0.4% P_2O_6), установленный анализами ВИСМ для балаклавских известняков, очевидно, органогенного происхождения.

Стронций и барий были обнаружены в известняках титонского яруса на восточном конце горной цепи, в окрестностях Феодосия, и западном, в Баты-Лименах. Минералы целестин и барит, являющиеся носителями этих элементов, обычно выделяются в пустотах известняков в связи с гидратами железа.

Основными критериями геммологической характеристики мраморов являются технологическо-эстетические (форма, размер, твердость, полируемость) и эстетические свойства (цвет, рисунок). Первые определяют технологию обработки и форму изделий, вторые — эстетические свойства камня и изделий.

Технологическо-эстетические свойства.

Форма и размер определяются естественной высокой трещиноватостью и способом добычи. Трещиноватость в свою очередь подразделяется на первичную и вторичную. Первичная трещиноватость формировалась в процессе преобразования карбонатных толщ в мраморы. В результате происходило образование трещин усыхания, отрыва, растяжения, которые впоследствии заполнялись вторичным (карбонатно-глинистым) материалом, что обусловило многообразие сформированных текстур, повышая декоративные свойства камня. Вторичная трещиноватость образовалась после того, как были сформированы мраморизованные известняки. Многочисленные тектонические подвижки, вызванные региональными и локальными геологическими процессами, привели к дроблению мраморизованных известняков, обеспечивая высокую трещиноватость, т.е. блочность камня не позволяет использовать его в качестве облицовки.

Твердость камня. Твердость порообразующего кальцита составляет 3 по шкале Мооса. Однако включения кварца повышают общую твердость камня, что обуславливает необходимость обработки камня алмазным инструментом.

Полируемость – один из сложных процессов при обработке камня. Качество полировки достигается технологическим процессом, который разрабатывается на основании детального изучения вещественного состава камня. Степень полировки является главным параметром при определении качества камня и области применения.

По степени полировки выделяются четыре разновидности камня: зеркальная (100 %), хорошая (до 70%), средняя (до 50%) и плохая (ниже 50%). Полируемость четко согласуется с минералогическим составом. Зеркальную поверхность при полировке имеют большинство пейзажных, коралловых и однородных мраморов месторождения с. Мраморное и Балаклавы. К хорошей степени полировки можно отнести пятнистые (брекчеевидные) мрамора с. Мраморное, а также коралловые мрамора месторождения с. Псилерахское. Среднюю степень полировки имеют однородные и пятнистые мрамора месторождения с. Мраморное с большим содержанием глинистого вещества.

Эстетические свойства – цвет и рисунок. Эти два свойства тесно связаны друг с другом и дополняют друг друга. Так, цвет мраморов определяется элементами-примесями (Fe^{2+} , Fe^{3+} , Mn , Mg), а рисунок, это ни что иное, как закономерное или хаотичное распределение цвета (элементов-примесей) в камне. Причем, рисунок в камне будет зависеть от размера видимой поверхности.

Цвет. Мраморизованные известняки Крыма характеризуются широкой цветовой гаммой: темно-серые, светло-серые, коричневые с различными оттенками, красные, серо-зеленые и т. д. Темно-серые мраморизованные известняки встречаются только на месторождениях Балаклавы. Они характеризуются высоким содержанием органического вещества (до 10 %). Светло-серые мраморизованные известняки встречаются практически повсеместно, но наибольшее распространение имеют в Балаклавских месторождениях (по крайней мере, разведанные запасы), где их добывают и используют как флюсовый материал. Петрографический состав довольно однороден и представлен мелкозернистым кальцитом с незначительным содержанием глинистого материала (до 1 %). Цветные разновидности наибольшее распространение имеют на месторождениях с. Мраморное и некоторых месторождениях Балаклавы (Кодыковское).

Рисунок. По виду рисунка мраморизованные известняки подразделяются на: однородные, пятнистые, коралловые и пейзажные. Следует заметить, что выделенные разновидности мраморов по рисунку, необходимо рассматривать как частный случай одного фрагмента. Так, в глыбе размером от 1,5 м рисунок будет значительно отличаться от образца размером 10 см, что позволяет из глыбы с брекчиевидным рисунком отобрать образец как с однородным рисунком, так и с брекчиевидным.

Однородные мрамора Крыма бывают буро-коричневого, темно-коричневого, светло-серого, буро-зеленого, светло-коричневого и розово-коричневого цветов. Структура у них мелкозернистая. Степень полировки для этой разновидности, как правило, высокая (зеркальная).

Пятнистые мрамора по цвету можно подразделить на: красно-коричневые со светло-коричневыми пятнами, буро-коричневые со светло-серыми пятнами угловатой формы (брекчеевидные), оранжево-коричневые с серо-белыми и коричневыми пятнами и серо-коричневые с мелкими серыми пятнами. Структура мелко- и среднезернистая. На фоне однородной массы выделяются пятна неправильной или округлой формы. Хорошо поддаются полировке.

Коралловые мрамора по цвету подразделяются на: бело-серые с границей буро-красного и коричневого цветов, буро-коричневые с бело-серыми пятнами продолговатой формы и светло-серые с белыми и серыми пятнами (отпечатками ракушек и остатками фауны). Структура мелкозернистая с элементами метельчато-лучистой. Рисунок полностью наследует внешнюю форму коралла и его внутреннее строение, что придает особую оригинальность, загадочность и декоративность мраморам. Коралловые мрамора хорошо поддаются полировке, приобретая при этом зеркальную поверхность.

Пейзажные мрамора Крыма в основном темно-серые с черными полосами, буро-красные с параллельными полосами коричневого цвета, светло-серые с белыми прожилками, буро-красные со светло-серыми пятнами и полосами, темно-коричневые с бурыми полосами и светло-серые с коричневыми пятнами. Структура однородная, мелкозернистая с различными по размерам и форме пятнами, полосами и прожилками. Хорошо полируются, приобретая при этом зеркальную поверхность.

Из описания вышеперечисленных видов мраморов можно сделать вывод, что природная цветовая гамма Крымского мрамора очень разнообразна: от светло-серого до серо-черного и буро-коричневого. Рисунки, сформированные природой на камне, также многолики и фантастичны: с четкой слоистостью, прожилками, с пятнами неправильных форм. Зависят они, прежде всего, от условий образования и от места расположения минералов. Разнообразные оттенки мрамора возникают благодаря содержанию в большем или меньшем количестве окислов различных металлов и графита. Цветному мрамору свойственно наличие прожилок, представляющих собой трещины, заполненные природными цеменстами. Эти прожилки могут формировать оригинальный рисунок. Мраморные конгломераты, брекчии и конглобрекчии состоят из различных галек и кусков природного щебня, скрепленных известковым цементом; им свойственна пестрота цветовых оттенков.

В мраморе почти всегда содержатся примеси других минералов (кварц, халцедон, гематит, пирит, лимонит, хлорит и др.), а также органическое вещество. Примеси различно влияют на качество мрамора, снижая или повышая декоративность этого натурального камня. А иногда природа преподносит настоящие сюрпризы. Например, на срезах некоторых пород мрамора можно отчетливо разглядеть отпечатки древних кораллов и раковин. Большинство цветных мраморов имеет пеструю окраску. Рисунок определяется не только строением мрамора, но и направлением, по которому производится распиливание натурального камня.

Структурно-текстурные особенности, а именно, размеры и способ сочетания минеральных зерен в агрегатах, придают камню особый колорит. В основном преобладают мелкозернистые структуры. Мрамор давно прославился на весь мир своей красотой и изысканностью. Благодаря тесному срастанию зерен кальцита между собой порода хорошо полируется. В подавляющем большинстве мрамора хорошо поддаются любой обработке, что позволяет расширить и без того богатую гамму их расцветки, поскольку полировка мрамора усиливает, а точнее раскрывает его рисунок и цвет.

Таким образом, результаты исследований позволяют сделать следующие выводы:

1) Петрографический состав мраморов в целом однороден и представлен преимущественно кальцитом. Кальцит по структурным особенностям подразделяется на: пластинчатый, криптозернистый с глинистым веществом, метельчатый, скелетный; 2) декоративные разновидности мраморов по текстурному рисунку подразделяются на однородные, пятнистые, пейзажные, коралловые;

3) основными критериями геммологической характеристики мраморов являются технологические (форма, размер, твердость, полируемость) и эстетические свойства (цвет, рисунок).

Литература

1. М.Н. Полякова, А.Ф. Слудский. Природные строительные материалы Крыма минерального происхождения. Изд-во АН УССР, 1955. – с. 3-13.

2. Славин В.И. Современные геологические процессы в Крыму. (учебное пособие). М. Из-во МГУ. 1985. 200 стр.

ТЕХНОГЕННОЕ ЗОЛОТО

В.А. Баранов, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины

Приведены результаты экспериментального определения условий формирования техногенного золота.

Актуальность поисков скоплений золота и связанных с этим закономерностей является постоянной, поскольку металл был валютный, есть и, вероятно, будет в будущем. Месторождения в нашей республике есть, а вот добычи практически нет по разным причинам. Характерно, что не найдены богатые россыпные месторождения, с которых во многих странах начиналась золотодобывающая промышленность. Это объясняется достаточно мощным чехлом отложений – до 100 м, покрывающих коренные породы, что затрудняет применение старого испытанного шлихового опробования и получение необходимых поисковых результатов.

Последние 50-60 лет в нашей стране произошли значительные изменения, связанные с горнорудной промышленностью. Появилось большое количество карьеров, терриконов, хвостохранилищ, шламоотстойников, являющихся, по сути, техногенными месторождениями. Однако следует помнить, что кроме изначальных руд в этих отходах горного производства и в горных выработках могут формироваться новые полезные минералы и металлы, в частности золото. Нарушая природные геологические процессы, человек интенсифицирует их ход и в этом уже ускоренном, техногенном процессе необходимо учитывать скорость вторичного изменения пород и минералов. О росте золота в горных выработках указывала не только Петровская Н.В. (1973).

Когда писалась данная статья, вышла публикация российских ученых, которые подчеркивают актуальность проблемы оценки нового вида сырья – мелкого и тонкого золота (МТЗ) и его последующей добычи [1]. По их данным, присутствие такого золота в россыпях меняется от первых процентов, до 80-85 % его массы, что в перспективе определяет значительное увеличение ресурсного потенциала. Проблема опробования пород с мелким и тонким золотом и последующего извлечения его практически решена, но оценка и разработка залежей данного сырья тормозится отсутствием надежной методики для подсчета запасов.

Вначале необходимо определиться с терминологией, поскольку в золоторудной промышленности, по сложившейся за многие годы традиции, в каждом регионе специалисты давали свои названия золотинам, в зависимости от размера. Так, в Инструкции ... [2], золото подразделяется на крупное ($> 0,07$ мм), мелкое ($0,001 \div 0,07$ мм), тонкодисперсное ($< 0,001$ мм). В Атласе... [3], к тонкодисперсному золоту отнесены частицы < 10 мкм, которые являются практически «невидимыми» и которые очень трудно отмыть в шлихе. В работе [4], приведена, вероятно, самая полная и достаточно простая для практического применения «Классификация самородного золота по размерам его частиц и скоплений». Согласно приведенной Классификации... к МТЗ, вероятнее всего, относится золото с размерами менее 0,1 мм: очень мелкое (0,1-0,05 мм); пылевидное (0,01-0,05 мм); тонкодисперсное (0,01-0,001 мм); ультра-тонкодисперсное (0,001-0,0001 мм); коллоиднодисперсное ($< 0,0001$ мм). На причинах отдельного выделения именно мелкого и тонкого золота необходимо остановится детальнее.

Ранее [4], приведено экспериментальное доказательство перегруппировки золота в твердых фазах в процессе нагревания шлифов с невидимыми включениями указанного металла. Иными словами, при термической обработке золото становится видимым, то есть растет. Невидимое, связанное или «упорное» золото было установлено в 30-х годах 20-го века. Причем значительные потери металла были обнаружены при флотации именно сульфидных руд, в которых микроскопические наблюдения обнаруживали частицы золота в 2-5 мкм и менее, но чаще оно оставалось невидимым. Лишь после увеличения разрешающей способности микроскопов, верхний предел видимых частиц – 10 мкм стал по сути условным.

Частицы невидимого или тонкодисперсного золота распространены значительно более широко, чем видимые золотины. Они присутствуют во всех рудных месторождениях не только золота, но и многих других металлов, где видимое золото не встречается, а также рассеяны в больших массах гидротермально измененных пород. Такие ультрамелкие вкрапления характерны для колчеданных, свинцово-цинковых и медно-никелевых формаций руд, а также для руд сульфидно-кварцевых месторождений.

Следует учитывать такой факт - несмотря на то, что ультрамелкие вкрапления золота находятся во многих минералах (кварце, сульфидах, силикатах, карбонатах, окислах и др.), перечень постоянных концентраторов его ограничен. Так, для медно-колчеданной формации Урала 80-90 % его сосредоточено в пирите, потом в халькопирите и далее в других минералах, имеющих подчиненное значение. Для других регионов и формаций существенные количества тонкодисперсного золота обнаружены в сильно деформированном кварце; магнетите; халцедоне, карбонатах и других минералах.

Процессы растворения, переноса и осаждения вторичного или нового золота до сих пор в полной мере не изучены и вызывают много вопросов. Поэтому будет отмечен только факт – наличие новообразований золота в виде землистых, порошковатых, моховидных агрегатов; «горчичного золота», почковидных агрегатов, мельчайших кристалликов и т.д. Кроме этого необходимо учитывать определенную избирательность осаждения вторичного золота на поверхности сильного осадителя, например коллоидного гидрата окиси железа или органического углерода.

В работе [5] указывается, что хорошим осадителем является оксид углерода и описывается электрохимический процесс осаждения золота в морских иловых осадках. Согласно данным работы [6], в черноморских глубоководных илах золота содержится до 7,5 мг/т.

Таким образом, чем мельче золото, тем легче оно переходит в подвижные формы – тонкодисперсную, коллоидную и растворенную. Указанные формы могут перемещаться на различные расстояния, зависящие от подвижной формы, условий среды и наличия или отсутствия осадителя. Приведенный материал является фактом доказанным, по крайней мере для морских илов. Ниже будет описан факт осаждения золота в других условиях.

В 1979 году я в составе Юрьевского отряда от Свердловской экспедиции проводил поисково-съёмочные работы на золото в Верхне-Тагильском районе по прилегающим к реке Тагил участкам. Данный район богат колчеданными залежами, имеющими примеси редких и благородных металлов. Возле рудников обычно строились небольшие обогатительные фабрики для получения концентратов. Поскольку примесь серы была значительной, отходы обогатительной фабрики с разбавленной серной кислотой сбрасывались в отстойники. С отстойников вода дренировала сквозь дамбы в своеобразные ручейки, которые, в конечном счете, попадали в реку Тагил, протекающую на север, субпараллельно Уральским горам (или другую, ближайшую).

На одном из таких ручейков, с нежным названием Кислотка, полученным от местных жителей, был проведен достаточно простой эксперимент. Расстояние от отстойника до реки Тагил было около 3-х километров. Кислотка представляла собой фактически заболоченный участок, шириной, в среднем, 30-50 м, на котором была очень скудная травянистая растительность на кочках (вокруг отстойника ничего не росло). Глубина илистого осадка небольшая, до 30-40 см. Под илом естественные для указанной местности высыпки габбро, хлорит-серицитовых сланцев, в виде дресвы и щебня (Рисунок).

Поскольку перепад высот был незначительным, скорость водотока была также незначительной, фактически как в старице. Ручеек извивался между кочками, пробираясь к реке. Стандартные пробы отбирались мною буквально в иле, представлявшем собой смесь органической взвеси и илистого материала, через каждые 250 м, начиная от отстойника. Объем минимальной геологической пробы - 10 дм³. Для шлихового опробования применялся черный металлический ковш указанного объема, с короткой ручкой, более надежно и удобно проявлявший именно мелкое золото, по сравнению с деревянным лотком, который больше использовался при шлиховом опробовании на россыпях в Сибири.

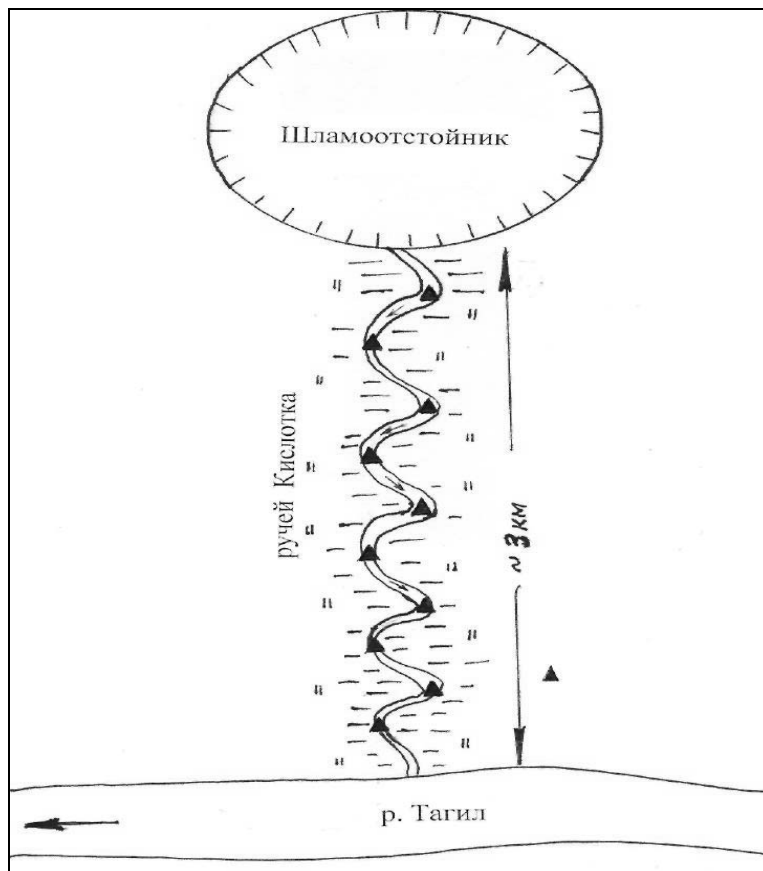


Рисунок – Схема шлихового опробования на техногенное золото

Первые четыре пробы не дали результат, а пятая показала несколько знаков, так условно назывались мелкие золотины, у которых даже форму определить нельзя. Ближе к реке в шлихе появилось и видимое золото, так в регионе условно назывались золотины, у которых уже можно определить форму. По приведенной выше классификации, знаки в первом приближении относятся к пылевидному золоту, а видимое золото – к очень мелкому. Условность подобного качественного расчленения очевидна, вследствие разной остроты зрения у людей.

Золотины были явно техногенного генезиса и в то время факт их появления не вызвал интереса, поскольку искали рассыпное золото. За последующие тридцать лет ситуация изменилась и техногенные скопления различных минералов и руд стали представлять не только научный, но и практический интерес. Так, в шламохранилищах марганцевых руд, содержание марганца достигает 16-18 % (карбонатные руды плохо обогащаются); в шламохранилищах железных руд железа до 14-16 % (гематит плохо обогащается) и эти примеры не единичны. Учитывая объемы шламов в таких хранилищах, они уже сейчас представляют существенный интерес для государства или инвестиционных компаний.

Необходимо отметить, что еще в 70-е годы прошлого столетия отмечались факты нахождения золота в илах, например, Ундино-Даинского района в Забайкалье, которое было связано с фульвокислотами и гуминовыми соединениями [4]. Таким образом, описанный в литературе и приведенный в данной статье факт образования вторичного или техногенного золота в зонах развития сильного осадителя: коллоидного гидрата окиси железа, органического углерода или возможного иного – нужно признать существующим. Основные этапы его формирования можно представить в такой последовательности.

1. Вовлечение в техногенный передел вмещающих пород и руд, содержащих некоторые примеси мелкодисперсного золота.
2. Разрушение указанных пород и руд в процессе отработки и обогащения до 40-50 микрон и менее, что способствует повышению раскрываемости дисперсных примесей золота.
3. Растворение примесей золота до состояния коллоидных растворов, в результате изменившихся физико-химических условий.
4. Перенос коллоидных растворов золота под действием естественных гидродинамических процессов.
5. Осаждение золота в зонах нахождения осадителя и последующий его рост, вследствие известного геохимического родства элементов.

Указанная последовательность может рассматриваться только как общая схема формирования нового, вторичного или техногенного золота, поскольку каждый из перечисленных этапов может иметь свои особенности. Например, пункт 4 может отсутствовать, если речь идет о карьерной добыче полезного ископаемого. Тем не менее, вовлечение в техногенный процесс горных пород и руд, может привести к переходу какого-то количества исследуемого металла в коллоидную форму и последующее осаждение его в донной части карьера с течением времени.

Приведенный материал направлен в первую очередь на то, чтобы у исследователей интерес к техногенным скоплениям не сводился только к минералам руд, которые добывались в данном месте. Следует помнить и то, что время и меняющиеся условия поверхностных геологических процессов, могут приводить к образованию скоплений полезных элементов. Так в Чили, горная компания построила две станции для очистки воды после гидрометаллургического извлечения молибдена. В результате из стоков начали извлекать дополнительное количество меди, а очищенную воду – направлять обратно в процесс [7].

Своевременное опробование существующих горных объектов (шахт, рудников, карьеров, шламохранилищ, обогатительных фабрик и других), позволит контролировать скорость образования новых элементов, их количество, определять степень вредности для экологического окружения, а в перспективе и возможность добычи их, в случае наличия экономически выгодных объемов.

Геологические процессы протекают с различной скоростью: одни реализуются в течение миллионов и десятков миллионов лет, другим достаточно несколько десятков лет. Нужно учитывать, что геологические процессы не замерли на каком-то этапе, они идут постоянно, а поскольку техногенное вмешательство определенным образом влияет на их скорость (ускоряется процесс разрушения породы или руды, несущей исследуемый минерал), это сказывается, в конечном счете, и на результате, иными словами на формировании техногенного полезного ископаемого.

Список литературы

1. Калинин В.Д., Иванова А.М., Медведева Т.Ю. и др. Минерально-сырьевая база шельфовых областей России // Горный журнал, 2009. - №3. – С. 40-48.
2. Инструкция по применению классификации запасов к золоторудным месторождениям.- М.: ГКЗ СССР, 1983. – 44 с.
3. Латыш И.К. Атлас морфологии, структур и ассоциаций самородного золота Украины.- К.: Наук. Думка, 1984. – 296 с.
4. Петровская Н.В. Самородное золото. – М.: Наука, 1973. – 346 с.
5. Драгомерецкий А.В. Золотоносные формации центральной части Украинского щита. – Одесса, Астропринт. – 2001. – 225 с.
6. Нестеренко Г.В., Воротников Б.А. О поведении золота в процессе осадкообразования // Тр. Ин-та геологии и геофизики СО АН СССР. – 1983. – Вып.533. – Новосибирск: Наука. – С. 56-60.
7. Охрана окружающей среды // Горный мир, 2008. – №2. – С.48.

ОСОБЛИВОСТІ ХІМІЧНОГО СКЛАДУ МАГНЕТИТІВ ЗОЛОТОРУДНИХ ФОРМАЦІЙ СЕРЕДНЬОГО ПРИДНІПРОВ'Я

*Н.Ф. Дуднік, В.М. Іванов, І.М. Барг,
Дніпропетровський національний університет ім. О. Гончара, Україна*

Досліджені особливості розподілу елементів-домішок в магнетитах золоторудних формацій Середнього Придніпров'я. Встановлено, що ці магнетити можуть бути розділені на дві групи – 1) з тенденцією до накопичення титану, марганцю, германію і ванадію та 2) з підвищеним вмістом хрому, нікелю кобальту. Також спостерігається суттєвий вплив метаморфічних та метасоматичних процесів на розподіл домішок у магнетитах.

Вивчення елементів-домішок в рудних мінералах, які є складовою частиною вивержених порід, дозволяє вирішувати багато задач петрографії і рудогенезу. Одним з найбільш розповсюджених серед таких мінералів є магнетит. Його склад може сприяти як визначенню формаційної належності того чи іншого інтрузивного масиву, так і умовам кристалізації вихідного магматичного розплаву [1-5].

Л.В. Чернишовою та іншими [3] встановлено, що у процесі регіонального метаморфізму магнетитвміщуючих порід спостерігається перехід від магнетитів з мікроскопічними і субмікроскопічними включеннями ульвошпінелі, ільменіту, шпінелі до майже гомогенних його різновидів з пониженими концентраціями характерних для цього мінералу домішок (титану, марганцю, магнію, алюмінію), що входять до складу мікрровключень – продуктів розпаду твердого розчину, при відносному збільшенні вмісту ванадію і хрому, що знаходяться безпосередньо у магнетиті.

Авторами за допомогою лазерного мікроспектрального аналізу, який був виконаний в науково-дослідному інституті геології Дніпропетровського національного університету ім. О. Гончара (НДІ геології ДНУ), вивчалися магнетити з мафітів золоторудних об'єктів, які знаходяться в південній частині Сурської зеленокам'яної структури Українського щита (УЩ) – родовищ Балка Золота, Сергіївського та рудопрояву Аполонівське.

Результати цих досліджень, порівнювалися з даними, які відображають хімічний склад магнетитів з мафіт-ультрамафітів Букінського, Коростенського та Корсунь-Новомиргородського плутонів, талькового горизонту Кривого Рогу (таблиця).

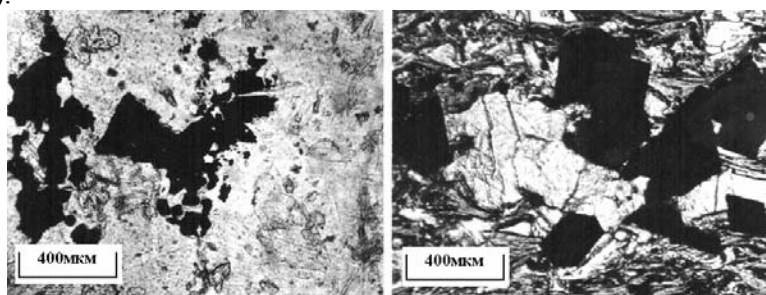
Мафіти (метаморфізовані базальти, габро-долерити і долерити, які приймають участь у будові силоподібних інтрузивних тіл), вміщуючі золоте зруденіння Сергіївського родовища, розташованого у південній частині Солонянського рудного поля Сурської граніт-зеленокам'яної структури придніпровської граніт-зеленокам'яної області, відносяться до сергіївського комплексу та містять до 10-20% титаномагнетиту. Серед metabазальтів найбільш широким розповсюдженням користуються масивні, рідше слабко кристалізовані мікрокристалічні спилітові, діабазові та бластопорфірові різновиди з псевдоморфно-реліктовими кумулятивними структурами. Для них характерною є присутність магнетитів двох генерацій.

Магнетити першої, більш ранньої генерації (рис 1а) представлені великими скелетними кристалами чи ізометричними виділеннями із дендритовидним малюнком розпаду твердого розчину з підвищеним вмістом титану, марганцю, германію, нікелю. Магнетит і титаномагнетит у вигляді окремих кристалів та груп розміщені по контурах псевдоморфоз первинних мінералів, утворюючи овальні кульовидні та еліпсоїдальні овоїди, підкреслюючи первинні кумулятивні структури вихідних порід. Такі кристали із магнетиту і титаномагнетиту можна спостерігати навколо округлої форми псевдоморфоз рогової обманки, епідоту, карбонату, хлориту. Зрідка у даних породах у вигляді реліктових ділянок зберігається фаза інтеркумуляу. У відсотковому відношенні вона складає від 5 до 10% поля шліфа і представлена тонкодисперсним (гідротермальним) магнетитом з глобулями розміром від 0,1 до 0,3мм округлої і табличатої форми. Глобулі представляють собою псевдоморфози епідоту і актиноліту по первинним мінералам.

Таблиця – Вміст елементів-домішок у магнетитах мафіт-ультрамафітів деяких золоторудних об’єктів, плутонів і талькового горизонту Кривого Рогу УЩ

№ п/п	Породи геологічних об’єктів (кількість аналізів)	Вміст елементів-домішок, %						
		Mn	Fe	V	Ti	Co	Ni	Cr
1	Мафіти Сергіївського родовища (6)*	0,55	0,036	0,097	10,8	0,01	0,01	0,06
2	Мафіти-ультрамафіти родовища Балка Золота (14)*	0,18	0,001	0,42	2,12	0,033	0,044	0,013
3	Мафіти Аполонівського рудопрояву (54)*	0,1	–	0,51	10,95	0,02	0,07	–
4	Мафіти-ультрамафіти Букінського масиву (21)	0,18	0,007	0,24	7,1	0,027	0,062	0,28
5	Мафіти Коростенського плутону (8)	0,22	–	0,35	9,4	0,006	0,08	0,3
6	Мафіти Корсунь-Новомиргородського плутону (35)	0,15	0,005	0,06	13,5	0,005	0,003	0,006
7	Тальковий горизонт Кривого Рогу (10)	0,27	0,034	0,031	6,25	–	0,012	0,1

*– аналізи виконані в НДІ геології ДНУ на лазерному мікроаналізаторі ЛМА–1 (аналітик Н.О. Приходько).



а)

б)

Рис. 1 а, б. Магнетити Сергіївського родовища; а–скелетні кристали та ізометричні виділення магнетиту (чорний) із дендритовидним малюнком розпаду твердого розчину (проз. шліф, св. 1935, гл. 234,0м, ник II); б–окремі ограновані кристали магнетиту (чорний) (проз. шліф, св. 1935, гл. 222,0м, ник II).

Магнетити другої генерації (рис 1б) звичайно розвинуті на периферії магнетитів першої генерації, а також утворюють окремі, добре ограновані кристали. Магнетит, титаномангнетит, а також ільменіт часто утворюють мікроскопічні висипки, агрегатні скупчення кристалів і окремі ідіоморфні кристали кубічної, октаедричної, призматичної і пластинчастої форми. Розміри кристалів від 0,001 до 0,01мм, рідко до 0,2–0,5мм. Кількість титану, марганцю, германію і нікелю у них в процесі перекристалізації зменшується, але вміст ванадію і кобальту, навпаки, збільшується. Спостерігається зниження вмісту марганцю, германію і титану і підвищення – нікелю і хрому в магнетитах генерацій, асоціюючих з виділеннями піротину та халькопіриту (свердловина 1935, глибина 222,0м і 234,0м) в яких іноді відмічаються також золото і платина.

Досліджені мафіти Аполонівського золотопрояву (аполонівська товща і солонівська світа) представлені епідотизованими, хлоритизованими і амфіболізованими габро-долеритами з реліктовими офітовими структурами (св. 0778, гл. 301,0м; 301,0м; 308,0м) і кварц-карбонат-епідот-плагіоклаз-хлоритовими сланцями, по апогабро-долеритам з реліктовою бластоофітовою структурою (св. 0778, гл. 313,0м). Магнетити з масивних і розсланцьованих мафітів цього рудопрояву (св. 0780, гл. 253,0м; 258,3м; 264,5м; 279,0м) практично не відрізняються по вмісту мікроелементів. Вони (рис 2 а-в) представлені великими (до 2-3 мм) виділеннями раннього дендритовидного мозаїчного (структура розпаду твердого розчину) магнетиту, кількість якого досягає 10% і який з периферії та по тріщинам заміщується магнетитом з більшою відбиваючою особливістю. Ранній магнетит утримує від 10-12% до 15% титану. Пізній магнетит із оторочок очищується від включень титанових фаз (ільменіту і ульвошпінелі).

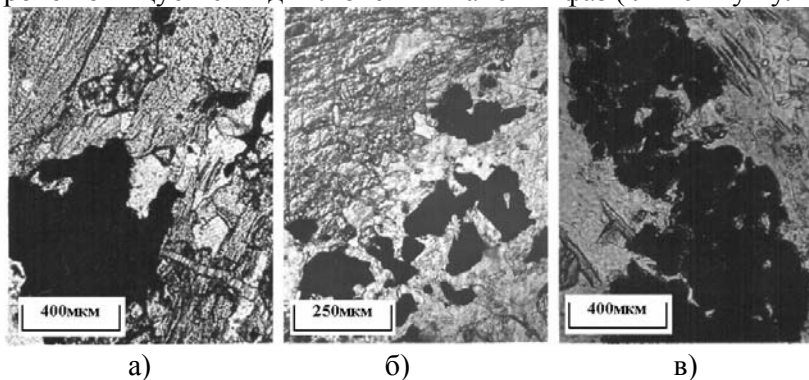


Рис 2. а-в. Магнетити Аполонівського рудопрояву; а–виділення мозаїчного магнетиту (чорний) (проз. шліф, св. 0780, гл. 253,0м, ник II); б–агрегатні скупчення скелетних та огранованих кристалів магнетиту (чорний) (проз. шліф, св. 0739, гл. 134,0м, ник II); в–релікти інтеркумулятивної фази – серед висипок тонкодисперсного магнетиту (чорний) спостерігаються глобулі первинних мінералів (проз. шліф, св. 0778, гл. 301,0м, ник II).

У цілому, манетити Аполонівського рудопрояву відрізняються також підвищеним вмістом (0,3-0,15%) цирконію, зниженим вмістом (0,01-0,25%) марганцю і відсутністю германію. У мигдалекам'яних порфіровидних аподолерито-базальтах (св. 0778, гл. 301,0м; 308,0м; 313,0м;) присутні вкраплення магнетиту розміром до 2-4мм у кількості до 10%. Відмічається зростання розмірів мигдалін і включень магнетиту від глибини 301,0м до глибини 313,0м. Магнетити характеризуються зниженим вмістом титану (6,1%), марганцю (0,1%), ванадію (0,17%), кобальту (0,01%) і майже повною відсутністю германію, нікелю та хрому. Магнетити масивних метадолеритів (св. 0780, гл. 253,3м і 258,5м) і розсланцьованих (св. 0780, гл. 264,5м і 279,0м) майже не розрізняються за складом, але відрізняються від магнетитів мигдалекам'яних аподолерито-базальтів підвищенням вмісту титану (12,34%), ванадію (0,61%), кобальту (0,023%), нікелю (0,01%); вміст титану спочатку зменшується на 2-3%, а потім знижується до 0,1-0,25%.

Магнетити, що знаходяться в мафітах родовища Балка Золота (рис 3), відрізняються від магнетитів мафітів Сергіївського родовища і Аполонівського рудопрояву. Родовище належить до області накладання зон двох екзоконтактів лавово-субвулканічних тіл кислих магматитів – Солонівського із заходу і Східно-Солонівського із сходу. Базитова його частина представлена ранньою верхньою метадацит-толеїт-диоритовою вулканоплутонічною асоціацією, виконуючи функцію виключно рудовміщуючого породного комплексу. Магнетити інтенсивно метаморфізованих і метасоматично змінених мафітів характеризуються низькими вмістами титану (2,12%), марганцю (0,18%) і більш високими – ванадію (0,42%), нікелю (0,044%), кобальту (0,033%) і хрому (0,013%). При переході до магнетитів із кварц-хлорит-карбонатних сланців штокоподібної рудної зони родовища Балка Золота вміст у них титану падає до 0,1%. В магнетиті із кварц-хлорит-карбонатного сланцю по основному туфу з вкра-

пленістю піриту визначено 60г/т золота (св. 0739, гл. 134,0м). Магнетит із серицит-кварц-карбонатного сланцю, який розкритий свердловиною 0507 на глибині 146,7м (лиственітзований аподіабаз), містить більше 10% титану.

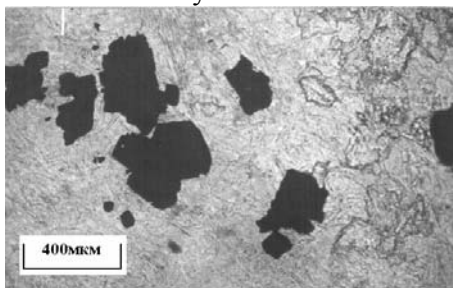


Рис. 3. Ізометричні виділення та полігональні зростки кристалів магнетиту (чорний) Балка Золота (проз. шліф, св. 0502, гл. 164,9м, ник II);

Такий же вміст титану виявлений у магнетитах хлоритизованого, турмалінізованого, карбонатизованого аподіабазу (св. 0502, гл. 164,9м) і карбонат-хлорит-плагіоклазового сланцю з турмаліном по аподіабазу (св. 0503, гл. 184,4м). В магнетитах із туфогених сланців біотит-хлорит-карбонат-альбіт-кварцового складу вміст титану складає 1,5-2,5% (св. 0505, гл. 152,2м і 154,2м), а у магнетиті із туфогеного сланцю кварц-плагіоклаз-хлорит-карбонатного складу знижується до 0,006% (св. 0507, гл. 125,1м). Магнетит з серицит-карбонат-кварц-хлоритових сланців по основним ефузивам вміщує від 2% до 10% титану, в той час як у магнетиті в зоні окварцювання і кварцових прожилках із тих же сланців кількість його складає 0,015-0,03%.

Таким чином, результати зрівняння середніх значень і меж коливання елементів-домішок у магнетитах апомафітів Сергіївського і Золотобалкінського золоторудних родовищ і Аполонівського рудопрояву Сурської зеленокамяної структури, мафіт-ультрамафітів Букинського, Коростенського і Корсунь-Новомиргородського масивів, талькового горизонту Кривого Рогу дали наступні результати:

– магнетити мафітів Сергіївського родовища і Аполонівського рудопрояву по мікроелементному складу порівнюються з магнетитами Коростенського і Корсунь-Новомиргородського габроїдних плутонів;

– відміна складу елементів-домішок у магнетитах мафітів Золотобалкінського родовища, імовірно, пояснюється підвищенням ступеня метаморфізму та більш інтенсивним проявленням тут метасоматичних процесів, які здійснювались під впливом плагіогранітоїдів сурського комплексу.

– розподіл елементів-домішок у магнетитах із мафітів Сурської структури свідчать про чітку диференціацію титану (2,12%–10,95%), марганцю (0,1%–0,55%), германію (0,001-0,036%), ванадію (0,007-0,51%) по відношенню до хрому, нікелю, кобальту.

Список літератури

1. Вахрушев В.А. Рудные минералы изверженных и метаморфических пород.–М: Недра, 1988.– 184 с.
2. Грудинин М.И., Демин И.А., Ильвицкий М.М., Шеремет Е.М. Микроэлементы в магнетитах из некоторых габброидных массивов Средне-Витимской горной области /Геохимические типы и рудоносность базит-гипербазитов гранулит-гнейсовых комплексов зеленокаменных поясов, офиолитов.– Иркутск: Ин-т геохимии СО АН СССР.– 1990.– С.179- 183.
3. Чернышова Л.В., Смелянская Г.А., Зайцева Г.М. Типоморфизм магнетита и оценка рудных месторождений.–М.: Недра, 1981.– 235 с.
4. Шеремет Е.М., Панов Б.С., Ильвицкий М.М. и др. Петрология и рудные минералы мафит-монцитонитовых пород Букинского комплекса Украинского щита// Изв. ВУЗов.– 1990.– №8.– С. 36-45.
5. Шеремет Е.М., Ильвицкий М.М., Панов Б.С. Анортозитрапакивигранитная формация Украинского щита на основе распределения микроэлементов в породах и рудных минералах (титаномангнетитах)// Изв. АН СССР. Сер. Геол.– 1991.– №4.– С.77-86.

АНАЛИЗ ПРОЦЕССА ГИДРОЛИЗА ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ ГИДРОГЕОХИМИЧЕСКИХ РАВНОВЕСИЙ В УСЛОВИЯХ РАЗРАБОТКИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Н.П. Шерстюк, Г.А. Власова, Днепрпетровский национальный университет, Украина

Приведен анализ гидрогеохимических равновесий в системе «вода-порода» в условиях разработки железорудных месторождений, для прогноза тенденций развития любой гидрогеохимической системы.

Отработка рудных месторождений Кривбасса ведется карьерами и шахтами, которые не только оставляют огромные пустоты (карьеры), насыпи - отвалы (у штолен), а также хвостохранилища в которых складированы «хвосты» обогащения руд. В хвостохранилищах складированы те руды, процентное содержание добываемых элементов в которых ниже промышленного, необходимого по технологии, либо складированы отработанные руды (хвосты), после извлечения полезных компонентов. Здесь складированы порой огромные количества (до сотен и десятков тысяч тонн) такой руды; хвостохранилища иногда занимают площади до десятков, сотен квадратных метров. Все те процессы, которые происходят с рудами в зоне гипергенеза, не прекращаются, а усиливаются в хвостохранилищах и отвалах шахт благодаря возрастающему механическому воздействию и доступу кислорода и воды. Происходит специфическое минералообразование, связанное с техногенными растворами. Техногенные растворы, имеющие значительные масштабы на изученных рудопроявлениях, представляют собой "жидкие руды" - попутное поликомпонентное сырье, в котором минералы находятся в технологически оптимальной форме. Там, где «жидкие руды» не подвергаются промышленной переработке, они полностью выносятся в грунтовые воды.

Поставленная и сформулированная еще В.И. Вернадским [1], проблема геологической эволюции в системе «вода-порода» в последние 20 лет приобрела особое значение как многоплановая и имеющая общегеологическое значение, так как данная система имеет повсеместное распространение в земной коре. Неслучайно поэтому ученые всех развитых стран занимаются разработкой разнообразных аспектов этой проблемы, что подтверждается материалами международных симпозиумов и многочисленными публикациями в журналах всего мира. Законодателями в этой области исследований выступают Р.М. Гаррельс [2], С.Р. Крайнов [3], А.И. Перельман [4], С.Л. Шварцев [5] и многие другие.

Однако механизм воздействия подземных вод на характер преобразований горных пород до сих пор не только не раскрыт, но даже концептуально не ясен. Связано это, прежде всего с тем, что глубоко не изучается, в частности, проблема взаимодействия подземных вод с вмещающими горными породами и минералами, не исследуется характер равновесия в системе «вода-порода», направленность геологической эволюции этой системы и т.д.

В настоящее время наметилось несколько подходов к решению проблемы геологической эволюции системы «вода-порода». Первый – экспериментальный подход, отличающийся стремлением изучить детали механизмов взаимодействия в системе «вода-порода» на минералогическом, геохимическом, атомарном уровнях, второй – активно развивает термодинамическое моделирование процессов в системе «вода-порода».

В частности, установлено, что система «вода – порода» всегда находится в равновесно-неравновесном состоянии на любом участке земной коры, что определяет ее непрерывное и геологическое длительное развитие с образованием разнообразных вторичных минеральных фаз в тесной ассоциации со строго определенными геохимическими типами воды.

Установлено также, что система «вода – порода» в своем развитии проходит несколько этапов, различающихся механизмом взаимодействия, каждый из которых определяется характером геохимической среды. При этом на фоне общего увеличения объема разрушаемых пород и роста солёности воды, число связываемых элементов возрастает, что обеспечивает прогрессивное и строго последовательное формирование вторичных продуктов. При этом

каждый химический элемент в процессе взаимодействия с породой проходит, как минимум, две основных стадии. На первой стадии химический элемент переходит в водный раствор и мигрирует в растворенной форме. Его содержание растет в растворе по мере увеличения времени взаимодействия с породой. После достижения равновесия к какому-либо минералу, начинается его выпадение. С этого момента наступает вторая стадия взаимодействия. На этой стадии содержания химического элемента в растворе не растут, но зато растет объем вторичной фазы. Поскольку в процессах растворения породы участвует много химических элементов, то применительно к системе в целом стадий и этапов эволюции можно выделить множество.

Следовательно, в процессе эволюционного развития системы «вода – порода» из одного первичного минерала и воды происходит стадийное образование целой гаммы вторичных продуктов, ассоциирующих со строго определенными геохимическими типами воды. Так, например, анортит при длительной геологической эволюции с водой может сформировать гиббсит, бемит, каолинит, монтмориллонит, кальцит, альбит, хлорит, разнообразные цеолиты, эпидот, ломонтит, флюорит и т.д. Каждый из этих минералов устойчив только в ассоциации с водой строго определенного химического состава, а значит и формируется лишь на определенной стадии взаимодействия в системе «вода – порода».

Формирование химического состава подземных вод - сложный, длительный и многоступенчатый процесс. Можно сказать, что в земной коре он идет постоянно. Особенно сложны гидрогеохимические процессы в условиях техногенеза. Как известно, в этих условиях изучаются два явления: формирование новых техногенных водоносных горизонтов и образование природно-техногенных водоносных горизонтов смешанного состава [6].

Отработка месторождений полезных ископаемых, ведение на них горно-технических и технологических работ приводят к активизации физико-химических процессов, в результате которых образуются разнообразные техногенные минералы и минеральные образования. Особенно интенсивно техногенные процессы протекают в зоне гипергенеза рудных месторождений, т. е. в окисленных рудах. По существу, они переформируют сформированную прежде зону гипергенеза, расширяя ее границы, значительно (в 15–20 и более раз) углубляя окислительные процессы и осуществляя вынос за пределы месторождений продукты окисления руд.

В техногенной метаморфизации подземных вод большую роль играют гетерогенные процессы массообмена, в результате которых происходит образование новых твердых фаз. Процессы, протекающие с участием водонасыщенных пород, включают гидролиз силикатов и алюмосиликатов, выщелачивание, техногенный метасоматоз и др.

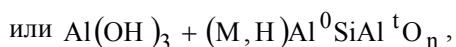
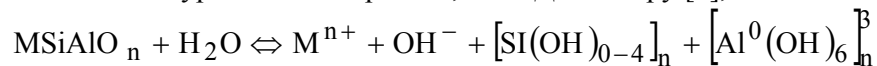
Гидролиз объединяет процессы взаимодействия водородных и гидроксильных ионов воды с различными твердыми фазами [6]. В условиях техногенеза преобладает гидролиз силикатов и алюмосиликатов. Основными источниками ионов H^+ и OH^- являются сама вода как растворитель, кислоты и основания, поступающие с загрязненными атмосферными осадками и сточными водами и образующиеся в результате химических и биохимических процессов.

В зависимости от того, какой из ионов – H^+ или OH^- – участвуют в рассматриваемом процессе, различают кислый и щелочной гидролиз минералов водоносных пород.

Нами предложен подход к изучению процесса гидролиза силикатов и алюмосиликатов в районах разработки железорудных месторождений.

Кислый гидролиз силикатов и алюмосиликатов сводится к замещению ионами водорода макрокатионов, алюминия и кремния кристаллической решетки с последующим поступлением их в жидкую фазу и образованием новых твердых соединений на границе раздела «исходный минерал – вода».

Обобщенное уравнение гидролиза, по У.Д. Келлеру [5], может быть записано в виде



где n относится к неопределенным атомным отношениям, o и t – соответственно к октаэдрическим и тетраэдрическим координациям; M – металлические катионы; последний член реакции $(M, H)Al^oSiAl^tO_n$ – включает три возможных вещества: глинистый минерал, цеолит и силикатные обломки.

Гидролиз алюмосиликатов состоит из взаимного химического разложения твердого вещества и воды. В подавляющем большинстве случаев он протекает путем полного перевода в раствор химических элементов с последующим их осаждением в виде новых вторичных минеральных фаз. Таким образом, подземные воды находятся постоянно в ненасыщенном состоянии относительно исходных минералов, которые могут растворяться в течение всего времени их взаимодействия с подземными водами.

На пути установления равновесия воды с первичными алюмосиликатами встает карбонатный барьер, т. е. по мере того, как в растворе возрастают концентрации кальция, и растет pH, происходит насыщение воды карбонатами и из раствора начинает выпадать кальцит. Выпадение карбонатов уменьшает концентрации элементов и способствует сохранению неравновесного состояния воды с вмещающими алюмосиликатами. Даже после достижения в растворе карбонатного равновесия вода остается неравновесной с первичными алюмосиликатами и продолжает их разрушать, но при этом кальций не накапливается, а переходит в осадок в виде карбонатов. В то же время другие катионы, и в частности натрий и магний, продолжают накапливаться в растворе. [5]

Равновесие в системе «вода – порода» носит двоякий характер: система неравновесна относительно первичных алюмосиликатов, но в определенных геохимических условиях равновесна относительно вторичных. При выветривании образуются только те соединения, которые равновесны с водой и которые являются устойчивыми к агрессивному воздействию подземных вод.

Установление вероятных тенденций преобразования минерального вещества в гидрогеохимических средах, которые контролируют современные процессы седименто-литогенеза, возможно путем использования диаграмм полей устойчивости минералов, построенных в различных координатах, характеризующих эти среды.

Рассмотрены реакции гидролиза [6, 7] и определены константы равновесия рассмотренных реакций. Полученные уравнения прямых разграничивают поля устойчивости альбита, анортита, монтмориллонита, каолинита в системе $H_2O - HCl - Al_2O_3 - SiO_2 - MgO - CaO - Na_2O$ при 25^0 и $Ig [H_4SiO] = -3,6$. [8].

Наряду с процессами кислого гидролиза, как указывалось выше, в подземных водах имеет место щелочной гидролиз:

Анализ уравнений гидролиза силикатов и алюмосиликатов показывает, что анионы не оказывают решающего влияния на изменение устойчивости силикатных минералов. Они лишь косвенно, в сумме с катионами, определяют величину ионной силы, от которой зависят коэффициенты активности ионов в растворе.

Наибольшее влияние имеют концентрации H^+ , высокие концентрации обуславливают интенсивное развитие гидролитической диссоциации силикатов, низкие – ограничивают этот процесс образованием хлоритов и гидрослюд.

В слабощелочных условиях равновесными с водой являются монтмориллонит и кальцит.

Согласно И. Пригожину [9] «...теория вероятностей ориентирована во времени. Предсказание будущего отлично от восстановления хода событий задним числом», поэтому анализ возможных вероятностных методов оценки гидрогеохимических равновесий позволил выбрать марковские процессы.

«Кратко отличительную особенность марковских процессов можно сформулировать следующим образом: вероятности переходов однозначно определены и не зависят от предыстории системы. Марковский процесс включает в себя флуктуации. Коль скоро наиболее вероятное состояние достигнуто, система отклоняется от него лишь на небольшие расстояния и на короткие промежутки времени. Иначе говоря, система лишь флуктуирует около состояния-аттрактора» [9].

Основным математическим отношением для динамических марковских цепей (ДМЦ) является уравнение, с помощью которого определяется состояние системы на каждом шаге. Уравнение имеет вид:

$$\Pi_{[n]}^{(k)} = P_{<n>}^{(0)} * \Pi_{[n]}^k \quad (1)$$

и называется уравнением Колмогорова-Чепмена.

Уравнение Колмогорова-Чепмена относится к классу рекуррентных отношений, что позволяет вычислить вероятность состояний Марковского случайного процесса на любом шаге (этапе) при наличии информации о предыдущих состояниях.

Под эргодичной ДМЦ подразумевается цепь, которая не имеет безвозвратных состояний. Таким образом, в такой цепи возможны любые переходы между состояниями.

Поскольку в эргодичной ДМЦ на любом шаге должны быть любые переходы, то очевидно при этом, что переходные вероятности не должны равняться нулю. Из этого условия выходят некоторые свойства регулярных ДМЦ:

1. Степени $\Pi_{[n]}^k$ при $k \rightarrow \infty$ стремятся к стохастической матрице $A_{[n]}$;
2. Каждый ряд матрицы $A_{[n]}$ представляет тот самый вероятностный вектор

$$a = \langle a_1, a_2 \dots a_n \rangle, \quad (2)$$

все компоненты которого позитивны.

Вектор (2) в теории ДМЦ занимает особое место из-за наличия множественных применений и называется вектором граничных или финальных вероятностей (иногда – стационарным вектором). Финальные вероятности определяются с помощью векторно-матричного уравнения:

$$\alpha_{<n>} = \Pi_{<n>} \cdot \alpha_{<n>}, \quad (3)$$

которое в развернутом виде имеет вид:

$$\begin{aligned} \alpha_1 P_{11} + \alpha_2 P_{12} + \dots + \alpha_n P_{1n} &= \alpha_1; \\ \alpha_1 P_{21} + \alpha_2 P_{22} + \dots + \alpha_n P_{2n} &= \alpha_2; \\ \alpha_1 P_{n1} + \alpha_2 P_{n2} + \dots + \alpha_n P_{nn} &= \alpha_n \end{aligned} \quad (3a)$$

К уравнениям (3 та 3a) можно дополнительно ввести условия нормирования:

$$\sum_{i=1}^n \alpha_i = 1. \quad (4)$$

Множество характеристик эргодичных цепей определяются с помощью фундаментальной матрицы, которая в этом случае имеет вид:

$$M_z = \left[I - \left(\Pi_{<n>} - A_{<n>} \right) \right]^{-1}. \quad (5)$$

Для эргодичных цепей характеристикой, которая имеет важное практическое значение, является продолжительность времени, за которое процесс из состояния S_i впервые попадает в S_j , так называемое время первого достижения. Матрица среднего времени достижения определяется по формуле:

$$M_t = \left(I - M_z + E \cdot M_{zdg} \right) \cdot D, \quad (6)$$

где M_z - фундаментальная матрица (5);

I - единичная матрица;

M_{zdg} – диагональная матрица, образованная из фундаментальной, заменой всех элементов, кроме диагональных - нулями;

D – диагональная матрица с диагональными элементами $d_{ii} = 1/a_i$;

E - матрица, все элементы которой равны единице.

Нами выполнен анализ равновесных гидрогеохимических состояний для грунтовых вод на территории СевГОКа по 16 скважинам за период наблюдений с 1984 по 2006 гг. Установлено, что наиболее широко распространенными процессами гидролиза являются: образование вторичного Mg-монтморилонита; наиболее интенсивно происходит щелочной гидролиза алюмосиликатов с установлением гидрогеохимического равновесия в районе промплощадки.

Промплощадка СевГОКа расположена на расстоянии 1 км к юго-западу от хвостохранилища и приурочена к водоразделу между б. Приворотная и б. Петрикова. Поверхность наклонена к юго-востоку, абсолютные отметки изменяются от 135 до 125 м. Площадь промплощадки составляет 250 га. К территории промплощадки примыкают следующие техногенные объекты: часть хвостохранилища, обогатительные фабрики, Анновский карьер. Территория промплощадки насыщена подземными водонесущими коммуникациями, утечки из которых не поддаются учету и наблюдениям. На территории промплощадки грунтовый поток имеет куполообразную форму. Глубина залегания уровня в центральной части купола 5,17 м – 5,57 м с абсолютной отметкой зеркала соответственно 129,01 м – 127,35 м. От купола поток растекается к базисам разгрузки б. Петрикова и б. Приворотная (рис. 1).

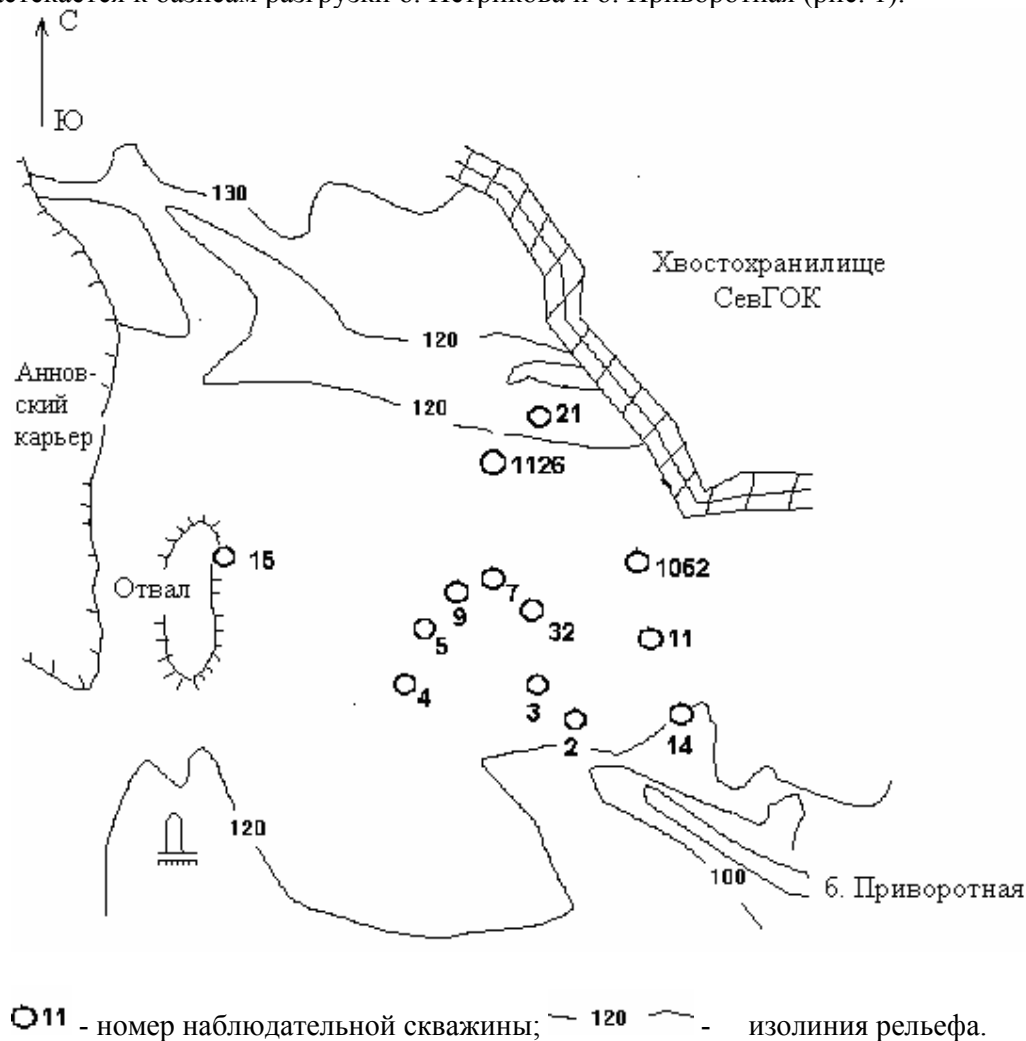


Рисунок 1 – Карта-схема территории промплощадки СевГОКа

Для описания гидрогеохимических процессов взаимодействия алюмосиликатов с водой был применен математический аппарат дискретных марковских цепей описанный выше. В частности была создана программная среда, в которой реализовано два подхода:

–статистический (одношаговый), когда на основе математической модели, которая описывает поведения системы в любой момент времени на один шаг, получают функциональные зависимости показателя эффективности от руководимых переменных (целевую функцию). Далее путем обычных процедур получают оптимальные значения руководимых переменных, что обеспечивает получения максимального эффекта;

–динамический (многошаговый), когда проигрывается поведение системы на протяжении определенного периода и определяется оптимальная стратегия (стохастическое динамическое программирование).

Гидрогеохимические равновесия в системе «вода-порода» с помощью марковских цепей были рассчитаны для скважин 11, 15, 5, 7, 32, 2 (рис. 1).

Рассмотрен пример установления равновесий в районе скважины №11.

Временной интервал (шаг) равный 90 сут (50 измерений, 1 раз в квартал).

Как состояния системы принимаются:

S_1 - каолинит; S_2 – Mg-монтмориллонит; S_3 – Mg-хлорит.

Матрица перехода с учетом принятых переходных вероятностей $P_{[3]}^0=(0,02; 0,53; 0,45)$ в начальный момент имеет вид:

$$P_{[3]}^0 = \begin{pmatrix} 0 & 0 & 1 \\ 0,04 & 0,62 & 0,34 \\ 0 & 0,5 & 0,5 \end{pmatrix} \quad (7)$$

Не взирая на наличие нулей в первоначальной матрице, в данной цепи отсутствует поглощающее состояние и через определенное количество шагов в ней, возможно любые переходы и она является эргодичной. Так, например, с помощью уравнения Колмогорова-Чепмена (1) показано, что матрица примет вид:

$$P_{[3]}^2 = \begin{pmatrix} 0 & 0,01 & 0,01 \\ 0,013 & 0,294 & 0,223 \\ 0,009 & 0,252 & 0,189 \end{pmatrix} \quad (8)$$

При последовательном возведении в более высокую степень матрица эргодической цепи будет иметь одинаковые ряды, т.е. «стягивается» в вектор финальных вероятностей. В этом случае этот вектор имеет вид:

$$\alpha_{[3]}=(0,022; 0,556; 0,422). \quad (9)$$

Таким образом, если вероятности переходов оценены правильно и остаются постоянными на протяжении длительного времени, данная гидрогеохимическая система достигает равновесного состояния, в котором приблизительно 22% составляет каолинит, 55,6% составляет монтмориллонит и 42,2 % хлорит.

На основе формулы (9) вычисляются среднее время достижения каких-либо состояний. При этом матрица M_t будет иметь вид:

$$M_t = \begin{pmatrix} 45,454 & 1,9 & 0,044 \\ 43,666 & 1,8 & 2,89 \\ 45,435 & 1,861 & 2,369 \end{pmatrix} \quad (10)$$

Таким образом, на основе данной матрицы можно определить, например, что среднее время, необходимое для достижения равновесия с каолинитом составит $43,666*90=3929$ сут (10,7 лет). Аналогично, с монтмориллонитом $1,861*90=167,5$ сут (0,5 лет).

В конце концов, зная матрицу времени и вектор финальных вероятностей, можно определить вектор среднего времени первых достижений в равновесном состоянии гидрогеохимической системы:

$$M_{at} = (43,452; 0,827; 1,608). \quad (11)$$

Поскольку каждый временной шаг принимался равным 90 сут, то среднее время, для достижения случайно выбранного равновесия, например, с каолинитом, будет равным $43,452*90=3910,7$ сут (10,7 лет).

Анализ векторов финальных вероятностей исследования скважин позволяет разбить их на две группы: к первой группе относятся 15, 5, та 7 скважины в которых преобладающим является третье состояние системы (достижение равновесия с Mg-хлоридом через 40 - 200 сут, равновесия с каолинитом произойдет через 40 - 3500 сут, с Mg- монтмориллонитом через 30 - 700 сут. Ко второй группе относятся 32, 2, та 11 скважины, в которых преобладающим является второе состояние системы (достижение равновесия с Mg-монтмо-

риллонитом через 70 - 650 сут, равновесие с Mg-хлоридом через 100-750 сут. Достижения равновесия с каолинитом является мало вероятным.

Сопоставление результатов расчетов и гидрогеологических условий территории промплощадки позволяет выделить первый участок со скважинами 5, 15, та 7 на который большое влияние оказывает Анновский карьер. Наличие такой техногенной дрены замедляет образование водоносного горизонта грунтовых вод и соответственно достижения равновесия в водовмещающих породах. На втором участке (скважины 32, 2 та 11) решающее значение имеет наличие природно-техногенной области разгрузки – пруд в б. Приворотная. Движение подземных вод на данном участке замедленное по сравнению с первым участком, поэтому время взаимодействия грунтовых вод и водовмещающих пород более продолжительное, и на этом участке достигаются другие, отличные от первого, гидрогеохимические равновесия.

Таким образом, на основе данной математической модели можно прогнозировать тенденции развития той или иной гидрогеохимической системы и принимать решения. Необходимо отметить, что, во-первых, данный прогноз будет сильно зависеть от точности исходных данных и, во-вторых, при этом не учитывается влияния техногенных и других внешних влияний.

Список литературы

1. Вернадский В.И. Химическое строение биосферы Земли и ее окружения. – М.: Наука, 1987. – 458 с.
2. Гаррелс, Р.М., Ч.Л. Крайст Растворы, минералы, равновесия.– М.: Изд-во Мир, 1968.- 367 с.
3. Крайнов С.Р., Швец В.М. Основы геохимии подземных вод. – М.: Недра, 1980. – 285 с.
4. Перельман А.И. Геохимия природных вод. – М.: Наука, 1982. – 151 с.
5. Шварцев, С.Л. Гидрогеохимия зоны гипергенеза.– М.: Изд-во Недра, 1988.- 366 с.
6. Тютюнова Ф.И. Гидрохимия техногенеза. М.: Недра, 1987. – 335 с.
7. Зверев В.П. Роль подземных вод в миграции химических элементов.– М.: Недра, 1982. – 186 с.
8. Шерстюк Н.П., Бабицкая М.В. Особенности процесса гидролиза алюмосиликатов водовмещающих пород в условиях техногенеза/ Вісник ДНУ.– 2005. – вип.. 5. – С. 37-45.
9. И.Пригожин, И. Стингерс Порядок их хаоса: Новый диалог человека с природой.- М.:Прогресс, 1986. – 432 с.

РАДОНОВИЙ КОНТРОЛЬ ТЕРИТОРІЇ ТА ТЕКТОНІЧНІ ПОРУШЕННЯ КРЕМЕНЧУЦЬКОГО ГІРНИЧО-ДОБУВНОГО РАЙОНУ

*О. І. Мамедов, Кременчуцький університет, економіки інформаційних технологій
і управління, Україна*

Наведено результати радонового контролю Кременчуцького гірничодобувного району. Розглянуто складові геологічного середовища, взаємозв'язок між концентрацією радону і зонами тектонічних порушень, що дозволяє враховувати даний фактор для оцінки стану геологічного середовища вивчаємої території.

За визначенням О.М. Адаменка і Г.І. Рудька [1]: «Геологічне середовище – це верхня частина літосфери (земної кори), яка включає приповерхневу частину гірських порід, ґрунтовий шар, який залягає на цих породах, рослинний покрив і рельєф земної поверхні, що знаходяться під прямим або опосередкованим впливом діяльності людини». Видобуток та переробка родовищ корисних копалин, промислова діяльність, будівельні роботи тощо, не тільки призводять до порушення фізико-хімічного стану верхньої частини земної кори (літосфери), але й суттєво впливають на природний перебіг ендегенних і екзогенних процесів природного середовища [2]. Розробка науково обґрунтованих заходів, спрямованих на мінімізацію негативного впливу діяльності людини на природне середовище, вимагає більш детального вивчення геологічного середовища території.

Основним методом контролю за станом геологічного середовища є моніторинг – спостереження, узагальнення і аналіз інформації про системи, що розвиваються як природним шляхом, так і під впливом техногенної діяльності і радіаційного навантаження.

Серед джерел природної радіоактивності, які зумовлені як космічним випромінюванням – потоком елементарних частинок дуже високої енергії (10^{10} – 10^{12} еВ і вище), що надходять на поверхню Землі з Космосу, так і випромінюванням радіоактивних ізотопів природного походження, які містяться в літосфері, гідросфері та біосфері, най-більшу небезпеку для людини і всього живого на Землі становить невидимий, що не має смаку і запаху, хімічно інертний газ радон. У загальному радіаційному «тиску» на населення Землі його частка складає майже 50 % [3,4].

Радон є одним із основних чинників формування радіаційного фону та опромінення живих організмів, у тому числі, людини. Рівень опромінення живих організмів залежить від поширення та глибини залягання гірських порід, що містять природні радіонукліди у вигляді окремих мінералів або в розсіяному стані, а також від концентрації останніх (радіогеохімічні аномалії). В зв'язку з цим проведення радонового контролю досліджуваної території є актуальним для оцінки стану геологічного середовища вивчаємої території.

Виходячи з цього *метою* даної роботи є вивчення розповсюдження радону в межах Кременчуцького району, визначення зон його підвищеної концентрації та встановлення взаємозв'язку з тектонічними порушеннями геологічного середовища.

Для досягнення поставленої мети було вирішено наступне: розглянуто геологічну та тектонічну будову Кременчуцького гірничодобувного району; проведено радоновий контроль та встановлено взаємозв'язок тектонічних порушень із концентрацією радону на досліджуваній території.

Первинним джерелом радону є гірські породи, що містять уран. Утворення в них ізотопів радону відбувається внаслідок еманції з постійною швидкістю відповідно до законів радіоактивного розпаду. Радон, який виділяється з гірських порід, надходить в атмосферне повітря, горизонти підземних вод, ґрунти, накопичується в підземних гірничих виробках, підвальних приміщеннях та перших поверхах будівель.

Утворення і розповсюдження радону вивчає геологія, оскільки власне гірські породи і є його першоджерелами. В першу чергу вміст радону в навколишньому середовищі залежить від концентрації материнських елементів у породах і ґрунті. В зв'язку з цим перші уявлення

про розповсюдження радону в навколишньому середовищі можна отримати з аналізу геології територій.

В геологічній будові Кременчуцького району беруть участь архейські породні комплекси, які складають кристалічну основу, їх кора вивітрювання та осадові породи кайнозойського чохла. Досліджувана територія розташована на межі південно-західного схилу Дніпровсько-Донецької западини та Українського щита, що фіксується чисельними виходами кристалічних порід на денну поверхню на обох берегах річки Дніпро. Скельні виходи в основному представлені біотит-плагіоклазовими смугастими мігматитами та плагіогранітами дніпропетровського комплексу архею з різновеликими реліктовими тілами амфіболітів і біотит-амфіболових гнейсів аульської серії [1, 5, 6].

Кристалічні породи докембрію Кременчуцького району перекриті палеогеновими та четвертинними осадовими відкладеннями кайнозою, які залягають на свіжих гранітоїдах, частково на продуктах їх вивітрювання (кора вивітрювання) і заповнюють усі не-рівності поверхні покрівлі кристалічного масиву.

У тектонічному відношенні досліджувана територія приурочена до потужної зони Криворізько-Кременчуцького глибинного розлому, який через мережу розломів підпорядкованого значення (Онуфрієвський, Кохнівський, Піщанський), створює зону підвищеної тріщинуватості. Тобто тут природні тектонічні процеси зумовили суттєві порушення в монолітності докембрійських масивів, утворивши густу мережу розломів, зон підвищеної тріщинуватості, подрібненості порід тощо. Завдяки розломній тектоніці архейські породи, які є своєрідним «фундаментом» для інфраструктури міста, розбиті на низку рівновеликих (від 5 - до 10 – 20 км²) блоків, відокремлених один від одного зонами відкритої тріщинуватості.

Блоки кристалічних порід перекриті малопотужним чохлам осадових порід кайнозою, субгоризонтальне залягання яких «замасковує» зони розломів останніх. Проте розробка родовищ із залученням вибухових і вібро-відбійних технологій призводить до поновлення природної тріщинуватості й формування техногенної. Таким чином, сто-годні масиви гірських порід, на яких споруджені промислові та житлові комплекси міста – це у високому ступені розуцільнені в фізико-механічному відношенні ділянки верхньої частини земної кори, по яких відбувається проникнення радону в атмосферу.

Не дивлячись на те, що радіоактивні елементи зустрічаються в тих чи інших кількостях повсюди, розподілення їх в земній корі дуже нерівномірне. Найбільш високі концентрації урану притаманні магматичним породам, в особливості гранітоїдам (плагіогранітам і мігматитам), які мають широкий розвиток в досліджуваному районі. Природно, що ґрунти та уламкові відкладення, які утворились в результаті переробки вищеназваних порід, також можуть мати певну кількість уранових елементів.

Враховуючи, що основним джерелом надходження радону в повітря приміщень є геологічне середовище під будівлею, то даний газ легко проникає в приміщення по розуцільнених зонах земної кори (зонах підвищеної тріщинуватості). Як результат – більша частина тектонічних порушень може перетворюватись в радононосні підводящі структури. Таким чином за рахунок відбору проб повітря на радон і визначення його концентрації можна виявляти тектонічні порушені зони (тектонічні розломи).

Виходячи з цього нами була поставлена мета виявлення взаємозв'язку зон підвищеної концентрації радону із зонами тектонічних порушень, які закартовані на території залягання масивів гірських порід на території Кременчуцького району. Для її досягнення, разом з працівниками Кременчуцької санепідемстанції, на об'єктах території міста були відібрані проби атмосферного повітря та по стандартній методиці Маркова розраховано показники концентрацій радону (табл. 1).

Таблиця 1 Характеристика концентрації радону в пробах, відібраних на території Кременчуцького району

№ проби	Адресна прив'язка та місце відбору проби	Концентрація радону ЕРОА, Бк/м ³
1	2	3
1	Вул. 50 років СРСР, 10 кв. 4	12,6
	кв. 35	9,4
2	Вул. Пролетарська, 1 торговий зал № 1	26,1
	торговий зал № 7	20,1
3	Вул. 40 років Жовтня, 2/7 торговий зал 1 поверх	8,3
4	Вул. Р-н привокзальної площі цокольний поверх	7,5
5	Вул. Приходько, 139 ВАТ «КВБЗ»	7,0
6	Пр. 50 років Жовтня, 54 1 поверх	5,0
7	Вул. Г. Сталінграда, 5 1 поверх	5,65
8	Вул. Першотравнева, 63/16 1 поверх	6,6
9	Вул. Леніна, 15/42 цокольний поверх	5,0
10	Вул. Цюрупі, 21а кв. 1	8,0
	кв. 2	9,9
11	Пр. 50 років Жовтня, 33 1 поверх	32,5
12	Пр. 50 років Жовтня, 51 кв. 75	10,1
13	Вул. Гвардійська, 1/71 1 поверх	19,8
14	Вул. Пролетарська, 9 кв.2	8,7
15	Вул. Воровського, 21 1 поверх	5,0
16	Пров. Луговий, 18а 1 поверх	13,6
17	Вул. 60 років Жовтня, 32 підвальне приміщення	9,9
18	Вул. Кооперативна, 1б 1 поверх	5,5
19	Вул. 60 років Жовтня, 172 1 поверх	5,0
20	Пр. 50 років Жовтня, 74 1 поверх	5,0
21	7 – й Хорольський тупик, 12 1 поверх	18,0
22	Вул. Ревенко, 7а 1 поверх	5,4
23	Вул. Красіна, 40 1 поверх	13,2
24	Вул. Пролетарська, 6/20 1 поверх	8,1
25	Вул. Приходько, 139 ВАТ «КВБЗ»	6,5
26	Вул. Б. Хмельницького, 18 2 поверх	6,5
27	Вул. Галузева, 5б 1 поверх	32,1
28	Пр. 50 років Жовтня, 40 1 поверх	4,72
29	Вул. 50 років СРСР, 9 1 поверх	32,5
30	Вул. Сербіченка, 3 2 поверх	12,4
31	Район СП-12 – об'їзна дорога на Полтаву, база з виготовлення пам'ятників	20,0
32	Вул. Східна(гуртожиток) 1 під'їзд	8,6
	2 під'їзд	12,7
33	Пр. 50 років Жовтня, 61/2 1 поверх	18,1
34	Вул. Першотравнева, 23а 1 поверх	16,3
35	Вул. Красіна, 67 1 поверх	6,0
36	Вул. Полтавська, 32 кв. 3	12,1
	кв. 6	5,3
37	Просп. Полтавський, 265 1 поверх	8,8
38	Вул. Шевченко, 28/4 1 поверх	5,0

39	Пров. К. Лібкнехта	торговий кіоск	36,3
40	Просп. 50 років Жовтня, 16	1 поверх	12,3
41	Вул. Бутиріна, 54	1 поверх	27,4
42	Вул. Леніна, 8/16	1 поверх	21,7
43	Вул. Макаренко, 36а 36б		21,3 10,2
44	Вул. 60 років СРСР, 17	1 поверх	13,0
45	Пр. Полтавський, церква Серафима Садовського	1 поверх	11,7
46	Вул. О. Дундича, 1	1 поверх	3,2
47	Вул. Гвардійська, 1/71	1 поверх	6,3
48	Вул. Жовтнева, 4/11	1 поверх	18,89
49	Вул. Тельмана, 28	1 поверх	16,37

По точках відбору проб, нанесених на картографічну основу (рис. 1), методом ізоліній (ізорад) побудована схема розповсюдження радону на території Кременчуцького району з пошаговою його концентрацією через 5 Бк/м³. Це дає змогу виділяти зони з максимальною і мінімальною концентрацією радону на території дослідження.

Провідниками радону під землею є регіональні розломи, закладені у архей-протерозойський час, і розломи, активовані в мезо-кайнозойську епоху, за допомогою яких радон з'являється на поверхні землі і частково концентрується в пухких шарах порід землі.

Аналізуючи отриману інформацію, відмічаємо, що спостерігається взаємозв'язок зон підвищеної концентрації радону з тектонічними розломами, які закартовані і проходять по ним за даними геологічних досліджень. По даним радонового контролю констатуємо, що в північній (Молодіжний), частково в центральній і в південній (Крюків) частинах м. Кременчука, ізогради з підвищеною концентрацією радону (>25 – 30 Бк/м³) співпадають, або знаходяться в межах тектонічних порушень. Тобто підтверджується теза, що процес надходження радону у повітряний простір тісно пов'язаний із тектонічними розломами як природного так і техногенного характеру. А звідси можна стверджувати, що проведення радонового контролю при моніторингових дослідженнях геологічного середовища даної території дає можливість визначати зони з підвищеною концентрацією радону, і на цій основі картувати нові тектонічні розломи або зони порушень, що виникли як природним шляхом, так і в результаті техногенного впливу (вибухові роботи на кар'єрах, вібраційні процеси роботи устаткування промислових підприємств та інше на довкілля).

Проведення радонового контролю геологічного середовища дозволяє оцінювати ступінь його ураженості на основі виявлення існуючих та додаткових зон тектонічних порушень, що може вказувати на ступінь сейсмостійкості досліджуваної території.

Висновки

Таким чином оцінка стану геологічного середовища Кременчуцького району на основі радонового контролю дозволяє зробити наступні висновки:

1. Масив гірських порід, на якому споруджені промислові та житлові комплекси міста – це гранітоїдні породи, в яких природна тріщинуватість і частково техногенна, є джерелом надходження радону в повітря.

2. Виявлений взаємозв'язок між концентрацією радону і місцем розташуванням зон порушень дає можливість на досліджуваній території знаходити (картувати) нові тектонічні розломи.

3. Виявлення на основі радонового контролю додаткових зон тектонічних порушень може вказувати на зниження ступеня сейсмостійкості, та ступеня ураженості геологічного середовища в регіоні.

4. Проведення радонового контролю геологічного середовища досліджуваної території є запорукою прогнозування і попередження виникнення та розвитку надзвичайних ситуацій природно-техногенного характеру.

КАРТА-СХЕМА
Кременчуцького району
М1:100000

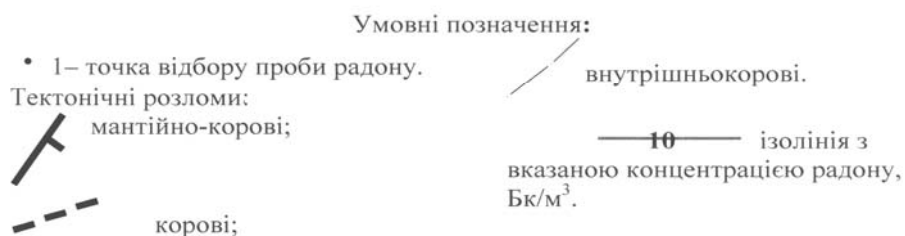
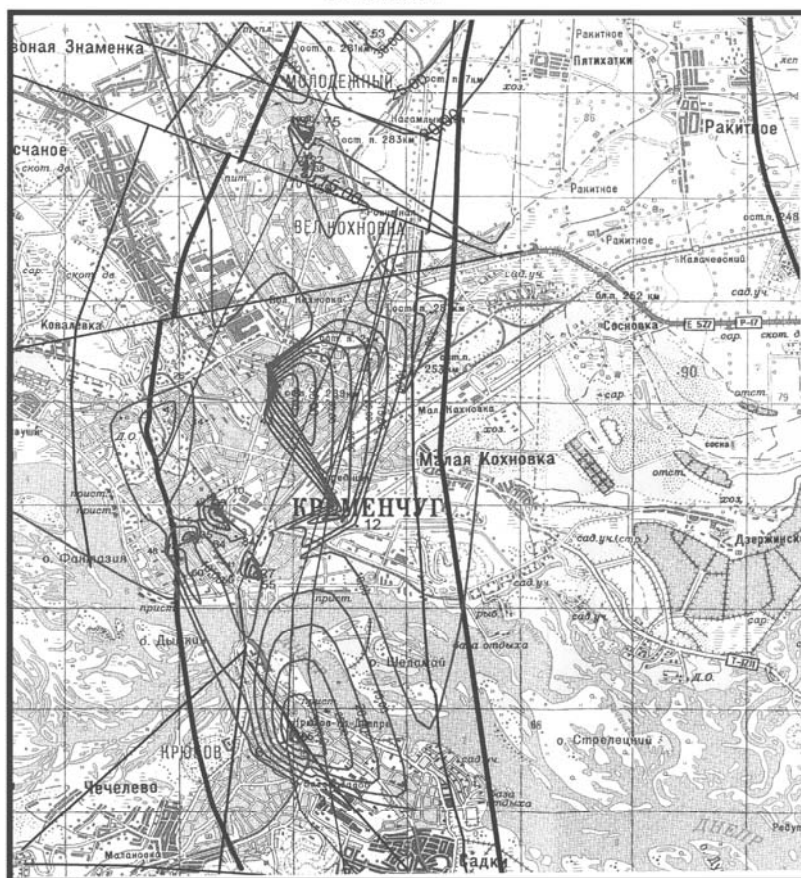


Рис. 1 Схема радонового контролю досліджуваної території

Список літератури

1. Адаменко О., Рудько Г. Екологічна геологія. – Київ: Манускрипт, 1997. – 349 с.
2. Паранько І.С., Сіворонов А.О., Мамедов О.І. Геологія з основами геоморфології. Навч. посібник. – Кривий Ріг: Мінерал, 2008. – 373 с.
3. Моисеев Л.А., Иванов В.И. Справочник по дозиметрии и радиационной гигиене. – М.: Энергоатомиздат, 1990. – С. 69 – 72.
4. Виноградов Ю.И. Контролируем радон // Радио – 2001. - № 1. с. 27-28.
5. Горбунов В.В., Товажнянський Л.Л., Омельченко Н.М. Радіоекологія: Навч. посібник – Чернівці: Букрек, 2005. – 354 с.
6. Коваленко Г.Д. Радіоекологія України. - Х.: Основа, 2008. – 253 с.

О РАСПРЕДЕЛЕНИИ МЫШЬЯКА В УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ КРАСНОАРМЕЙСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА ДОНБАССА

В.В. Ишков, В.Н. Нагорный, Д.В. Приходченко, Национальный горный университет, Украина

В статье рассмотрены особенности распределения As в угольных пластах Красноармейского геолого-промышленного района. Установлен характер его распределения, выполнен расчет средневзвешенных концентраций в углях основных пластов и свит, выявлен состав типоморфной геохимической ассоциации As с другими токсичными и потенциальными элементами в углях района.

Выполнение исследований, посвященных распределению As в углях основных рабочих пластов Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса связаны с повышением требований к охране окружающей среды, обуславливающих потребность в новых научно обоснованных методах прогноза содержания токсичных элементов в добываемой шахтами горной массе, отходах добычи и углеобогащения. Особая актуальность данной проблемы определяется Законами Украины “О надрах”, “Про охорону навколишнього середовища”, “Про охорону атмосферного повітря”, “Про екологічну експертизу”, “Про відходи”, постановлениями кабинета министров Украины № 22 от 30.09.1995 г. и № 688 от 28.06.1997 г., а также нормативными документами ГКЗ.

Для объективной оценки воздействия угледобывающей промышленности и предприятий теплоэнергетики на экологическую ситуацию и планирования наиболее эффективных мероприятий, направленных на ее улучшение, необходимо располагать сведениями о характере распределения и уровне концентрации токсичных элементов в углях и вмещающих породах извлекаемых в процессе добычи. С целью получения такой информации в Национальном горном университете были выполнены детальные исследования, охватившие всю территорию одного из наиболее перспективных районов Донбасса – Красноармейского геолого-промышленного района.

В данной работе основными задачами изучения геохимии токсичных элементов в основных рабочих угольных пластах являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций As; формирование представительных выборок анализов содержаний As по отдельным угольным пластам и по району в целом; установление средних концентраций As в угле основных пластов, отдельных свит и района в целом; анализ распределения содержаний As в целом по району; выявление связи и расчет уравнений регрессий между концентрациями As и другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами, петрографическим составом углей и их основными технологическими параметрами.

Собранный материал характеризует содержание As в углях 56 пластов относящихся к свитам C_1^4 (пласт d_4), C_2^1 (пласты f_0^5, f_0^7, f_1), C_2^2 (пласты $g_1, g_1^{2H}, g_1^2, g_1^3, g_1^4$), C_2^3 (пласты $h_1^H, h_1, h_4, h_5, h_6, h_8, h_{10}, h_{10}^1$), C_2^5 (пласты $k_3, k_5^H, k_5, k_5^B, k_6, k_7, k_7^1, k_7^{1+2}, k_7^2, k_8^H, k_8$), C_2^6 (пласты $l_1, l_1^B, l_2^1, l_3, l_3^{B+H}, l_3^B, l_4, l_4^B, l_5, l_5^1, l_6, l_7^H, l_7, l_7^{B+H}, l_7^B, l_8^H, l_8, l_8^1$) и C_2^7 (пласты $m_2, m_3^H, m_3, m_3^1, m_4^0, m_4^2, m_4^{2+2B}, m_5^{1B}, m_6^1$ и m_6^2) нижнего и среднего отделов каменноугольного периода. В целях получения наиболее объективных и однородных данных в работе использовались в основном результаты полуколичественных и количественных анализов углей керновых проб полей шахт «Родинская» (пласты k_5^B, k_7, l_7^H и l_8^1), «Центральная» (пласты k_5^B, k_7, l_1, l_3 и l_7), «Краснолиманская» (пласты k_5, l_3, l_7 и m_4^2), «Горняк» (пласты m_2 и m_3), «Белозерская» (пласты $l_1^B, l_3, l_8, m_2, m_4^{2+2B}$ и m_5^{1B}), «Новодонецкая» (пласты k_7^{1+2}, k_8, l_3 и l_8^H), «Алмазная» (пласты $k_8^H, l_1, l_2^1, l_3, l_4, l_5$ и l_7), им. Стаханова (пласты k_5, l_1, l_3 и l_7), «Красноармейская Западная №1» (пласт d_4), «Добропольская» (пласты $k_8^H, l_1, l_2^1, l_3, l_4, l_5, m_3^H, m_4^0, m_5^{1B}$ и m_6^2), им. Димитрова (пласты $k_3, k_7, k_8, l_1, l_3, l_6, l_7$ и m_3^1), «Пионер» (пласты l_3, l_7^B, l_8, m_4^0 и m_4^2), «Россия» (пласты $k_8, l_3, l_7, l_8, m_2, m_3$ и m_4^2), им. Шевченко (пласт f_1), «Новогородовка №1-2 и №3» (пласты k_8, l_1, l_7, l_8^1 и m_4^2), им. Коротченко (пласты k_8, l_1, l_3, l_8 и l_8^1), «Украина» (пласты $k_8, l_1, l_2^1, l_3, l_7^H$ и l_8), «Кураховская №10 и №42» (пласты k_6, k_8, l_2^1 , и l_4), а также резервных и разведочных площадей и

участков «Северодонецкий – 2» (пласты k_5^H , k_5 , k_5^B , l_2^1 , l_3 , l_4 , l_5 , l_7 , l_8 , m_2 , m_4^2 и m_6^2), «Новгородовские» (пласты k_6 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_4 , l_7^H , l_7 , l_8 , l_8^1 , m_2 , m_3 и m_4^2), «Лесовские» (пласты k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_6 , l_7 , l_8 , l_8^1 , m_2 , m_3 , m_4^0 , m_6^1 , m_6^2), «Гапеевские» (пласты k_5^H , k_5 , k_5^B , k_7^1 , k_7^2 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_3^{B+H} , l_3^B , l_4^B , l_7^{B+H} , l_8^H , m_3^H , m_4^0 и m_6^2), «Добропольские» (пласты k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_3^{B+H} , l_5 , l_7^B , l_8^H , l_8 , m_3^H , m_4^0 , m_4^2 , m_6^1 и m_6^2), «Димитровские» (g_1^{2H} , h_1^H , h_4 , h_6 , h_8 , h_{10} , h_{10}^1 , l_1 , l_3 , l_5^1 , l_6 и l_7), «Успеновские» (пласты f_0^5 , f_0^7 , g_1 , g_1^2 , g_1^3 , g_1^4 , h_1 , h_4 , h_5 , и h_{10}) выполненных после 1983г. в центральных сертифицированных лабораториях геологоразведочных организаций, в ряде случаев они дополнялись анализами пластово – дифференцированных проб отобранных лично или совместно с сотрудниками геологических служб производственных геологоразведочных и добывающих организаций.

Таблица 1

Угольный пласт	Содержание As, в г/т	Свита	Содержание As, в г/т	Содержание As в углях района, в г/т
m_6^2	106	C_2^7	78	62±3
m_6^1	90			
m_4^2	62			
m_4^0	58			
m_3	91			
m_2	48			
l_8^1	44	C_2^6	52	
l_8	37			
l_8^H	20			
l_7^B	23			
l_7	34			
l_7^H	50			
l_6	6			
l_5^1	18			
l_5	94			
l_4^B	59			
l_4	28			
l_3	74			
l_2^1	66			
l_1	68			
k_8	46			
k_7^2	65			
k_7^1	300			
k_7	70			
k_5^B	20			
k_5	49	C_2^3	78	
k_5^H	19			
h_{10}^1	112			
h_{10}	57			
h_8	30			
h_6	158			
h_4	33	C_2^2	59	
h_1^H	74			
g_1^{2H}	59			

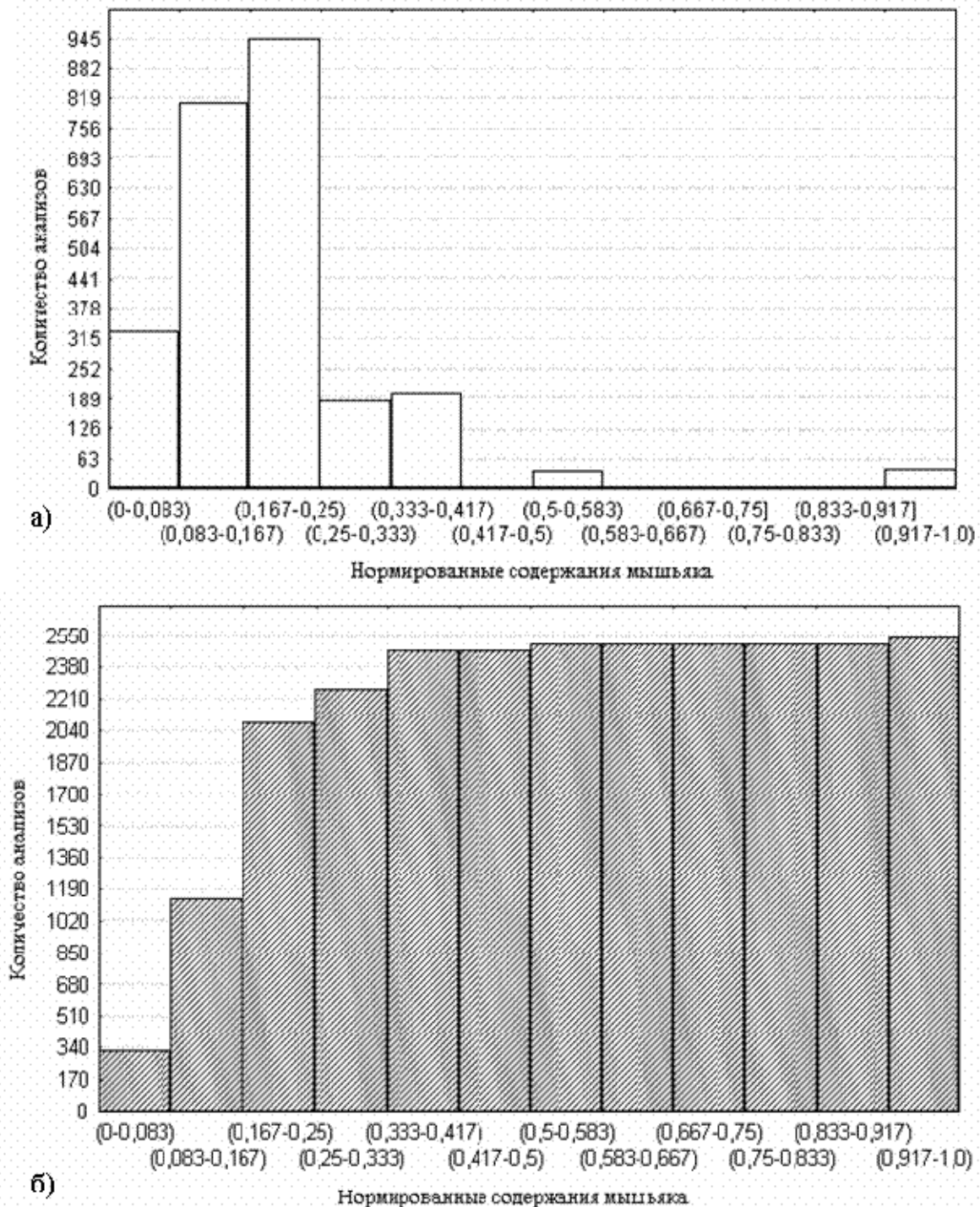


Рис. 1. Гистограммы распределений нормированных содержаний As в углях Красноармейского геолого-промышленного района

После первичного анализа и разбраковки качественных и количественных характеристик правильности и воспроизводимости результатов анализов в дальнейшей работе было использовано 2538 определений As в углях района. Наиболее представительные (более 33 анализов удовлетворяющих требованиям правильности и воспроизводимости [1, 2] и относительно равномерно распределенные по площади) результаты были получены по 34 пластам: g_1^{2H} , h_1^H , h_4 , h_6 , h_8 , h_{10} , h_{10}^1 , k_5^H , k_5 , k_5^B , k_7 , k_7^1 , k_7^2 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_4 , l_4^B , l_5 , l_5^1 , l_6 , l_7^H , l_7 , l_7^B , l_8^H , l_8 , l_8^1 , m_2 , m_3 , m_4^0 , m_4^2 , m_6^1 , m_6^2 , залегающих в пределах полей шахт «Родинская», «Центральная», «Крас-

нолиманская», «Горняк», «Белозерская», «Новодонецкая», «Алмазная», им. Стаханова, «Добропольская», им. Димитрова, а также резервных и разведочных площадей и участков «Северодонецкий – 2», «Новгородовские», «Лесовские», «Гапеевские», «Добропольские» и «Димитровские».

С целью получения представительных оценок содержания As в углях, как отдельных пластов, свит, так и в целом по району единичные определения были объединены по отдельным пластам в 73 пообъектные выборки, а дальнейший расчет средних значений концентраций выполнялся как средневзвешенное на объем объекта. При расчетах объема принималась средняя мощность пласта в пределах объекта, а площади достоверно установленных размывов и выклинивания пластов не учитывались. Рассчитанные таким образом оценки выборочных средних по пластам, свитам и в целом по району приведены в табл. 1.

Для визуального качественного анализа общей формы распределения значений содержания As в углях района построены простая гистограмма (рис. 1,а) и кумулятивная (рис.1,б). Для удобства их визуального сопоставления с гистограммами распределений остальных токсичных и потенциально токсичных элементов, основных технологических параметров, петрографического состава и др. характеристик углей все значения концентраций As нормированы.

Анализ построенных гистограмм позволяет установить:

✓ распределение основной части (87% всех результатов) выборки соответствует лог-нормальному закону распределения, с модой в интервале 0,167-0,25, что соответствует содержаниям As в угле: 50-75 г/т;

✓ наблюдаются два явно выраженных аномально высоких интервала значений: 0,5-0,583 и 0,917-1,0, которые отвечают соответственно концентрациям As в угле: 150-175; 275-300 г/т. На 94% их возникновение обязано влиянию значений содержания As в угле двух пластов: k_7^1 и h_6 .

Значимость различий между выборочными средними концентрациями As в углях ближайших по стратиграфическому разрезу пластов и свит устанавливалась с использованием программы STATISTICA 6.0 [3] путем расчета t -критерия и U -критерия Манна-Уитни (как наиболее мощной непараметрической альтернативой t -критерия) с уровнем значимости $p \leq 0,05$.

В результате установлено, что только в четырех случаях различия между выборочными средними содержаниями As в углях ближайших по стратиграфическому разрезу исследованных пластов являются статистически незначимыми: это пары пластов $l_1 - l_2^1$; $l_7^b - l_8^h$; $l_8^1 - m_2$, $m_4^0 - m_4^2$; отличие между выборочными средними концентрациями As в углях пластов соседних свит во всех случаях оказывается значимым.

Полученные результаты дают основание предположить, что основные факторы контролирующие накопление As в углях района, в процессе формирования соседних пластов и дальнейшего преобразования угленосной толщи существенно изменялись.

В целях классификации угольных пластов района по содержанию As была выполнена процедура кластерного анализа. Использование кластерного анализа в целях классификации имеет ряд преимуществ, так как позволяет выполнить разбиение множества исследуемых объектов и признаков на однородные в соответствующем понимании группы или кластеры, а также выявить их внутреннюю структуру (на разных иерархических уровнях) в изучаемой выборочной совокупности. В то же время, как и любой другой метод, кластерный анализ имеет определенные недостатки. В частности, состав и количество кластеров зависит от выбираемых критериев группировки («стратегии классификации»), а применение различных методов, соответствующих различным концептуальным подходам к выделению таксонов, к одним и тем же выборкам, может привести к существенно отличающимся результатам. Таким образом, характерной особенностью кластерного анализа, в отличие от других методов многомерной статистики, служит сильная зависимость получаемых результатов от априорных установок исследователя на содержательном уровне. В связи с этим в данной работе использовался, как наиболее эффективный взвешенный центроидный метод, а в качестве меры

сходства - евклидовое расстояние между средневзвешенными содержаниями As в углях пластов. Как показано в [4] такой подход является наиболее эффективным и позволяет не только установить количество результирующих кластеров, но и выявить их структуру. Результаты кластерного анализа концентраций As в угле пластов района взвешенным центроидным методом приведены на рис. 2.

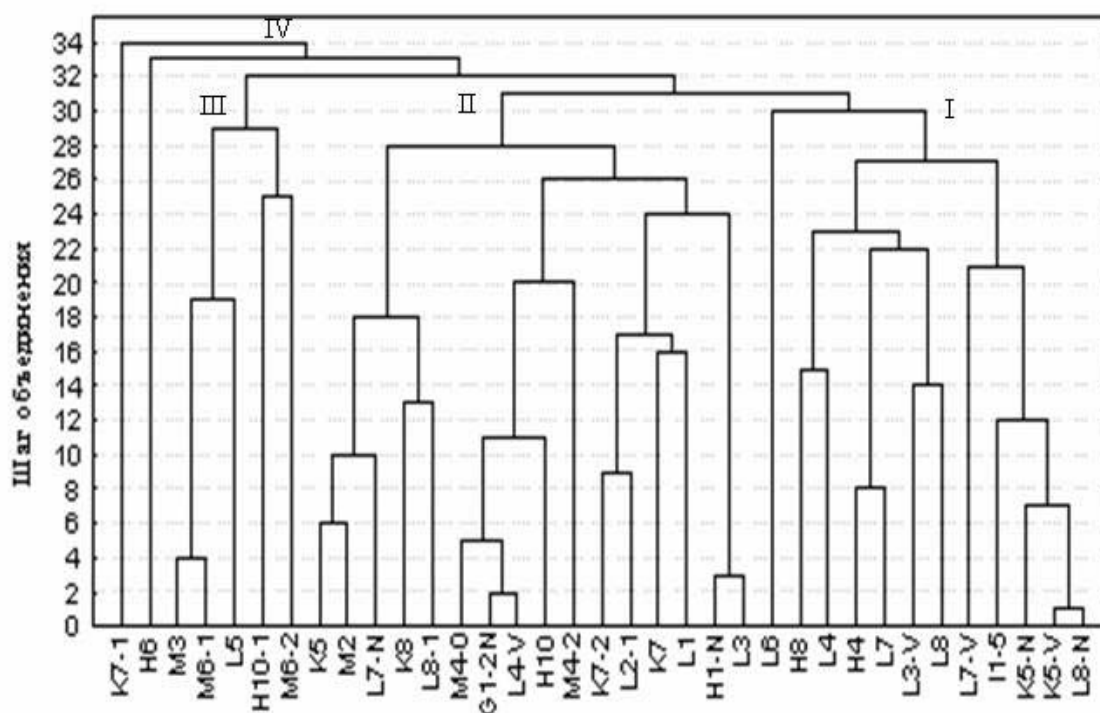


Рис.2. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию As в угле.

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию As (см. рис. 2) первый кластер составляют пласты с минимальным содержанием (от 6 до 39 г/т, при среднем по кластеру 26 г/т), второй кластер – пласты со средним содержанием (от 44 до 74 г/т, при среднем по кластеру 59 г/т), третий кластер – с повышенными концентрациями (от 90 до 112 г/т, при среднем по кластеру 99 г/т), четвертый кластер образуют два пласта с аномально высокими концентрациями (от 156 до 300 г/т, при среднем по кластеру 228 г/т). Обращает внимание близость (в пределах 95% доверительного интервала) средних значений содержания As в углях пластов второго кластера и во всех изученных пластах района.

Для выявления основных факторов, контролирующих накопление As в углях района, а также его связи с другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами был выполнен корреляционный и регрессионный анализы его концентраций с основными технологическими показателями, содержаниями этих элементов и петрографическим составом углей. В целом по району установлено:

1) статистически значимая связь содержания As с сернистостью, зольностью и петрографическим составом углей отсутствует, в то же время как для пластов формирующих четвертый кластер, так и для отдельных участков других пластов с аномально высокими его концентрациями выявлена значимая положительная связь содержания As с количеством эпигенетической сульфидной минерализацией, зольностью и содержанием фюзенизированных микрокомпонентов. Кроме того, для всех пластов входящих в первый кластер и для большинства пластов формирующих второй кластер установлена значимая положительная связь (коэффициент корреляции Пирсона 0,44) между концентрациями As и содержанием глинистых минералов в углях;

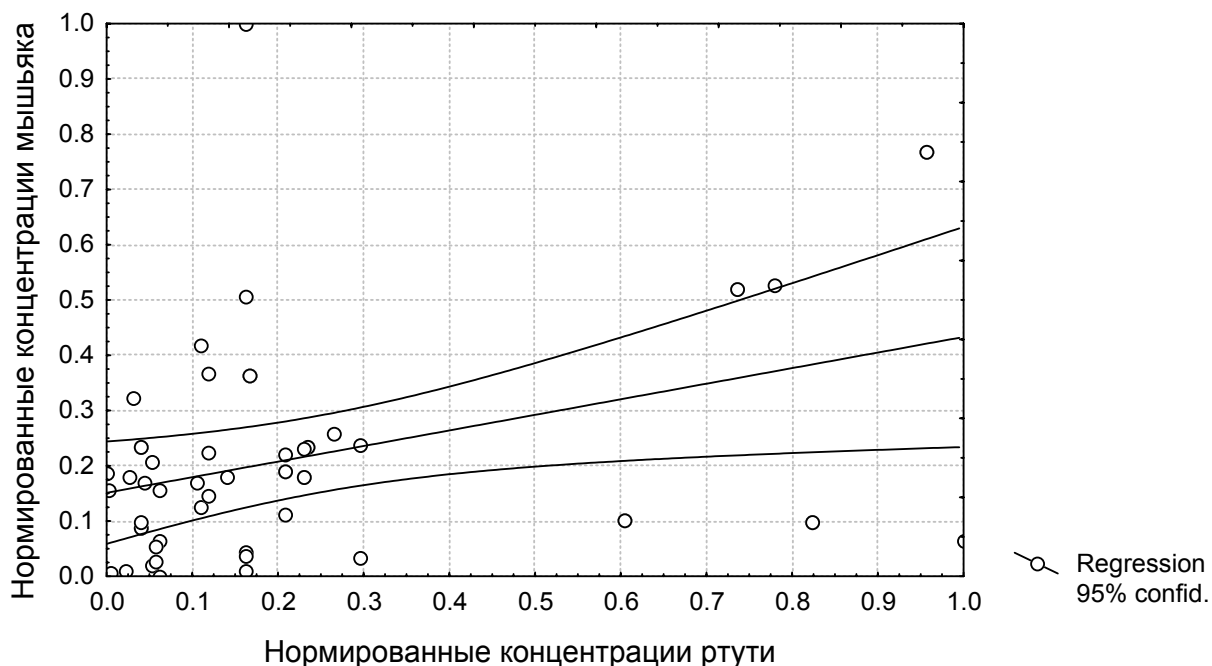


Рис. 3. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями As и Hg в основных угольных пластах Красноармейского района.

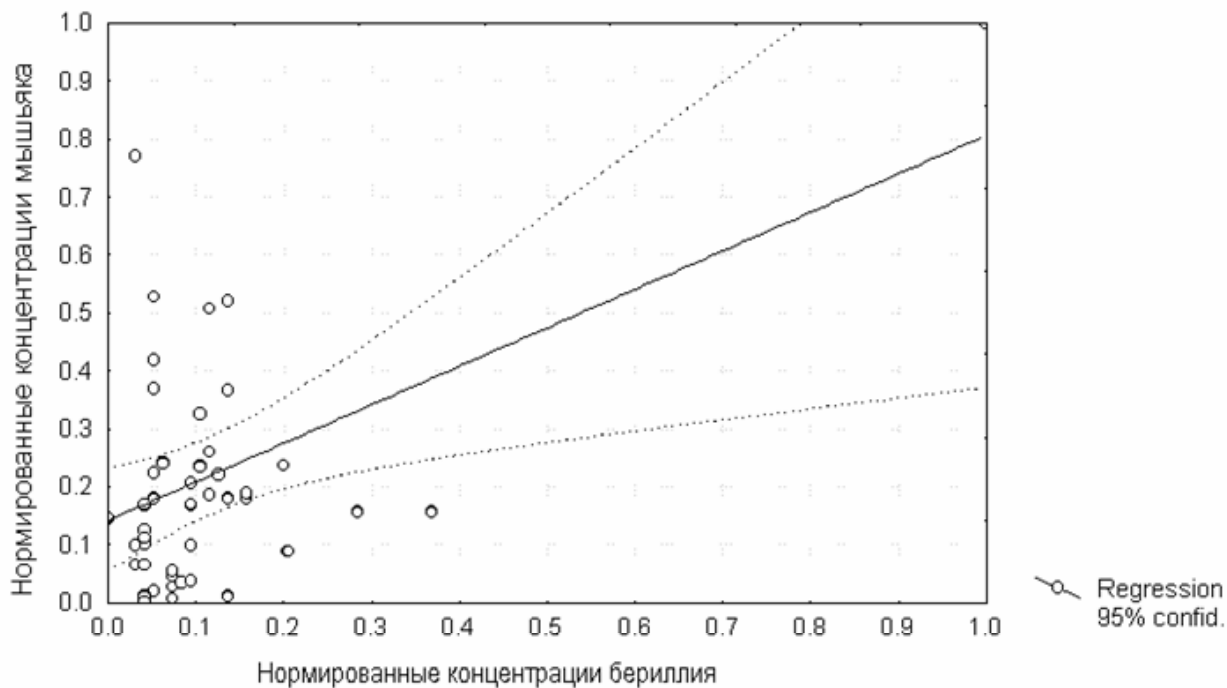


Рис. 4. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями As и Be в основных угольных пластах Красноармейского района.

2) в углях района As образует геохимическую ассоциацию с Hg (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,39, график регрессии на рис. 3) и с Be (значимый линейный коэффициент корреляции 0,42, график регрессии на рис. 4), линейные уравнения регрессии:

$$As = 0,1512 + 0,28189Hg;$$

$$As = 0,1422 + 0,66404Be$$

в то же время на отдельных участках исследованных пластов (с использованием метода Червякова В.А. [5]) выявлена значимая положительная корреляционная связь As со Pb (участки Димитровский, Гапеевские и Лесовские) и Mn (участки Гапеевские и Северородинский 2);

3) в целом по району во всех исследованных пластах наблюдается незначительное увеличение содержания As с ростом степени углефикации угля;

4) концентрация As в угле всех рассматриваемых пластов, как правило закономерно возрастает на участках с интенсивной трещиноватостью, вдоль разрывных нарушений и вблизи зон эпигенетических размывов;

5) содержания As в углях значимо не зависят от мощности пластов, особенностей их строения сформированных на сингенетическом этапе, литологии кровли и почвы;

Полученные результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. Распределение 87% объема выборочной совокупности содержаний As в углях района описывается логнормальным законом распределения с модой в интервале 50-75 г/т. Весь объем выборки характеризуется средним значением 62 ± 3 г/т, при дисперсии 1616, стандартном отклонении 40, коэффициентом асимметрии $3,28 \pm 0,05$ и коэффициентом эксцесса $16,55 \pm 0,09$.

2. Среднее значение содержания As в угле основных рабочих пластов района существенно ниже ПДК в углях (значение ПДК превышено только в 0,68% всех исследованных пластов). Кроме того, в остальных пластах зоны аномальных концентраций As в основном приурочены к участкам, которые не могут быть отработаны по технологическим причинам или горно-геологическим условиям. Уголь всех пластов относящихся к первому кластеру по содержанию As может быть использован после обогащения в пищевой промышленности. Уголь всех пластов относящихся к первому, второму и частично третьему кластерам может быть использован по содержанию As без обогащения в энергетической и металлургической промышленности. Уголь пластов относящихся к четвертому кластеру требует особого подхода в обогащении и шихтовки при любой области его использования.

3. Основные факторы, влияющие на концентрацию As в ближайших по стратиграфическому разрезу угольных пластах в процессе угленакопления и эпигенетических преобразований угленосной толщи испытывали значительные вариации (исключение составляют пары пластов: $l_1-l_2^1$, $l_7^b-l_8^h$, $l_8^1-m_2$, $m_4^0-m_4^2$).

4. Аномально высокие концентрации As характерны для углей пластов h_6 , и k_7^1 (максимальное по району средневзвешенное содержание). В минимальном количестве As содержится в углях пластов k_5^h , k_5^b , l_4 , l_5^1 , l_6 , l_7^b , l_8^h .

5. Максимальными вариациями содержания As в угле характеризуются пласты свиты C_2^5 , а минимальным – пласты свиты C_2^7 и C_2^6 .

6. В целом по району значимая связь содержаний As с зольностью и сернистостью углей отсутствует, в то же время наблюдается повышение концентраций As с увеличением степени углефикации углей. Это связано с тем, что угли более высокой степени углефикации подвергались большим эпигенетическим преобразованиям и следовательно, вероятность эпигенетического привноса соединений As была более высокой.

7. Для углей района типоморфной является геохимическая ассоциация As с Hg и Be. Совместное накопление этих элементов связано как с общим механизмом их поступления в угленосную толщу на стадии ее эпигенетических преобразований, так и с одинаковыми формами их накопления в угольных пластах. В первую очередь сорбционной, на поверхности терригенной составляющей минеральной части угля и в фюзенизированных микрокомпонентах органической части. Кроме того, не вызывает сомнения существование эпигенетической сульфидной формы As и Hg в углях района.

Основное научное значение полученных результатов заключается в установлении характера распределения и расчете основных описательных статистик содержаний в углях Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса, расчете средневзвешенных концентраций этого элемента в углях основных пластов и свит, выявление состава типоморфной геохимической ассоциации As с другими токсичными и потенциально токсичными элементами в углях района.

Практическое значение полученных результатов состоит в выявлении отсутствия значимой связи As содержаний с зольностью и сернистостью углей, а так же в расчете уравнений регрессии между элементами, входящими в геохимическую ассоциацию As .

Список литературы

1. Гавришин А.И. Оценка и контроль качества геохимической информации. -М.: Недра, 1980. – 287с.
2. Беус А.А. Геохимия литосферы. – М.: Недра, 1981. – 335с.
3. Боровиков В.П.. STATISTICA: искусство анализа данных на компьютере. Для профессионалов. – СПб. Питер, 2001. – 658 с.
4. Ишков В.В., Сердюк Е.А., Слипенький Е.В. Особенности применения методов кластерного анализа для классификации угольных пластов по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов (на примере Красноармейского геолого-промышленного района) // Сборник научных трудов НГУ. - №19. - Т.1. - С. 5-16.
5. Червяков В.А. Концентрация поля в современной картографии. – М.: Наука, 1978. – 149 с.

НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ КОБАЛЬТА И ВАНАДИЯ В УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ АЛМАЗНО-МАРЬЕВСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА ДОНБАССА

*В.В. Ишков, Ю.Т. Хоменко, Национальный горный университет, Украина
Ли Цзень Дун, Китайская урановая компания, Китай*

В статье рассмотрены особенности распределения Со и V в угольных пластах Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района. Установлен характер распределения, выполнен расчет средневзвешенных концентраций в углях основных пластов и свит, выявлен состав типоморфной геохимической ассоциации Со и V с другими токсичными и потенциальными элементами в углях района.

Исследования распределения кобальта и ванадия в углях основных рабочих пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района Донбасса связаны с повышением требований к охране окружающей среды, обуславливающих потребность в новых научно обоснованных методах прогноза содержаний токсичных и потенциально токсичных элементов в добываемой шахтами горной массе, отходах добычи и углеобогащения. Для объективной оценки воздействия угледобывающей промышленности и предприятий теплоэнергетики на экологическую ситуацию и планирования наиболее эффективных мероприятий, направленных на ее улучшение, необходимо располагать сведениями о характере распределения и уровне концентрации токсичных элементов в углях и вмещающих породах извлекаемых в процессе добычи. С целью получения такой информации в Национальном горном университете были выполнены детальные исследования, охватившие всю территорию Алмазно-Марьевского геолого – промышленного района. Ранее В.В. Ишковым совместно с А.И. Чернобук, Д.Я. Михальчонок, В.В. Дворецким [1, 2] исследованы особенности распределения некоторых токсичных и потенциально токсичных элементов в продуктах и отходах обогащения ряда углеобогащительных фабрик Донбасса, а также совместно с А.Л. Лозовым [3] рассмотрены особенности распределения основных токсичных и потенциально токсичных элементов в угле пластов Павлоград-Петропавловского района. В 2005г. в соавторстве с В.Н. Нагорным были обобщены и проанализированы данные о закономерностях накопления ртути в угольных пластах Красноармейского района [4]. В тоже время, совместное распределение кобальта и ванадия в углях пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района рассматривается впервые.

Основными задачами, решаемыми в данной работе, являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций кобальта и ванадия в углях основных рабочих угольных пластах; классификация этих пластов по содержанию кобальта и ванадия; выявление связи и расчет уравнений регрессий между концентрациями этих элементов, а также другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами, петрографическим составом углей и их основными технологическими параметрами.

Используемый фактический материал характеризует содержание кобальта и ванадия в углях 46 пластов относящихся к свитам C_2^3 (пласты h_6, h_7, h_{10}^1 и h_{11}), C_2^5 (пласты $k_2^1, k_3^1, k_3^H, k_3, k_3^B, k_4, k_5, k_5^1, k_5^2, k_6, k_7^1, k_8^H$ и k_8), C_2^6 (пласты $l_1, l_2, l_2^1, l_3, l_4, l_4^B+l_4^H, l_4^B, l_5, l_6^H, l_6, l_6^B+l_6^H, l_6^B, l_7^B+l_7^H, l_7, l_8^H, l_8^B+l_8^H, l_8$ и l_8^B) и C_2^7 (пласты $m_3, m_3+m_3^H, m_4, m_5^1, m_6, m_6^1, m_6^2, m_6^3, m_8$ и m_9), среднего отдела каменноугольного периода. Именно по этим пластам были получены наиболее представительные (более 33 анализов удовлетворяющих требованиям правильности и воспроизводимости [5, 6] и относительно равномерно распределенные по площади) результаты. В целях получения наиболее объективных и однородных данных в работе использовались в основном результаты полуколичественных и количественных анализов углей керновых проб полей шахт «Вергелевская», «Ломоватская», «Анненская», «Замковская», «Краснопольевская», «Брянковская», «им. Ильича», «им. Чеснокова», «Максимовская», «Центральная Ирмино», «им. Менжинского», «им. Кирова», «Бежановская», «Первомайская», «Горская», «Радуга»,

«Карбонит», а также их резервных блоков и участков, которые были выполнены после 1983г. в центральных сертифицированных лабораториях геологоразведочных организаций, в ряде случаев они дополнялись анализами пластово – дифференцированных проб отобранных лично или совместно с сотрудниками геологических служб производственных геологоразведочных и добывающих организаций.

После первичного анализа и разбраковки качественных и количественных характеристик правильности и воспроизводимости результатов анализов в дальнейшей работе было использовано 1858 определений кобальта и 1640 определений ванадия в углях района. С целью получения представительных оценок содержания кобальта и ванадия в углях, как отдельных пластов, свит, так и в целом по району единичные определения были объединены по отдельным пластам в 46 пообъектных выборок, а дальнейший расчет средних значений концентраций выполнялся как средневзвешенное на объем пласта. При расчетах объема принималась средняя мощность в пределах пласта, а площади достоверно установленных размывов и выклинивания не учитывались.

В целях классификации угольных пластов района по содержанию кобальта и ванадия была выполнена процедура кластерного анализа. Использование кластерного анализа в целях классификации имеет ряд преимуществ, так как позволяет выполнить разбиение множества исследуемых объектов и признаков на однородные в соответствующем понимании группы или кластеры, а также выявить их внутреннюю структуру (на разных иерархических уровнях) в изучаемой выборочной совокупности. В связи с этим в данной работе использовался, как наиболее эффективный взвешенный центроидный метод, а в качестве меры сходства - евклидовое расстояние между средневзвешенными содержаниями рассматриваемых элементов в углях пластов. Как показано в [7] такой подход является наиболее эффективным и позволяет не только установить количество результирующих кластеров, но и выявить их структуру. Результаты кластерного анализа концентраций кобальта в угле пластов района взвешенным центроидным методом приведены на рис. 1, а ванадия – на рис. 2.

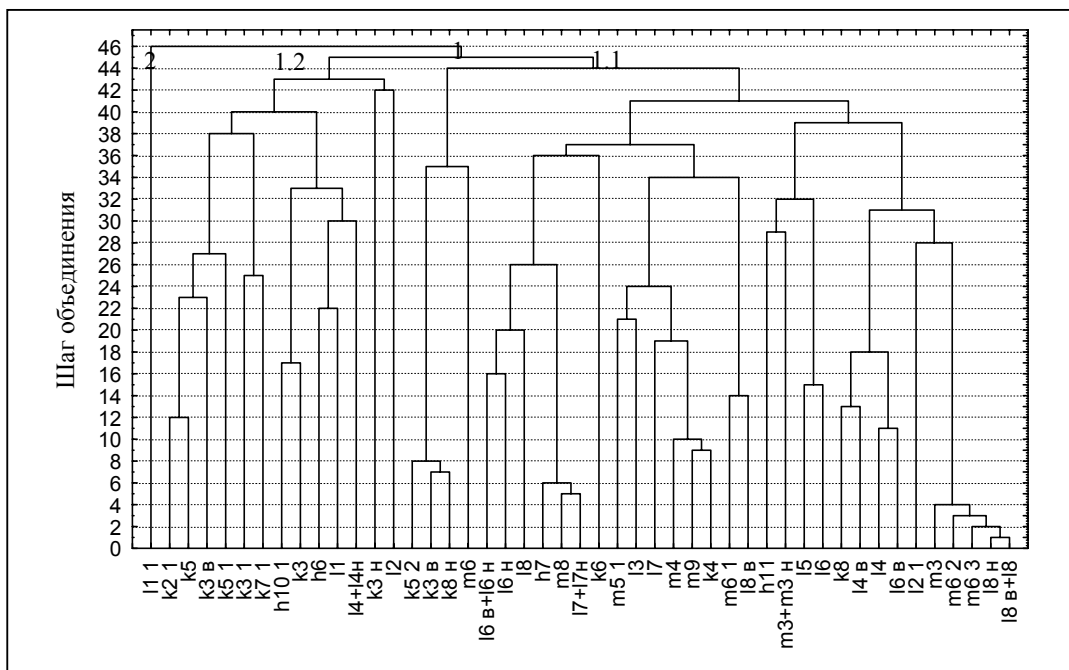


Рис. 1. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов по содержанию кобальта в угле

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию кобальта в угле (см. рис. 1) первый кластер составляют пласты со средневзвешенным содержанием от 0 до 13 г/т, при среднем по

кластеру, которое соответствует средневзвешенному содержанию в углях района, – 4,7 г/т, второй кластер формирует только пласт l_1^1 с аномально высокими концентрациями (средневзвешенное значение по пласту – 75 г/т). В структуре первого кластера четко выделяются два вложенных кластера. В кластере 1.1 находятся 33 пласта с минимальными содержаниями (от 0 до 6,6 г/т, при средневзвешенном значении концентрации кобальта в углях по кластеру (которое соответствует фоновому значению в углях района) 3,9 г/т), а в кластере 1.2 объединены 13 пластов с повышенными концентрациями (от 7 до 13 г/т, при средневзвешенном значении по кластеру 8,7 г/т).

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию ванадия (см. рис. 2) первый кластер составляют 45 пластов со средневзвешенными пластовым содержаниями от 5 до 82 г/т, при среднем по кластеру 31,2 г/т, а второй кластер – пласт k_3^H с максимальными средневзвешенными концентрациями элемента в углях района – 135 г/т. Анализ структуры первого кластера позволяет в свою очередь выделить в нем вложенные кластеры 1.1, 1.1.1, 1.1.2 и 1.2. Для кластера 1.1 объединяющего 31 пласт рассчитанные средневзвешенные пластовые содержания ванадия в угле варьируют от 5 г/т до 49,1 г/т, при средневзвешенном по кластеру 29,7 г/т. Кластеры 1.1.1 и 1.1.2, входящие в его состав, объединяют пласты с характерными изменениями средневзвешенных концентраций ванадия от 5 до 31,7 г/т (при среднем значении 22,9 г/т) и от 36,6 г/т до 49,1 г/т (при среднем значении 41,4 г/т). В кластер 1.2 объединены всего 5 пластов с повышенной концентрацией. Их среднепластовые содержания колеблются от 65 до 82 г/т, при средневзвешенном значении по кластеру 70,1 г/т.

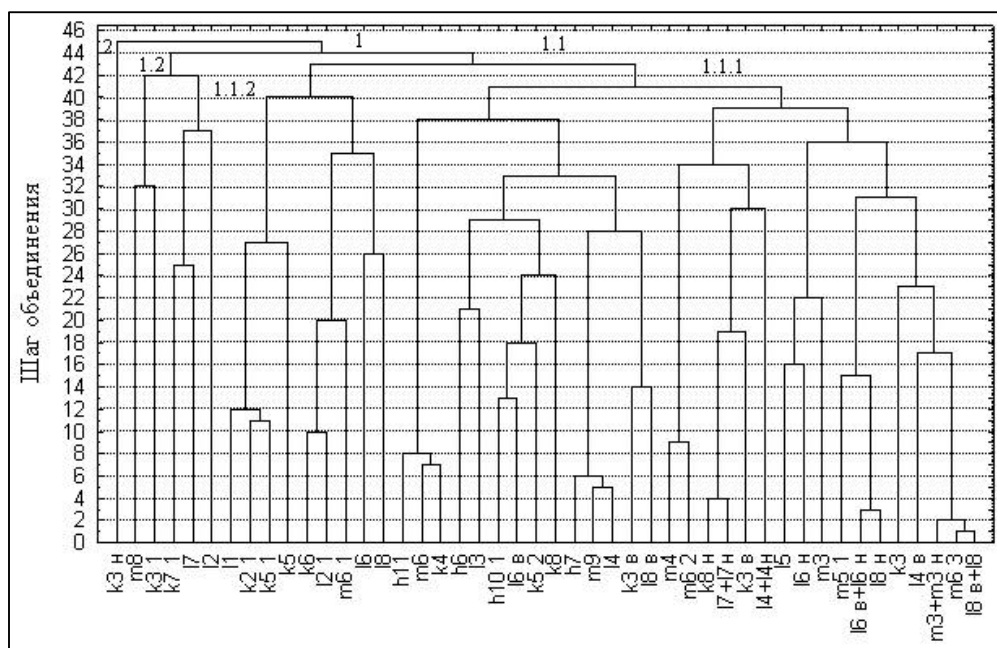


Рис. 2. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов по содержанию ванадия в угле

Для выявления основных факторов, контролирующих накопление кобальта и ванадия в углях района, а также связи этих элементов с другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами был выполнен корреляционный и регрессионный анализы концентраций рассматриваемых элементов с основными технологическими показателями, содержаниями токсичных и потенциально токсичных элементов, а также петрографическим составом и особенностями углей. В целом по району установлено:

1. Кобальт образует геохимическую ассоциацию с фтором (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,42), свинцом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,45), никелем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,43), ванадием (значимый коэффициент

корреляции Пирсона 0,64) и хромом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,52). Линейные уравнения регрессии, характеризующие связи кобальта с входящими в ассоциацию элементами:

$$\begin{aligned} \text{Co} &= 0,06212 + 0,28274 * \text{F}; \text{Co} = 0,01967 + 0,24697 * \text{Pb}; \text{Co} = 0,02034 + 0,22225 * \text{Ni}; \\ \text{Co} &= 0,04153 + 0,13243 * \text{V}; \text{Co} = 0,04705 + 0,10876 * \text{Cr}. \end{aligned}$$

2. Ванадий формирует геохимическую ассоциацию с фтором (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,44), свинцом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,67), никелем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,81) и кобальтом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,64). Линейные уравнения регрессии ванадия с входящими в ассоциацию элементами:

$$\begin{aligned} \text{V} &= 0,18622 + 0,39637 * \text{F}; \text{V} = 0,07339 + 0,51371 * \text{Pb}; \text{V} = 0,02097 + 0,62460 * \text{Ni}; \\ \text{V} &= -0,0004 + 3,0703 * \text{Co}. \end{aligned}$$

3. В целом по району статистически значимая связь содержания кобальта и ванадия с сернистостью, зольностью и петрографическим составом углей отсутствует, в то же время как для пластов формирующих кластеры 1.2 и 2 выявлена значимая положительная связь содержания этих элементов с количеством диагенетической сульфидной минерализацией, зольностью, содержанием глинистых минералов и фюзенизированных микрокомпонентов.

4. На площади большинства участков пластов с повышенными концентрациями кобальта и ванадия (с использованием метода Червякова В.А. [8]) выявлена значимая положительная корреляционная связь этих элементов с содержанием СаО и TiO₂ в составе золы углей.

5. В целом по району во всех исследованных пластах наблюдается незначительное увеличение содержания кобальта и ванадия с ростом степени углефикации угля.

6. В угле всех рассматриваемых пластов концентрации кобальта незначительно возрастают, а ванадия снижаются на участках с повышенной трещиноватостью, которые непосредственно примыкают к зонам разрывных нарушений.

7. Содержания кобальта и ванадия в угле пластов формирующих соответственно кластеры 1.2, 2 и 1.1.2, 1.2, 2 статистически связаны обратной зависимостью с их мощностью. Причем обычно в разрезе пластов наблюдается резкое увеличение концентрации этих элементов в прикровельной части.

8. Существенное влияние на содержания кобальта и ванадия в углях района оказывают литолого-фациальные особенности пород непосредственной кровли пластов. Их концентрации существенно возрастают при перекрытии пластов песчаниками, известковыми аргиллитами, алевролитами относящимися к прибрежно-морским фациям или известняками.

9. Угли с повышенными концентрациями кобальта и ванадия при одинаковой степени углефикации статистически значимо отличаются большей спекаемостью, теплотой сгорания, выходом смолы коксования и полукоксования, повышенным выходом летучих веществ, меньшей механической прочностью, степенью разложения гелифицированного вещества и в целом, являются более восстановленными.

10. Средневзвешенные содержания кобальта и ванадия в углях исследованных пластов по свитам: C₂³ 5,4 г/т и 27,8 г/т, C₂⁵ 6,1 г/т и 36,4 г/т, C₂⁶ 5,4 г/т и 30,1 г/т, C₂⁷ 3,2 г/т и 24,5 г/т, а в целом по району 5,4 г/т и 31,3 г/т.

Полученные результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. Из всех исследованных пластов только средневзвешенные содержания кобальта в угле пласта I₁¹ и ванадия в угле пласта k₃^н превышают ПДК.

2. Для углей района типоморфной является геохимическая ассоциация кобальта с фтором, свинцом, никелем, ванадием, хромом и ванадия с фтором, свинцом, никелем и кобальтом. Установленная значимая положительная корреляционная связь кобальта и ванадия с содержанием СаО и TiO₂ в составе золы углей, а также их участие в характерной «ванадиевой» геохимической ассоциации элементов-примесей позволяет предположить, что доминирующей формой кобальта и ванадия в углях района является органическая. Возможность ее существования доказана экспериментально [9]. В то же время выявленная положительная статистическая связь содержания этих элементов в угле пластов формирующих кластеры 1.2

и 2 с количеством диагенетической сульфидной минерализацией, зольностью, содержанием глинистых минералов, а также фюзенизированных микрокомпонентов свидетельствует о реальности вклада минеральной и сорбционной формы в их накопление.

3. Накопление основной части кобальта и ванадия содержащегося в углях района происходило на стадиях торфонакопления и раннего диагенеза.

4. Приуроченность повышенных концентраций рассматриваемых элементов к прикровельной части пласта, связь их содержаний с литолого-фациальными особенностями пород непосредственной кровли, степенью восстановленности угля, а так же присутствие в их геохимической ассоциации фтора (с его значительной талассофильностью) свидетельствует об их преимущественном поступлении в бассейн торфонакопления из морских вод в процессе быстрой трансгрессии. Обратная статистическая связь концентраций кобальта и ванадия в угле пластов находящихся соответственно в кластерах 1.2, 2 и 1.1.2, 1.2, 2 с их мощностью также указывает на большую тектоническую подвижность области торфонакопления.

Основное научное значение полученных результатов заключается в расчете средневзвешенных концентраций этих элементов в углях основных пластов и свит, выявление состава и характера их типоморфных геохимических ассоциаций, а также установление причин и особенностей их накопления в углях района.

Основное практическое значение полученных результатов состоит в классификации угольных пластов района по содержанию кобальта и ванадия, а так же в расчете уравнений регрессии между элементами, входящими в их геохимические ассоциации.

Список литературы

1. Ишков В.В., Чернобук А.И., Дворецкий В.В. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Краснолиманской ЦОФ. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №5. - Днепропетровск, 2001. - С. 84-86.

2. Ишков В.В., Чернобук А.И., Михальчонок Д.Я. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Добропольской ЦОФ. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №4. - Днепропетровск, 2001. - С. 89-90.

3. Ишков В.В., Лозовой А.Л. О закономерностях распределения токсичных и потенциально токсичных элементов в угольных пластах Павлоград-Петропавловского района. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №2. - Днепропетровск, 2001. - С. 57-61.

4. Ишков В.В., Нагорный В.Н. О закономерностях накопления ртути в угольных пластах Красноармейского геолого-промышленного района // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №2. - Днепропетровск, 2005. - С. 84-88.

5. Гавришин А.И. Оценка и контроль качества геохимической информации. -М.: Недра, 1980. - 287с.

6. Беус А.А. Геохимия литосферы. - М.: Недра, 1981. - 335с.

7. Ишков В.В., Сердюк Е.А., Слипенький Е.В. Особенности применения методов кластерного анализа для классификации угольных пластов по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов (на примере Красноармейского геолого-промышленного района) // Сборник научных трудов НГУ. - №19. - Т.1. - С. 5-16.

8. Червяков В.А. Концентрация поля в современной картографии. - М.: Наука, 1978. - 149 с.

9. Манская С.М., Дроздова Т.В. Геохимия органического вещества. М.: Наука, 1964. - 315 с.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ РАБОЧЕГО ЦИКЛА ГИДРАВЛИЧЕСКОГО УДАРНОГО МЕХАНИЗМА ДЛЯ ЛИКВИДАЦИИ ПРИХВАТОВ БУРОВОГО СНАРЯДА В СКВАЖИНАХ С НИЗКИМ УРОВНЕМ ПРОМЫВОЧНОЙ ЖИДКОСТИ

*А.А. Каракозов, С.Н. Парфенюк, А.Н. Рязанов,
Донецкий национальный технический университет (Украина)*

В настоящей статье представлены результаты теоретического анализа рабочего цикла гидравлического ударного механизма для ликвидации прихватов бурового снаряда в скважинах с низким уровнем промывочной жидкости, реализующего для разгона бойка давление столба жидкости в бурильной колонне.

Прихваты бурового снаряда являются одним из наиболее тяжёлых видов аварий в геологоразведочном бурении. Несмотря на значительные успехи как в разработке мер по их предупреждению, так и в создании новых технических средств для борьбы с ними, на ликвидацию прихватов ежегодно затрачиваются значительные силы и средства.

При борьбе с прихватами в бурении достаточно широко используются ударные механизмы (УМЛП), причём их принципиальные схемы [1, 2] достаточно традиционны и не претерпели существенных изменений на протяжении многих лет. В Донецком национальном техническом университете (ДонНТУ) был предложен ряд устройств, реализующих для разгона бойка давление столба жидкости в скважине [3, 4]. Однако эти устройства не могут использоваться в случаях, когда прихваты обусловлены

резким падением уровня жидкости в скважине вследствие поглощения промывочной жидкости, что очень часто наблюдается при бурении скважин на полях угольных шахт Донбасса. Для работы в подобных ситуациях в ДонНТУ была предложена новая конструктивная схема ударного механизма, реализующего для разгона бойка давление столба жидкости в бурильных трубах [4, 5].

Принцип действия механизма заключается в следующем. УМЛП может включаться в состав бурового снаряда или спускаться в скважину после аварии, соединяясь с прихваченным снарядом. При этом скважина остается пустой или частично заполненной жидкостью, а бурильная колонна заполняется промывочной жидкостью так, чтобы её уровень в трубах значительно превышал уровень в скважине. Затем подбойковая полость корпуса механизма соединяется с полостью бурильной колонны, и поршень-боёк перемещается под действием перепада давления между бурильными трубами и скважиной. В конечной точке траектории он наносит удар по наковальне, который передается прихваченному снаряду. Затем поршень-боёк принудительно возвращается в исходное положение, после чего цикл работы можно повторить. Аварийный снаряд освобождается от прихвата под воздействием ударных нагрузок и пульсаций давления промывочной жидкости в зоне работы механизма.

Основным параметром, определяющим эффек-

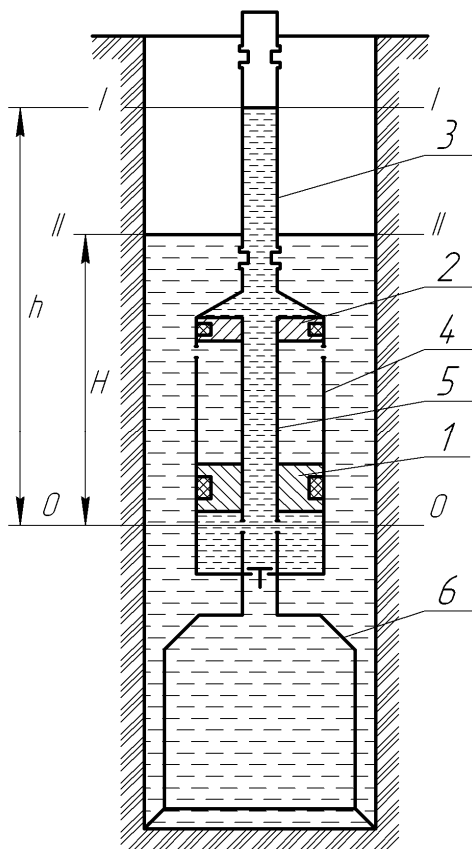


Рисунок 1 – Схема к анализу рабочего цикла УМЛП: 1 – поршень-боёк; 2 – наковальня; 3 – бурильные трубы; 4 – корпус; 5 – шток; 6 – прихваченный снаряд.

тивность работы устройства, является скорость его бойка в момент удара. Поэтому для определения энергетических характеристик механизма в конкретных условиях эксплуатации необходимо установление закономерностей изменения скорости бойка во времени в зависимости от конструктивных и технологических факторов, основанное на детальном анализе рабочего цикла УМЛП.

Ниже представлены результаты разработки математической модели рабочего цикла гидравлического ударного механизма для ликвидации прихватов бурового снаряда в скважинах с низким уровнем промывочной жидкости.

Математическая модель рабочего цикла предложенного УМЛП составлена на основании ранее разработанных моделей работы [3, 6] ударных механизмов, реализующих для разгона бойка давление столба жидкости в скважине, с учетом следующих допущений:

1. Буровой снаряд расположен концентрично относительно оси скважины.
2. Не учитываются потери напора и инерционный напор жидкости в корпусе механизма.
3. Не учитывается изменение уровня жидкости в скважине и буровых трубах в процессе работы ударного механизма.
4. Учитывалось, что в случае малых затуханий волновой характер движения жидкости практически полностью сохраняется. Поэтому без большой погрешности в этом случае из уравнения движения бойка можно исключить слагаемое, учитывающее затухание волновых процессов при воздействии на боек волны повышенного давления [7].

Схема к анализу рабочего цикла УМЛП приведена на рис. 1. При работе поршень-боёк, разгоняясь под действием перепада давления между буровыми трубами и скважиной, наносит удар по наковальне, который через шток, передаётся на прихваченный снаряд.

Уравнение движения бойка под действием разности давления жидкости в буровых трубах и скважине примет вид:

$$m\ddot{x} = pF - R - mg, \quad (1)$$

где m – масса поршня-бойка, кг; \ddot{x} – ускорение бойка, м/с²; p – давление жидкости в цилиндре механизма, Па; F – рабочая площадь поршня-бойка, м²; R – сила механического трения в цилиндре механизма, Н; g – ускорение свободного падения, м/с².

При определении значения p следует иметь в виду, что перемещение поршня-бойка происходит за счет волны повышенного давления, образующейся при обеспечении свободного доступа жидкости через распределительные отверстия в подпоршневую камеру (упругое расширение столба жидкости), и силы, обусловленной разностью уровней жидкости в скважине и буровых трубах. С учетом вышеизложенного, давление на поршень-боёк можно определить по формуле:

$$p = \rho g(h - H) + \rho c(V_0 - \dot{x}), \quad (2)$$

где ρ – плотность жидкости, кг/м³; h – высота столба жидкости в буровых трубах, м; H – уровень жидкости в скважине, м; c – скорость распространения гидроударной волны, м/с; V_0 – скорость течения жидкости в цилиндре механизма, м/с; \dot{x} – скорость перемещения бойка, м/с.

Тогда уравнение (1) с учетом (2) примет вид:

$$m\ddot{x} = \rho g(h - H)F + \rho cF(V_0 - \dot{x}) - R - mg. \quad (3)$$

Упростив форму записи и выполнив преобразования, уравнение (3) для случая, когда скважина частично заполнена жидкостью ($H \neq 0$) можно переписать в виде

$$\ddot{x} + a\dot{x} = b, \quad (4)$$

где $a = \frac{\rho cF}{m}$; $b = \frac{\rho gFh + \rho cFV_0 - R}{m} - g$.

В результате интегрирования уравнения (4) получим формулу для определения скорости бойка устройства:

$$V = \dot{x} = \left(V_0 + \frac{g(h - H)}{c} - \frac{R + mg}{\rho cF} \right) \left(1 - e^{-\frac{t\rho cF}{m}} \right), \quad (5)$$

где t – текущее значение времени, с.

Для нахождения значений V_0 необходимо знать скорость потока в цилиндре механизма, обусловленную разностью уровней жидкости в скважине и бурильных трубах. Значение скорости определяется в результате решения уравнения баланса энергии жидкости, составленного для сечений I-I и II-II (рис.1):

$$\frac{V_1^2}{2g} + h = \frac{V_2^2}{2g} + H + H_{II} + H_{II} + H_B, \quad (6)$$

где V_1, V_2 – скорости движения жидкости соответственно в сечениях I-I и II-II, м/с; H_{II} – потери напора на преодоление гидравлических сопротивлений, м; H_{II} – потери напора на преодоление сил инерции столба жидкости, м; H_B – потери напора, обусловленные весом бойка, м.

Потери напора на преодоление гидравлических сопротивлений являются суммой местных гидравлических потерь и потерь по длине (пренебрегая потерями напора между корпусом устройства и стенками скважины):

$$H_{II} = (H_{соед} + H_{расш} + H_{вых} + H_{отв} + H_{нап} + H_{нап}) + (H_{ДБТ} + H_{скв}), \quad (7)$$

где $H_{соед}$ – потери на соединениях внутри колонны бурильных труб, м; $H_{расш}$ – потери при резком расширении потока жидкости, м; $H_{вых}$ – потери в выхлопных отверстиях, м; $H_{отв}$ – потери во впускных отверстиях, м; $H_{нап}$ – потери при изменении направления движения потока, м; $H_{ДБТ}$ – потери по длине бурильных труб, м; $H_{скв}$ – потери по длине скважины, м.

Они определяются по известным формулам гидравлики [8, 9]. Так потери напора на соединениях внутри колонны бурильных труб определяются по формуле:

$$H_{соед} = \xi_1 n_{cl} \frac{k_1^2}{2g} V_0^2, \quad (8)$$

где $\xi_1 = \beta \left[\frac{d_{БТ}^2}{d_{соед}^2} - 1 \right]^2$ – коэффициент местных сопротивлений; $d_{БТ}, d_{соед}$ – соответственно

внутренний диаметр бурильных труб и соединений, м; β – коэффициент, учитывающий вид соединений бурильных труб; n_{cl} – количество соединений внутри колонны труб на участке h ;

$k_1 = F/F_1$ – коэффициент соотношения площадей; $F_1 = \frac{\pi d_{БТ}^2}{4}$ – площадь канала бурильных труб, м².

Потери напора при резком расширении потока:

$$H_{расш} = \xi_3 \frac{k_3^2}{2g} V_0^2, \quad (9)$$

где $\xi_3 = \left(1 - \frac{F_3}{F_2} \right)^2$ – коэффициент расширения потока; $F_2 = \frac{\pi}{4} (D_{скв}^2 - D_{БТ}^2)$ – площадь живого

сечения скважины, м²; $D_{скв}$ – диаметр скважины, м; $D_{БТ}$ – наружный диаметр бурильных

труб, м; $F_3 = \frac{\pi}{4} (D_{скв}^2 - D_{корп}^2)$ – площадь зазора между корпусом устройства и стенками сква-

жины, м²; $D_{корп}$ – наружный диаметр корпуса устройства, м; $k_3 = F/F_3$.

Потери напора в выхлопных отверстиях корпуса:

$$H_{вых} = \left(\frac{1}{\varepsilon_5} - 1 \right)^2 \frac{1}{2g} V_0^2, \quad (10)$$

где $\varepsilon_5 = 0,57 + \frac{0,043}{1,1 - \frac{n_{вых} F_{вых}}{F_3}}$ – коэффициент сжатия потока при течении через отверстия; $n_{вых},$

$F_{вых}$ – соответственно количество и площадь сечения (м²) выхлопных отверстий в устройст-

ве.

Потери напора при изменении направления движения жидкости (с учётом величины угла поворота потока):

$$H_{\text{нан}} = \frac{k_1^2}{g} V_0^2. \quad (11)$$

Потери напора во впускных отверстиях устройства:

$$H_{\text{омс}} = \left(\frac{k_4}{\varepsilon_4} - 1 \right)^2 \frac{1}{2g} V_0^2, \quad (12)$$

где $\varepsilon_4 = 0,57 + \frac{0,043}{1,1 - \frac{n_{\text{омс}} F_{\text{омс}}}{F}}$ – коэффициент сжатия потока; $n_{\text{омс}}$, $F_{\text{омс}}$ – соответственно коли-

чество и площадь сечения (м^2) впускных отверстий; $k_4 = F/n_{\text{омс}} F_{\text{омс}}$.

Потери по длине бурильных труб можно определить по формуле:

$$H_{\text{ДБТ}} = \lambda_1 \frac{\ell_1 k_1^2}{2d_{\text{БТ}} g} V_0^2, \quad (13)$$

где λ_1 – коэффициент гидравлических сопротивлений; ℓ_1 – длина участка бурильных труб, м ($\ell_1 = h$).

Потери по длине скважины складываются из непосредственно потерь по длине и потерь на местных сопротивлениях (соединениях бурильных труб) – для труб муфто-замкового соединения:

$$H_{\text{скв}} = \left(\lambda_2 \frac{\ell_2}{\Delta_2} + \xi_2 n_{c2} \right) \frac{k_2^2}{2g} V_0^2, \quad (14)$$

где λ_2 – коэффициент гидравлических сопротивлений; ℓ_2 – длина участка бурильных труб, находящихся в жидкости, м; $\ell_2 = H - \ell_y$; (ℓ_y – длина устройства, м); $\Delta_2 = D_{\text{скв}} - D_{\text{БТ}}$;

$\xi_2 = 6 \left(\frac{D_{\text{скв}}^2 - D_{\text{БТ}}^2}{D_{\text{скв}}^2 - D_{\text{соед}}^2} - 1 \right)^2$ – коэффициент потерь в местных сопротивлениях; n_{c2} – количество

соединений бурильных труб на участке H ; $k_2 = F/F_2$.

Потери напора на преодоление сил инерции складываются из следующих составляющих:

$$H_{\text{И}} = H_{\text{ИБТ}} + H_{\text{Искв}} + H_{\text{ИБ}}, \quad (15)$$

где $H_{\text{ИБТ}}$ – потери на преодоление сил инерции столба жидкости в бурильных трубах; $H_{\text{Искв}}$ – потери на преодоление сил инерции столба жидкости в скважине; $H_{\text{ИБ}}$ – потери на преодоление сил инерции движения бойка.

Значения потерь можно определить по следующим формулам:

$$H_{\text{ИБТ}} = \frac{k_1 h}{g} \cdot \frac{dV_0}{dt}; \quad H_{\text{Искв}} = \frac{k_2 \ell_2}{g} \cdot \frac{dV_0}{dt}; \quad H_{\text{ИБ}} = \frac{m}{\rho g F} \cdot \frac{dV_0}{dt}. \quad (16)$$

Потери напора, обусловленные весом бойка, определяются по формуле:

$$H_{\text{Б}} = \frac{mg + R}{\rho g F} \quad (17)$$

После подстановки выражений и упрощения получим уравнение следующего вида:

$$\theta_1 \frac{dV_0}{dt} + \theta_2 V_0^2 + H_{\text{ДБТ}} + H_{\text{скв}} + \theta_3 = 0, \quad (18)$$

где $\theta_1 = \frac{1}{g} \left(\frac{m}{\rho F} + k_2 \ell_2 + k_1 h \right)$; $\theta_2 = \frac{1}{2g} \left[k_2^2 + k_1^2 + \xi_1 n_{c1} k_1^2 + \xi_3 k_3^2 + \left(\frac{k_4}{\varepsilon_4} - 1 \right)^2 + \left(\frac{1}{\varepsilon_5} - 1 \right)^2 \right]$;

$$\theta_3 = H - h + \frac{mg + R}{\rho g F}.$$

Поскольку величины $H_{ДБТ}$ и $H_{скв}$ зависят от величины V_0 , а вид их представления определяется видом и режимами течения жидкости, то рассмотрим следующие случаи.

1. Ньютоновская жидкость.

При ламинарном режиме течения выражение для определения коэффициента гидравлических сопротивлений имеет вид

$$\lambda = \frac{64}{Re}, \quad (19)$$

где Re – число Рейнольдса.

Значение числа Рейнольдса определяется по известной формуле:

$$Re = \frac{Vd}{\nu} \quad (20)$$

где V – скорость течения жидкости, м/с; d – диаметр канала течения, м; ν – кинематическая вязкость жидкости, м²/с.

Подставляя соответствующие значения, получим следующие выражения:

$$H_{ДБТ} = \theta_4 V_0, \text{ где } \theta_4 = \frac{32k_1 \ell_1 \nu}{d_{БТ}^2 g}; \quad H_{скв} = \theta_5 V_0^2 + \theta_6 V_0, \text{ где } \theta_5 = \frac{k_2^2 \xi_2 n_{e2}}{2g}; \quad \theta_6 = \frac{32k_2 \ell_2 \nu}{\Delta_2^2 g}.$$

В результате уравнение (18) примет вид:

$$\frac{dV_0}{dt} + AV_0^2 + BV_0 + C = 0, \quad (21)$$

где $A = \frac{\theta_2 + \theta_5}{\theta_1}$; $B = \frac{\theta_4 + \theta_6}{\theta_1}$; $C = \frac{\theta_3}{\theta_1}$.

При турбулентном режиме течения выражение для определения коэффициента гидравлических сопротивлений имеет вид:

$$\lambda = \frac{0,3164}{\sqrt[4]{Re}}. \quad (22)$$

После подстановки получим:

$$H_{ДБТ} = \theta_7 V_0^{\frac{7}{4}}, \text{ где } \theta_7 = \frac{0,1582k_1 \ell_1 \nu \left(\frac{d_{БТ} k_1}{\nu} \right)^{\frac{3}{4}}}{d_{БТ}^2 g};$$

$$H_{скв} = \theta_5 V_0^2 + \theta_8 V_0^{\frac{7}{4}}, \text{ где } \theta_8 = \frac{0,1582k_2 \ell_2 \nu \left(\frac{\Delta_2 k_2}{\nu} \right)^{\frac{3}{4}}}{\Delta_2^2 g};$$

В результате уравнение (18) примет вид:

$$\frac{dV_0}{dt} + AV_0^2 + DV_0^{\frac{7}{4}} + C = 0, \quad (23)$$

где $D = \frac{\theta_7 + \theta_8}{\theta_1}$.

2. Неньютоновская жидкость.

При рассмотрении рабочего цикла УМЛП в расчётах для неньютоновской жидкости использовалась модель Шведова-Бингама [9].

При ламинарном режиме течения коэффициент гидравлических сопротивлений имеет вид:

$$\lambda = \frac{64}{Re^*}, \quad (24)$$

где Re^* – обобщенное число Рейнольдса.

Для данного вида жидкости значение обобщённого числа Рейнольдса можно определить

по формуле:

$$\text{Re}^* = \frac{Vd\rho}{\eta + \frac{\tau_0 d}{6V}}, \quad (25)$$

где η – структурная вязкость, Па·с; τ_0 – динамическое напряжение сдвига, Па.

Подставляя соответствующие значения, получим следующие выражения:

$$H_{\text{ДБТ}} = \theta_9 V_0 + \theta_{10}, \text{ где } \theta_9 = \frac{32\eta k_1 \ell_1}{d_{\text{БТ}}^2 g \rho}; \theta_{10} = \frac{16l_1 \tau_0}{3d_{\text{БТ}} g \rho};$$

$$H_{\text{СКС}} = \theta_5 V_0^2 + \theta_{11} V_0 + \theta_{12}, \text{ где } \theta_{11} = \frac{32\eta k_2 \ell_2}{\Delta_2^2 g \rho}; \theta_{12} = \frac{16\ell_2 \tau_0}{3\Delta_2 g \rho};$$

В результате уравнение (18) преобразовывается к виду:

$$\frac{dV_0}{dt} + AV_0^2 + EV_0 + F = 0, \quad (26)$$

где $E = \frac{\theta_9 + \theta_{11}}{\theta_1}; F = \frac{\theta_3 + \theta_{10} + \theta_{12}}{\theta_1}$.

При турбулентном режиме течения жидкости коэффициент гидравлических сопротивлений определяется по формуле Шищенко:

$$\lambda = \frac{0,075}{\sqrt[8]{\text{Re}^*}}. \quad (27)$$

Тогда

$$H_{\text{ДБТ}} = (\theta_{13} V_0 + \theta_{14}) \left(\frac{\theta_{15} V_0^2}{\theta_{16} + \theta_{17} V_0} \right)^{\frac{7}{8}}, \text{ где } \theta_{13} = \frac{0,179851\eta k_1 \ell_1}{d_{\text{БТ}}^2 g \rho}; \theta_{14} = \frac{0,0299752\ell_1 \tau_0}{d_{\text{БТ}} g \rho}; \theta_{15} = d_{\text{БТ}} k_1^2 \rho;$$

$$\theta_{16} = d_{\text{БТ}} \tau_0; \theta_{17} = 6\eta k_1.$$

$$H_{\text{СКС}} = \theta_{18} V_0^2 + (\theta_{19} V_0 + \theta_{20}) \left(\frac{\theta_{21} V_0^2}{\theta_{22} + \theta_{23} V_0} \right)^{\frac{7}{8}}, \text{ где } \theta_{18} = \frac{k_2 \xi_2 n_{e2}}{2g}; \theta_{19} = \frac{0,179851\eta k_2 \ell_2}{\Delta_2^2 g \rho};$$

$$\theta_{20} = \frac{0,0299752\ell_2 \tau_0}{\Delta_2 g \rho}; \theta_{21} = \Delta_2 k_2^2 \rho; \theta_{22} = \Delta_2 \tau_0; \theta_{23} = 6\eta k_2.$$

Подставляем данные выражения в уравнение (18) и получаем:

$$\frac{dV_0}{dt} + JV_0^2 + \frac{1}{\theta_1} (\theta_{13} V_0 + \theta_{14}) \left(\frac{\theta_{15} V_0^2}{\theta_{16} + \theta_{17} V_0} \right)^{\frac{7}{8}} + \frac{1}{\theta_1} (\theta_{19} V_0 + \theta_{20}) \left(\frac{\theta_{21} V_0^2}{\theta_{22} + \theta_{23} V_0} \right)^{\frac{7}{8}} + C = 0 \quad (28)$$

где $J = \frac{\theta_2 + \theta_{18}}{\theta_1}$.

Используя приведенные выше зависимости, при помощи пакета MathCad был определён характер изменения скорости бойка на протяжении рабочего цикла ($t \leq 2h/c$) для различных условий эксплуатации механизма.

На рис. 2 и в табл. 1-2 приведены расчётные зависимости для устройства, предназначенного для эксплуатации в скважинах диаметром 93 мм (бурильная колонна СБТМ-50; промысловые жидкости – вода и глинистый раствор с параметрами: $\rho=1150$ кг/м³, $\tau_0=2$ Па, $\eta=0,007$ Па·с). Анализ зависимости скорости бойка от величины рабочего хода (рис.2) позволяет сделать вывод о достаточно высоких энергетических параметрах механизма. Ход бойка устройства должен регулироваться в зависимости от уровня жидкости в бурительных трубах (h). Целесообразно выбирать его значение, соответствующее времени $2h/c$, в случае, если отсутствуют ограничения по общей длине устройства и по прочности его составных частей.

Зависимость влияния массы бойка (m) на рабочую характеристику устройства представлена в табл. 1. Из полученных данных следует, что с увеличением массы бойка его скорость

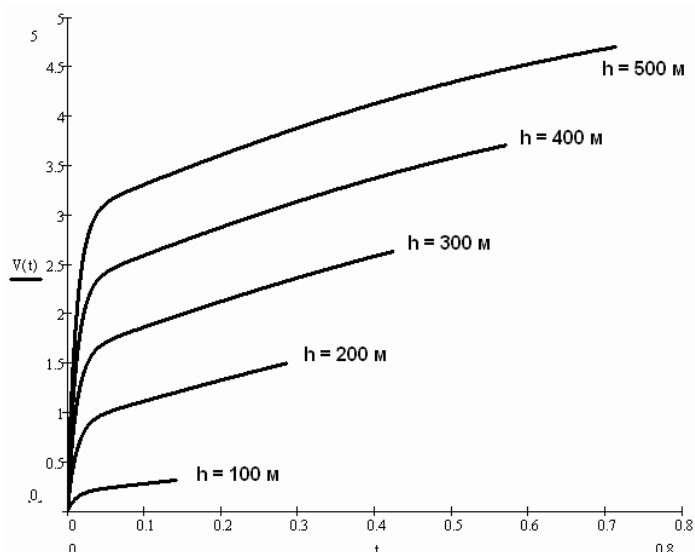


Рисунок 2 – Зависимость скорости бойка от уровня ньютоновской жидкости (вода) в трубах при $H=50$ м и $m=50$ кг.

снижается практически прямолинейно, хотя энергия удара изменяется незначительно. При этом, с увеличением уровня жидкости в бурительных трубах, влияние массы бойка на значение его максимальной скорости в расчётных пределах резко снижается.

Из табл. 2 видно, что повышение уровня жидкости в скважине (H) резко снижает скорость бойка, уменьшая ее, в конечном итоге, до нулевой величины.

Из табл. 1-2 также видно, что скорость бойка для случая использования неньютоновской жидкости всегда несколько выше, чем при работе с водой, что объясняется, прежде всего, повышенной плотностью глинистого раствора, обуславливающей более высокое гидростатическое давление в рассматриваемой системе.

Таблица 1 – Значение максимальной скорости бойка в зависимости от массы бойка при различных уровнях жидкости в трубах.

m , кг	Ньютоновская жидкость			Неньютоновская жидкость		
	$h=100$ м	$h=300$ м	$h=500$ м	$h=100$ м	$h=300$ м	$h=500$ м
20	0,432	2,756	4,806	0,436	2,738	4,702
30	0,392	2,716	4,770	0,401	2,704	4,672
40	0,353	2,676	4,735	0,367	2,669	4,643
50	0,313	2,635	4,699	0,333	2,635	4,613
60	0,274	2,595	4,663	0,299	2,601	4,583
70	0,236	2,556	4,627	0,265	2,567	4,553

Таблица 2 – Значение максимальной скорости бойка в зависимости от уровня жидкости в скважине при различных уровнях жидкости в трубах.

H , м	Ньютоновская жидкость			Неньютоновская жидкость		
	$h=150$ м	$h=200$ м	$h=300$ м	$h=150$ м	$h=200$ м	$h=300$ м
25	1,214	1,804	2,934	1,237	1,823	2,929
50	0,906	1,495	2,635	0,923	1,513	2,635
75	0,605	1,192	2,339	0,617	1,206	2,342
100	0,311	0,894	2,044	0,319	0,900	2,049
125	0,023	0,599	1,750	0,029	0,601	1,756

По значению предупредной скорости бойка определяется величина силового воздействия на зону прихвата. Усилие в штоке устройства при ударе определяется по формуле [10]:

$$P_{ш} = V\rho_m c_m \frac{f_1 f_3}{f_1 + f_2 + f_3}, \quad (29)$$

где f_1, f_2, f_3 – площади поперечного сечения, соответственно, бойка, наковальни и штока УМЛП, m^2 ; ρ_m – плотность материала элементов механизма, $кг/м^3$; c_m – скорость распространения ударной волны в элементах устройства, $м/с$.

Тогда усилие, передаваемое на зону прихвата (с учетом отражения волны упругой дефор-

магии от границы прихвата и от перехода со штока на аварийный инструмент), определяется соотношением:

$$P_y = 2\lambda P_{ш}, \quad (30)$$

где $\lambda = 2/(1 + f_c / f_3)$; f_c – площадь поперечного сечения прихваченного снаряда, м².

Предлагаемая методика расчета позволяет получить основные закономерности работы устройств для ликвидации прихватов бурового снаряда, реализующих для разгона бойка гидростатическое давление жидкости в бурильных трубах. Полученные зависимости, в конечном итоге, дают возможность оценить энергетические показатели механизма в конкретных условиях эксплуатации и являются базой для их проектирования по заданным параметрам.

Список литературы

1. Пустовойтенко, И. П. Предупреждение и ликвидация аварий в разведочном бурении / И. П. Пустовойтенко. – М.: Недра, 1988. – 279 с.
2. Kemp G. Oilwell Fishing Operation: Tools and Techniques. – Gulf Publishing Company, Book Division, 1986. – 96 p.
3. Каракозов А. А. Разработка и исследование ударных механизмов для ликвидации прихватов в скважине: дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.14: защищена 16.06.1993 / Каракозов Артур Аркадьевич. – Донецк, 1993. – 168 с.
4. Каракозов, А. А. Перспективы создания ударных механизмов для ликвидации прихватов при бурении скважин в сложных условиях / А. А. Каракозов // Сб. Труды ДонГТУ. Серия «Горно-геологическая». – Донецк, ДонГТУ, 2002. – Вып. 45. – С. 54 – 59.
5. Декл. Патент 63101 Україна, МПК⁷ E21B31/113. Пристрій для ліквідації прихватів бурового снаряда / Каракозов А.А., Калиниченко О.И.; опубл. 15.01.2004, Бюл.№1.
6. Каракозов, А. А. Математическое описание рабочего цикла гидравлических ударных механизмов для ликвидации прихватов / А. А. Каракозов, А. Н. Рязанов, О. И. Калиниченко // Сб. Труды ДонГТУ. Серия «Горно-геологическая». – Донецк, ДонГТУ, 2000. – Вып. 11 – С. 29-37.
7. Чарный, И. А. Неустановившееся движение реальной жидкости в трубах / И. А. Чарный. – М.: Недра, 1975. – 222 с.
8. Альтшуль, А. Д. Гидравлика и аэродинамика / А. Д. Альтшуль, Л. С. Животовский, Л. П. Иванов. – М.: Стройиздат, 1987. – 413 с.
9. Ивачев, Л. М. Промывка и тампонирувание геологоразведочных скважин: Справочное пособие / Л. М. Ивачёв. – М.: Недра, 1989. – 247 с.
10. Александров, Е. В. Прикладная теория и расчет ударных систем / Е. В. Александров, В. Б. Соколинский. – М.: Наука, 1969. – 199 с.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГИДРОУДАРНИКОВ ДВОЙНОГО ДЕЙСТВИЯ НА МОДЕРНИЗИРОВАННОМ СТЕНДЕ С КОМПЬЮТЕРНОЙ РЕГИСТРАЦИЕЙ ИЗМЕРЯЕМЫХ ПАРАМЕТРОВ

*А.А. Каракозов, С.Н. Парфенюк,
Донецкий национальный технический университет (Украина)*

В статье представлено описание модернизированного стенда для экспериментальных исследований гидроударников двойного действия. Приведены некоторые результаты экспериментальных исследований рабочего цикла гидроударников, применяющихся в снарядах при бурении скважин в нескальных породах морского шельфа и при проходке дегазационных скважин в Донбассе.

Гидроударники двойного действия с дифференциальным поршнем давно используются при проходке скважин как на морском шельфе (в нескальных породах), так и на суше, в том числе геологоразведочных и дегазационных в Донбассе [1, 2, 3]. Большой комплекс теоретических и экспериментальных исследований, ранее проведенных на кафедре технологии и техники геологоразведочных работ (ТТГР) ДонНТУ, позволил создать эффективные конструкции гидроударников. Особое внимание при этом уделялось экспериментальным работам, позволившим подробно изучить фазы рабочего цикла различных конструктивных схем гидроударников, а также определить реальные энергетические показатели этих механизмов в зависимости от условий эксплуатации [4, 5, 6].

В то же время ряд вопросов не подвергся тщательному изучению. Например, остаются открытыми многие вопросы сравнительной оценки различных схем клапанных групп гидроударников и влияния их динамики на работу всего механизма. Недостаточное внимание уделялось изучению так называемого «несимметричного» рабочего цикла, когда целенаправленно снижается скорость соударения бойка с наковальней при его движении вверх (за счёт гидроторможения на свободном ходе).

А для этого необходимо экспериментально уточнить влияние величины свободного хода бойка на его гидроторможение с учётом динамики клапанной группы. Ещё один вопрос, имеющий важное практическое значение для разработки морских буровых снарядов и требующий экспериментального обоснования – это влияние подвижности корпуса гидроударника относительно забоя на его энергетические параметры и динамику клапанной группы.

Для проведения экспериментальных исследований была проведена модернизация стенда, схема которого показана на рис. 1 [7].

Скорость бойка и клапанной группы измерялась индукционными датчиками. Для измерения давления использовались датчики с чувствительным пластинчатым элементом. Для преобразования упругой деформации чувствительных элементов в электри-

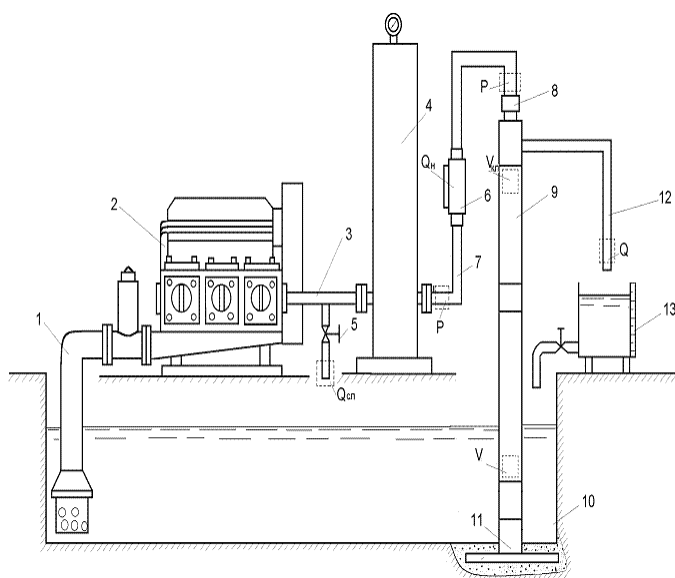


Рисунок 1 – Схема экспериментального стенда для исследований гидроударника:

1 – всасывающий трубопровод; 2 – буровой насос НБ5-320/100; 3, 7 – нагнетательный трубопровод; 4 – компенсатор; 5 – задвижка; 6 – датчик расхода (Q_n); 8 – быстроразъемное соединение; 9 – гидроударник; 10 – ёмкость; 11 – опорный переходник; 12 – сливная магистраль; 13 – мерная ёмкость; □ – места размещения датчиков расхода жидкости на сливе ($Q_{сл}$), давления (P), скорости бойка (V) и клапанной группы ($V_{кл}$).

ческий сигнал использовались тензомосты на основе проволочных тензорезисторов. Для точного разграничения фаз рабочего цикла за счёт фиксации моментов ударов бойка по наковальне также использовались тензомосты, измерительные тензорезисторы которых наклеивались на боковую поверхность наковален. Среднее значение давления жидкости в нагнетательной магистрали контролировалось манометром типа МО. Величина расхода рабочей жидкости контролировалась с помощью расходомеров и объёмным методом при помощи мерных емкостей.

Модернизации подверглась регистрирующая часть стенда. Вместо применявшегося ранее светолучевого осциллографа Н-115 для регистрации сигналов с датчиков и тензоусилителя 8АНЧ-7М для питания измерительных полумостов и усиления сигналов, поступающих с них, был использован прецизионный модуль WAD-ADC16-32F производства компании АКОН (г. Киев), выполненный в виде встраиваемой в персональный компьютер платы (рис. 2).

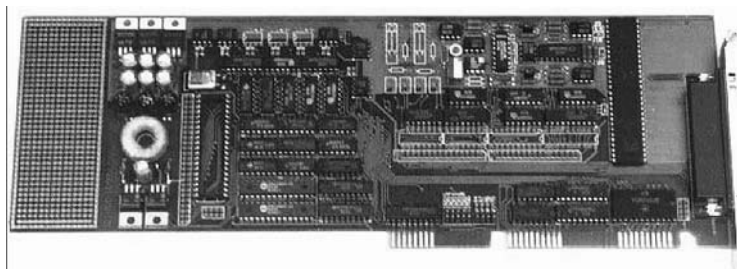


Рисунок 2 – Модуль WAD-ADC16-32F

Модуль WAD-ADC16-32F реализует функции гальванически развязанного аналогового ввода (32 канала), аналогового вывода (2 канала), цифрового ввода (16 линий), вывода (16 линий), а также содержит 24 линии цифрового ввода-вывода (ЦВВ) без гальванической развязки. Модуль позволяет запитать постоянным на-

пряжением тензомосты (до 3-х) и завести возвратный провод, что обеспечивает низкую погрешность измерений. Содержит буферное оперативное запоминающее устройство (ёмкость 32К слова), которое может использоваться для всех вышеперечисленных функций, кроме ЦВВ на 24 линии. Модуль имеет вход внешнего запуска (синхронизации), защиту от перегрузок по входу, выход окончания преобразования, программируемое усиление сигнала, таймер. Частота преобразования измеряемых сигналов – до 83 кГц.

Внешний вид модернизированного экспериментального стенда с компьютерной регистрацией измеряемых параметров приведен на рис. 3.

Вся информация, получаемая с датчиков в процессе эксперимента, в цифровом виде записывается на жёсткий диск компьютера. Таким образом, объём получаемой информации фактически ограничивается объёмом диска, что позволяет производить подробные измерения и запись весьма длительных процессов, например таких, как запуск гидроударника и вывод его на



Рисунок 3 – Вид экспериментального стенда с компьютерной регистрацией измеряемых параметров

рабочий режим. Использовавшееся ранее традиционное регистрирующее оборудование просто не позволяло записать такие большие объёмы информации из-за ограниченности ёмкости фотокассет и большой скорости регистрации процессов.

Для построения и анализа осциллограмм по цифровым значениям величин сигналов, полученных с датчиков при помощи модуля WAD-ADC16-32F, аспирантом С.Н. Парфенюком в среде Lazarus был разра-

ботан ряд версий программы Akonview. Программа создана для работы в ОС Windows (начиная с версии Windows-98). Интерфейс программы Akonview (вторая версия) представлен на рис. 4.

На этом же рисунке показаны наложенные друг на друга осциллограммы перемещения бойка и клапанной группы гидроударника дифференциального действия. Осциллограммы, показанные на рисунке 4 чёрным цветом, соответствуют неподвижному корпусу механизма (относительно забоя). Серые осциллограммы соответствуют подвижному гидроударнику. Для обеспечения подвижности корпуса относительно забоя гидроударник при съёмке осциллограмм отсоединялся от опорного переходника стенда (поз. 11 рис. 1) и мог свободно перемещаться в осевом направлении.

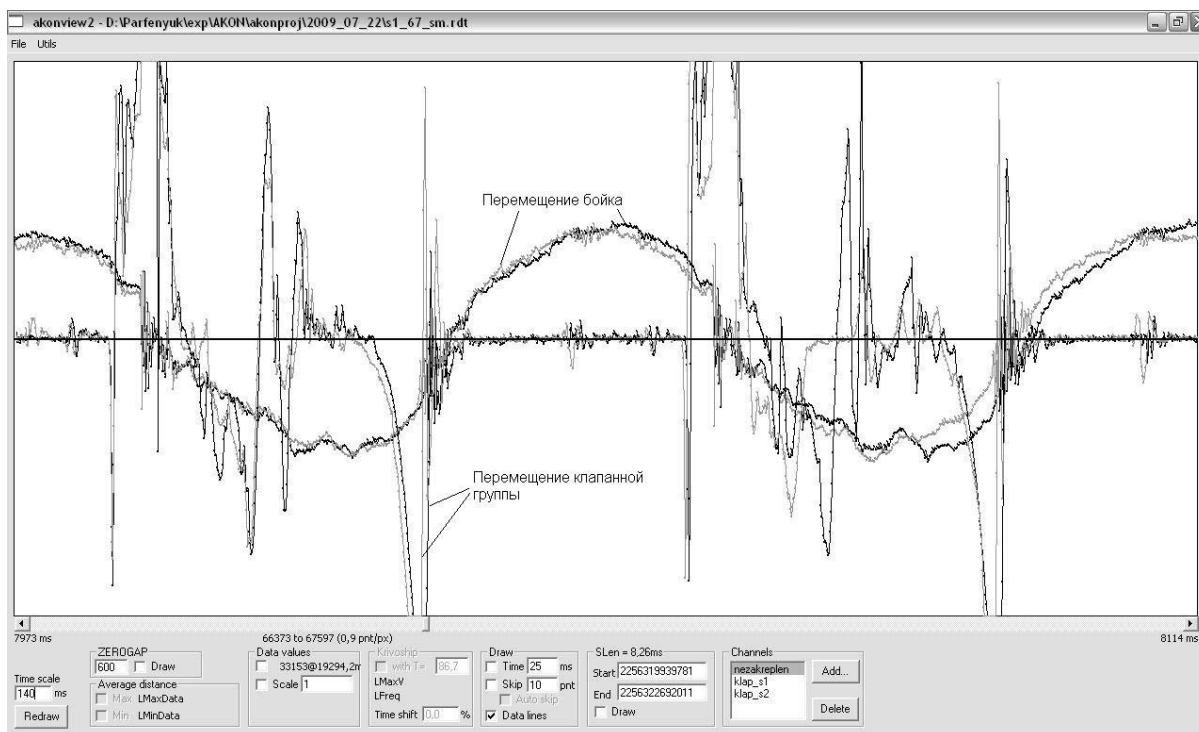


Рисунок 4 – Интерфейс программы Akonview с осциллограммами перемещения бойка и клапанной группы для случаев подвижного и неподвижного относительно забоя гидроударника.

Анализ полученных осциллограмм, в том числе и приведенных на рис.4, показывает, что подвижность корпуса гидроударника относительно забоя не оказывает существенного влияния на продолжительность его рабочего цикла, скорость соударения бойка с наковальнями и динамику клапанной группы. Этот вывод является весьма важным, поскольку даёт возможность при описании процесса погружения гидроударных буровых снарядов в несколько грунтов использовать теоретические зависимости энергетических параметров гидроударника, полученные для описания его рабочего цикла при неподвижном корпусе. Эти данные подтвердили также ранее принятое допущение о независимости рабочего цикла гидроударников двойного действия от характера погружения гидроударного бурового снаряда в грунт [1, 8].

В тоже время из осциллограмм видно, что движение клапанной группы гидроударника на ходе бойка вверх (область осциллограммы на рис. 4 ниже нулевой линии) может быть довольно сложным. Причём, сравнивая характер движения клапанов с ранее полученными данными (рис. 5, [7]), можно сделать вывод, что увеличение первоначальных зазоров между клапанами гидроударника усложняет их движение и приводит к приоткрыванию впускного клапана на ходе бойка вверх, что способствует некоторому кратковременному снижению скорости бойка.

Изменяя размеры свободного хода бойка и исходного зазора между клапанами, а также варьируя подачу жидкости в гидроударник, удалось получить ряд характерных осциллограмм

(рис. 6), позволяющих установить зависимости движения бойка на рабочем цикле не только с учётом гидроторможения, но и с учётом выявленной фазы остановки бойка перед его ходом вверх, которая наблюдается при определённом сочетании конструктивных и технологических факторов и обусловлена особенностями кинематики и динамики клапанной группы данного гидроударника.

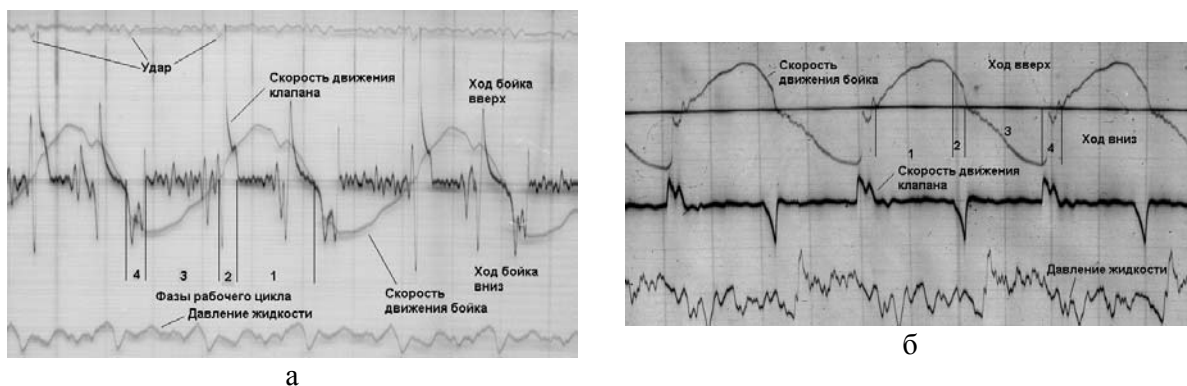


Рисунок 5 – Примеры ранее полученных осциллограмм с различным характером движения клапанной группы [7]: а – с первоначальным зазором между клапанами 3 мм; б – без первоначального зазора.

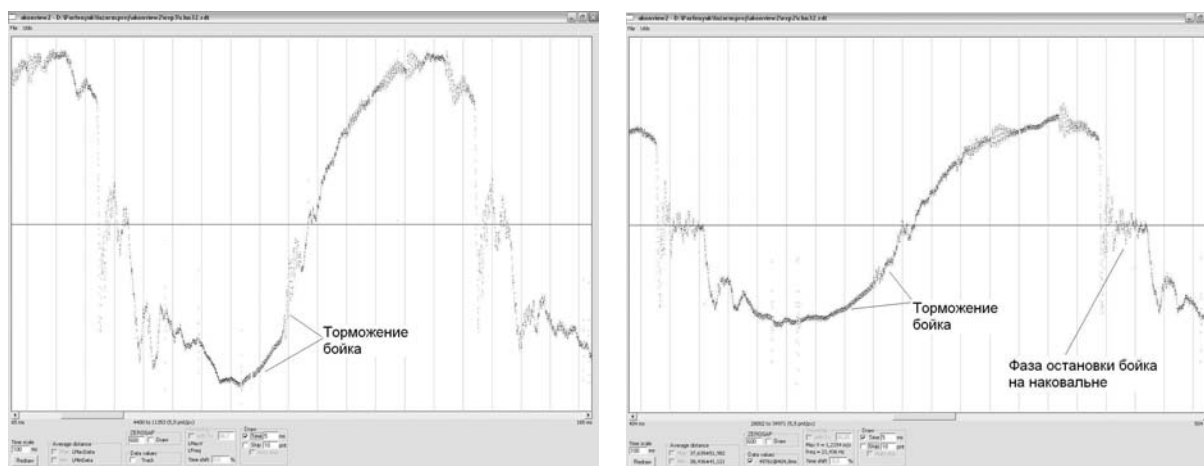


Рисунок 6 – Осциллограммы движения бойка с фазами гидроторможения бойка и его остановкой на наковальне перед ходом вверх

По результатам выполненных работ можно сделать следующие выводы. Проведенная модернизация экспериментального стенда для исследования гидроударников двойного действия позволила существенно повысить информативность получаемых результатов за счёт увеличения их объёмов и оперативность их интерпретации за счёт компьютерной обработки цифровых массивов данных по регистрируемым параметрам.

Проведенные исследования подтвердили ряд предположений, положенных в основу теоретических моделей, в частности о независимости рабочего цикла данной конструкции гидроударника от перемещения бурового снаряда. Кроме того, выявлены особенности динамики бойка и клапанной группы, а также их взаимосвязь, позволившие установить зависимости, определяющие гидроторможение бойка при ходе вверх и его остановку после удара по нижней наковальне, что имеет важное практическое значение с точки зрения ограничения подскока бурового снаряда над забоем. Этот фактор обеспечивает увеличение скорости погружения бурового снаряда в породы песчано-глинистого комплекса при бурении подводных скважин и механической скорости бурения дегазационных скважин на шахтных полях Донбасса.

Полученные результаты были учтены при проектировании усовершенствованных буровых снарядов установок морского бурения УМБ-130 и УМБ-130М и гидроударников ГУ-168 для бурения дегазационных скважин, разработанных кафедрой ТТГР ДонНТУ при участии ЗАО «Компания «Юговостокгаз».

Список литературы

1. Калиниченко, О. И. Гидроударные буровые снаряды и установки для бурения скважин на шельфе / О. И. Калиниченко, П. В. Зыбинский, А. А. Каракозов. – Донецк: «Вебер» (Донецкое отделение), 2007. – 270 с.
2. Калиниченко, О. И. Перспективы развития ударно-вращательного бурения эксплуатационных скважин / О. И. Калиниченко, А. А. Каракозов, П. В. Зыбинский, С. Н. Парфенюк // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент и технология его изготовления: Сб. научн. трудов. – Киев: ИСМ им. Бакуля, 2005. – Вып.8. – С.89-91.
3. Парфенюк, С. Н. Анализ рабочего цикла гидроударника для бурения дегазационных скважин / С. Н. Парфенюк, А. А. Каракозов // Наукові праці ДонНТУ, Серія «Гірничо-геологічна». – Донецьк: ДонНТУ, 2008. – Випуск 7(135). – С. 136–141.
4. Коломоец, А. В. Результаты экспериментальных исследований гидровибрационных механизмов дифференциального действия / А. В. Коломоец, О. И. Калиниченко, Е. В. Квашин, А. А. Каракозов // Межвуз. науч. темат. сб. Техника и технология бурения разведочных скважин. – Свердловск: СГИ, 1984. – Вып. 7. – С. 46-52.
5. Квашин, Е.В. Результаты экспериментальных исследований бурового снаряда установки УГВП-130/8 / Е. В. Квашин // Межвуз. науч. темат. сб. Техника и технология бурения разведочных скважин. – Свердловск: СГИ, 1986. – Вып. 9. – С. 42-46.
6. Калиниченко, О. И. Экспериментальные измерения характеристик гидроударника при изменении сечения трубопровода / О. И. Калиниченко // Труды ДонГТУ, Серія «Горно-геологіческая». – Донецк: ДонГТУ, 2001. – Вып.23. – С.109-113.
7. Каракозов, А. А. Экспериментальные исследования гидроударников, входящих в состав буровых снарядов для проходки геологоразведочных скважин на шельфе / А. А. Каракозов // Наукові праці ДонНТУ, Серія «Гірничо-геологічна». – Донецьк: ДонНТУ, 2005. – С. 72-77.
8. Калиниченко, О. И. Развитие научных основ создания погружных гидроударных снарядов и установок для однорейсового бурения скважин на морском шельфе: Дисс. ... докт. техн. наук: 05.15.10 / Калиниченко Олег Иванович. – Донецк, ДонНТУ, 2002. – 371 с.

МИНЕРАЛОГИЯ И ДЕКОРАТИВНЫЕ РАЗНОВИДНОСТИ ПИСЬМЕННЫХ ПЕГМАТИТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ "БАЛКА БОЛЬШОГО ЛАГЕРЯ" ЕЛИСЕЕВСКОГО ПЕГМАТИТОВОГО ПОЛЯ

В.В. Коновалова, Национальный горный университет, Украина

Описан минеральный состав письменных пегматитов месторождения "Балка Большого Лагеря" Елисеевского поля и выделены декоративные разновидности этого камня.

Введение. Письменные пегматиты (графический пегматит, еврейский камень, рунит) – разновидность гранитного пегматита, в котором полевой шпат и кварц закономерно сростаются друг с другом, образуя структуру, напоминающую древнееврейские или древнескандинавские письмена [1]. Еще А.Е. Ферсман в своей общеизвестной монографии отмечал ценность данного камня и его возможность применения в архитектуре и искусстве [2]. Но, несмотря на декоративность письменных пегматитов Елисеевского рудного поля, в настоящее время они используются в основном в качестве сырья для керамической отрасли. Всестороннее изучение письменных пегматитов Елисеевского рудного поля позволит более рационально оценивать и эффективно их использовать, и будет способствовать расширению минерально-сырьевой базы страны.

Состояние вопроса, выделение нерешенной части проблемы. В соответствии с Классификацией природных камней Украины пегматит относится к полудрагоценным камням второго порядка. Анализ действующей нормативно-правовой базы свидетельствует об отсутствии каких-либо требований и критериев качества данного камня. Таким образом, она не определяет область применения, не подчеркивает индивидуальных особенностей и стоимости образца, не содержит его технологических характеристик и т.п. Изучение декоративности письменных пегматитов позволит более рационально оценивать и эффективно их использовать.

Формулировка целей. Необходимо выявить декоративные разновидности письменных пегматитов месторождения "Балка Большого Лагеря".

Постановка задач. Выявить художественные достоинства письменных пегматитов месторождения "Балка Большого Лагеря" Елисеевского поля.

Изложение материала. На территории Украины широко распространены крупные месторождения пегматитов. Они значительно развиты на Волыни, в Подольской, Белоцерковской, Побужской, Криворожско-Кременчугской, Кировоградской, Днепроградской и Приазовской областях. Самой высокой пегматитоносностью отличается Городнищенское, Полонно-Барановское, Кировоградское и Елисеевское пегматитовые поля. Одним из уникальных и хорошо изученных месторождений Елисеевского поля Западного Приазовья является месторождение "Балка Большого Лагеря". Пегматиты Елисеевского поля залегают в толще амфибол-биотитовых, биотитовых гнейсов и мигматитов. Морфология и размер тел пегматитов Западного Приазовья разнообразны и зависят от характера вмещающих пород, структур разломных трещин, характера полостей, выполненных пегматитовым материалом и т.д. Пегматиты графической текстуры месторождения "Балка Большого Лагеря" представлены телами линзовидной формы со средней длиной 25-30 м. Пегматитовые жилы и жилоподобные тела имеют сложное зональное и блоковое строение. Центральную часть тел занимают пегматиты письменной текстуры. От центра далее идет зона пегматитов неясно-графической и зернистой текстур.

Письменные пегматиты давно привлекали внимание исследователей уникальностью своей текстуры и разнообразием своего минерального состава. Пегматиты имеют большое промышленное значение, поскольку являются "вместилищами" многих полезных ископаемых, руд ряда ценных минералов, элементов группы редких земель и многих редких минералов [3, 4]. К настоящему времени изучены и описаны минералы большинства пегматитовых полей Украинского кристаллического щита, а также установлены новые минеральные виды [5,6]. Минеральный состав письменных пегматитов месторождения "Балка Большого Лагеря" сле-

дующий: микроклин, альбит, олигоклаз, кварц, биотит, мусковит. Второстепенные и акцессорные: апатит, гранат, рутил, циркон, серицит, скаполит, гетит, предположительно эгирин, сподумен, пирит, сидерит, авгит, кристобалит, ильменит (табл. 1).

Таблица 1

Минералогическая характеристика письменных пегматитов месторождения "Балка Большого Лагеря"

№ №	Название разновидности	Основная окраска породы	Характеристика рисунка, структура	Минеральный состав (%)
Е-1	Мраморный	светло-розовый	Ихтиоглипты практически не просматриваются. Встречаются ихтиоглипты изометрической формы. Мелкозернистая	Микроклин 70-75, альбит-олигоклаз 10-15, кварц 8-10, биотит до 1, мусковит до 1, рудн. мин.-ед. зерна, серицит 1, рутил-ед. зерна, апатит-ед. зерна, гетит
Е-2	Розовый	розовый	Ихтиоглипты карандашевидной, волнообразной, изометричной, пунктирной формы. Две системы направлений ихтиоглиптов. Среднеграфическая	Микроклин 65-67, олигоклаз и частично альбит 5-6, кварц 25, биотит до 1, мусковит до 1, рутил 1, рудн. мин.-ед. зерна, гетит
Е-3	Степной	насыщенный розовый с рыжеватым оттенком	Ихтиоглипты карандашевидной, волнистой формы размером 1-5 мм. В меньшей степени встречаются изометричной формы. Две системы направлений ихтиоглиптов. Среднеграфическая	Микроклин 60-65, олигоклаз 5, кварц 25-30, биотит 1, мусковит 1, рутил 1, циркон-ед. зерно, рудн. мин.-ед. зерна, апатит-ед. зерна, скаполит-ед. зерно, гетит
Е-4	Авантюриновый (рубиновый)	насыщенный розовый с фиолетовым оттенком	Изометричная, пунктирная, клиновидная, карандашевидная, изометричная формы ихтиоглиптов. Размер не более 2-3 мм. Одинаково ориентированы. Мелко- и крупнографическая	Микроклин 60-65, олигоклаз-альбит 5, кварц 25-30, биотит 3, мусковит 2, рутил 1, гранат 2, рудн. мин.-ед. зерна, гетит, эгирин (?), сподумен (?)
Е-5	Аметистовый	насыщенный розовый с фиолетовым оттенком	Ихтиоглипты карандашевидной и кое-где встречаются изометричной форм. Крупнографическая	Микроклин 50, альбит 12, кварц 35, биотит до 1, мусковит до 1, рутил 1, рудн. мин.-ед. зерна, гетит
Е-6	Паркетный	розовый	Ихтиоглипты в виде вытянутых пластинок с длиной 5-10 мм (пластинчатая форма), толщиной 1-2 мм. Также иногда встречаются ихтиоглипты изометрической формы. Две системы направлений ихтиоглиптов. Крупнографическая	Микроклин 70, олигоклаз 5, кварц 20-23, биотит 1, мусковит 1, рутил до 1, гетит, пирит(?), авгит (?), сподумен (?)

Е-7	Коралловый	светло-красный	Ихтиоглипты карандашевидной, изометричной формы. В меньшей степени встречаются пунктирной формы. Однонаправлены. Среднеграфическая	Микроклин 65-67, олигокраз 2-3, кварц 25-30, биотит до 1, мусковит до 1, рутил 1, рудн. мин.-ед. зерна, гетит
Е-8	Тигровый	розовый	Огромный ихтиоглипты волнообразной формы и размером от 2 см и более. Однонаправлены. Гигантографическая	Микроклин 60-65, альбит-олигокраз 4-5, кварц 25-30, биотит 1-2, мусковит 1-2, рутил до 1, рудн. мин.-ед. зерна, гетит
Е-9	Светло-красный	светло-красный	Ихтиоглипты карандашевидной и изометричной формы. Одинаково ориентированы. Среднеграфическая	Микроклин 55-60, альбит-олигокраз 3, кварц 40-45, биотит-ед.зерна, мусковит-ед. зерна, рутил 1, гетит, ильменит (?), пирит (?), кристобалит (?)
Е-10	Кремовый	светло-розовый	Ихтиоглипты карандашевидной, изометричной и пунктирной формы. Две системы направлений ихтиоглиптов. Среднеграфическая	Микроклин 55-60, олигокраз и частично альбит 5-6, кварц 25, биотит до 1, мусковит до 1, рутил 1, рудн. мин.-ед. зерна, гетит
Е-11	Леопардовый	светло-бежевый	Ихтиоглипты карандашевидной формы размером от 5 мм при толщине около 1 мм и до 1,5-2 см. с толщиной до 2 мм. Ихтиоглипты клиновидной формы. Также встречаются изометричной формы. Две системы направлений ихтиоглиптов. Крупно- и гигантографическая	Микроклин 40-45, олигокраз 10-15, кварц 25-30, биотит 1, мусковит 1, рутил 1, гетит, пирит(?), сидерит(?), авгит (?), кристобалит(?),сподумен (?)

Декоративность камнесамоцветного сырья – это свойства камня, которые определяют область применения в камнеобрабатывающей и ювелирной промышленности. По своему назначению они подразделяются на технолого-эстетические (размер, форма, трещиноватость, полируемость, твердость) и эстетические (цвет, рисунок) свойства [7].

В данной статье рассматриваются цвет и текстурный рисунок, а также коротко описываются другие критерии оценки качества природного камня.

Письменные пегматиты Елисеевского рудного поля обладают эффектным, “графическим” рисунком, который образован благодаря закономерным срастаниям кварца и полевого шпата. Исследуемые пегматиты богаты разнообразием форм вростков кварца. Исходя из этого, ихтиоглипты кварца классифицируются по форме и размеру. Наблюдаются следующие разновидности форм графических прорастаний:

- волнообразные (крупные, изогнутые ихтиоглипты);
- пластинчатые (в виде пластинок, ориентированы в двух направлениях под углом 70-75°);
- пунктирные (до 5 мм длиной);
- карандашевидные (тонкие, более 5 мм длиной);
- изометричные;
- клиновидные.

Следует отметить тот факт, что клиновидную форму ихтиоглиптов можно увидеть только при поперечном резании. При продольном срезе эти же включения представлены в виде ка-

рандашевидной формы. Ферсман А.Е. в своей монографии писал, что письменные пегматиты приобретают более декоративный рисунок именно при поперечной ориентировке резания [2]. По размеру вроски кварца письменных пегматитов Елисеевского месторождения делятся на: гигантские (более 10 до 30 мм); крупные (5-10 мм); средние (2-5 мм); мелкие (до 2 мм); удлинённые (длина 5-10 мм и более, ширина 1 мм).

Цвет является одним из главных декоративных свойств самоцветов, в том числе и письменных пегматитов. Он определяет стиль и образ изделия [7]. Цвета и оттенки изученных образцов письменных пегматитов Елисеевского поля богаты разнообразием. Они представлены следующими цветами: светло-розовый; розовый; светло-красный; насыщенный розовый с рыжеватым оттенком; насыщенный розовый с фиолетовым оттенком; светло-бежевый.

Цветовое обозначение пегматитов основывается на характере окраски породообразующего микроклина. Розово-красная, розовая с рыжеватым оттенком и светло-бежевая окраски микроклина обусловлены микровключениями оксидов и гидроксидов трехвалентного железа [8]. Образование этих хромофоров связано с распадом твердого раствора, содержащего в составе железистый компонент $KFeSi_3O_8$. Разнообразие оттенков окраски микроклина вызвано их количественным содержанием в микроклине. Уменьшение концентрации пигментирующих фаз приводит к обесцвечиванию окраски. Появление сиреневого оттенка вызвано примесью титана.

В письменном пегматите ценится оригинальный рисунок и красивое цветовое сочетание. Таким образом, именно текстурный рисунок и цвет графического пегматита определяют его декоративность. Учитывая декоративные свойства письменных пегматитов и их сочетание, выделяется 11 декоративных разновидностей: мраморный пегматит, розовый, степной, авантюриновый, амелистовый, паркетный, коралловый, тигровый, светло-красный, кремовый, леопардовый.

Не менее важны при оценке качества камнесамоцветного сырья и технологические параметры (размер, форма, твердость, полируемость, трещиноватость). Форма и размер камнесамоцветного сырья (выделяются группы 1-2, 2-5, 5-30 см, исходя из возможности использования письменных пегматитов как материала для декоративно-художественных изделий) определяют форму и размер изделия. Твердость и трещиноватость определяют способ обработки и выбор обрабатывающего инструмента. Качество полировки камня (выражается с помощью процентного содержания площади зеркальной поверхности и классифицируется на три вида: 100% полируемость, площадь зеркальной поверхности 70-100 %, площадь зеркальной поверхности 50-70%) определяет пригодность его в декоративно-художественном искусстве и ювелирной промышленности.

Выводы.

1. Минеральный состав письменных пегматитов месторождения "Балка Большого Лагерь" богат второстепенными и акцессорными минералами: апатит, гранат, рутил, циркон, серицит, скаполит, гетит. Включения рутила встречаются как в кварце, так и в полевом шпате всех образцов письменных пегматитов в различном процентном количестве.

2. Основная окраска породы определяется породообразующим минералом – микроклином, на цвет которого влияет содержание оксидов и гидроксидов железа и титана. Различные оттенки вызваны их процентным содержанием и соотношением в микроклине.

3. Письменные пегматиты обладают прекрасными декоративными свойствами и благоприятными для камнеобрабатывающей промышленности технологическими параметрами. Очень важно найти такие дизайнерские решения, которые в наибольшей мере раскрывали красоту и уникальность камня.

Список литературы

1. Декоративные разновидности цветного камня СССР. Справочное пособие / Под ред. Е.Я. Киевленко. – М.: Недра, 1989. – 272 с.
2. Ферсман А.Е. Пегматиты. – М.: Изд-во АН СССР, 1940. – 712 с.
3. Юрк Ю.Ю. Редкие минералы пегматитов Приазовья. – К.: Изд-во АН УССР, 1956. – 68 с.
4. Панов Б.С. Новое в минералогии Донбасса и Приазовья // Минералогический журнал. – 2001. – 23, №4. – с. 99-108.
5. Литовченко Е.И. Гранитные пегматиты Западного Приазовья. – К.: Наукова думка, 1976. – 130 с.

6. Минералогия Приазовья / [Лазаренко Е.К., Лавриненко Л.Ф., Бучинская Н.И. и др.] – К.: Наукова Думка, 1981. – 431 с.
7. Баранов П.Н. Геммология: диагностика, дизайн, обработка, оценка самоцветов. – Д.: Изд-во «Металл», 2002. – 208 с.
8. Платонов А.Н., Платонова Е.А., Гелета О.Л. Опыт оптико-спектроскопического и колориметрического исследования порообразующего микроклина, окрашенного микровключениями оксидных железистых фаз // Минералогический журнал. – 2000. – 22, №4. – с. 3-7.

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ФІЗИЧНИХ ПОЛІВ НА ВЛАСТИВОСТІ ЛЬДОВИХ ТА ЛЬДОВО-ГРАВІЙНИХ ЗРАЗКІВ

*А.О.Кожевников, А.К.Судаков, О.А.Пащенко, О.Ф.Камишацький, О.А.Лексиков,
Національний гірничий університет, Україна*

Розглянуто передумови створення технології обладнання гідрогеологічних свердловин гравійними фільтрами, виготовленими з застосуванням ефекту двофазного інверсного переходу агрегатного стану мінералов'язучої речовини водоприймальної частини.

Актуальність та стан проблеми. При обладнанні водоприймальної частини гідрогеологічних свердловин, які представлені середньозернистими, дрібнозернистими, тонкозернистими і пілуватими пісками, застосовуються технології, що мають велику кількість істотних недоліків, усунення яких неможливе за рахунок їх модернізації [1].

Для вирішення цієї проблеми необхідно вести пошук нових технологій створення гравійних фільтрів, заснованих на інших фізичних процесах. До таких технологій, на наш погляд, відносять виготовлення гравійних фільтрів на денній поверхні, які засновані на використуванні ефекту двофазного інверсного переходу агрегатного стану мінералов'язучої речовини блокового фільтру.

Метою статті є розгляд передумов для створення технології обладнання гравійними фільтрами, які виготовлені з застосуванням ефекту двофазного інверсного переходу агрегатного стану мінералов'язучої речовини водоносних горизонтів гідрогеологічних свердловин питного і господарського водопостачання, а також для обладнання геотехнологічних свердловин.

В основу роботи покладено ідею створення технології виготовлення елемента гравійного фільтра блокової конструкції із з'єднанням гравійного матеріалу в моноліт за допомогою мінералов'язучої речовини на водній основі по криогенній (низькотемпературній) технології з наступною однопорційною доставкою та установкою його в свердловині і переходом гравійного матеріалу з монолітного стану в пухкий у зв'язку з набуттям мінералов'язучою речовиною реологічних властивостей води під впливом плюсових температур пластових вод.

М.В.Гаврилко [2] відмічає, що монолітні гравійні фільтри блокового типу, можливо застосовувати тільки в зимових умовах, при цьому блоки цементуються водою способом заморожування в природних умовах.

Ціль робіт, що виконуються на кафедрі техніки розвідки корисних копалин Національного гірничого університету (ТРРКК НГУ), полягає в науковому обґрунтуванні параметрів конструкції криогенно-гравійного фільтра, технології його виготовлення і технології обладнання гідрогеологічних свердловин в інтервалі водоносного горизонту в горизонтах, представлених середньозернистими, дрібнозернистими, тонкозернистими і пілуватими пісками.

Для досягнення поставленої цілі планується вирішити наступні задачі:

- встановити критерії вибору рецептури мінералов'язучої речовини та льодово-гравійного композиту;
- обґрунтувати та вибрати склад мінералов'язучої речовини та льодово-гравійного композиту та провести дослідження закономірності зміни їх теплофізичних властивостей;

- установити часові закономірності зміни фізико-механічних властивостей льодово-гравійного композиту;
- обґрунтувати конструктивні параметри кріогенно-гравійного фільтра з урахуванням закономірностей впливу пластових вод у системі "пласт-свердловина";
- виготовити експериментальний зразок кріогенно-гравійного фільтра та провести стендові та свердловинні дослідження;
- обґрунтувати параметри технології доставки кріогенно-гравійного фільтра до водоприймальної частини гідрогеологічних свердловин;
- розробити рекомендації з проектування конструкцій, технології виготовлення і технології доставки кріогенно-гравійного фільтра у водоприймальну частину гідрогеологічної свердловини.

У цьому напрямі співробітниками кафедри ТРРКК НГУ було проведено ряд досліджень. Одне з них полягало в районуванні підземних вод України по температурному фактору з урахуванням пори року. Районування проводилося за даними, які отримані Б.Л.Лічковим, В.І.Луцицьким, К.І.Маковим, О.К.Ланге, Н.І.Толстіхіним та іншими дослідниками [3,4].

Розподіл підземних вод на території України обумовлено геологічною будовою і історією природного розвитку різних її частин, що є відособленими гідрогеологічними регіонами, відмінними один від одного за віком, складом і умовам залягання утворень, які їх складають, і сукупності основних природних факторів, які визначають закономірності формування, розподіли, склад і умови експлуатації підземних вод.

Виходячи з цього було встановлено, що температура пластових вод при глибинах свердловин до 250 м залежить від пори року та знаходиться в межах: взимку - від $+1^{\circ}\text{C}$... $+7^{\circ}\text{C}$ і влітку до $+11^{\circ}\text{C}$... $+20^{\circ}\text{C}$.

Також було проведено лабораторні та стендові дослідження кріогенної технології виготовлення та транспортування композиту гравійного фільтру до водоносного горизонту [5].

Стендові дослідження проводилося на циліндричних зразках діаметром 35 мм і заввишки 50 мм. У якості в'язучої речовини застосовувалася технічна вода. Зразки протягом доби омоноличувались при температурах -5°C і -16°C . Температура рідини в скляній трубі стенду, що імітувало стовбур свердловини, складала $+5$... $+10^{\circ}\text{C}$.

В результаті стендових досліджень було встановлено, що під дією позитивних температур свердловинної рідини, незалежно від температури омоноличування, відбувається достатньо швидке розтеплення зразків, яке починається з перших метрів транспортування. У стендових дослідженнях технології доставки кріогенно-гравійного фільтру випробувано понад 20 зразків. Максимальна глибина транспортування склала 8 м.

Співробітниками кафедри техніки ТРРКК НГУ було висловлено припущення, що для збільшення терміну життя кріогенно-гравійного фільтру необхідно впливати на процес його омоноличування дією фізичних полів.

Метою досліджень було визначення впливу фізичних полів на розтеплення льодового композиту, що складається з суміші води і гірської породи-песку. У якості критерію вибору оптимального складу мінералов'язучої речовини, що використовується для зміцнення гравійного матеріалу кріогенно-гравійного фільтру, є час розтеплення. Розтеплення дослідних зразків відбувалося в повітряному середовищі при температурі $+20^{\circ}\text{C}$. Для всіх видів випробувань використовувалися зразки діаметром 35 ± 1 мм і заввишки 50 ± 5 мм.

Виходячи з цього, при проведенні досліджень визначалося:

- вплив дії магнітних полів на час розтеплення кріогенно-гравійного композиту;
- вплив електролізу на час розтеплення кріогенно-гравійного композиту;
- вплив часу заморозки в'язучого матеріалу кріогенно-гравійного композиту на час його розтеплення.

Для проведення експериментів по впливу магнітного поля на розтеплення льодово-гравійного композиту використовувалися два постійних магніти, розташованих на протилежних сторонах зразка. Обробка зразка проводилася протягом всього часу заморожування. Заморожування тривало 24 години при температурі мінус 16°C . У якості контрольного зраз-

ка, використовували необроблений магнітними полями композит, який теж заморожувався протягом 24 годин. Результати експерименту наведено в табл. 1.

Таблиця 1 – Зміна маси зразків льодового композиту в грамах з часом після заморозки протягом 24 годин при постійній обробці магнітним полем

Полюси	Час розтеплення, хв						
	0	20	40	60	80	100	120
Північний / північний	206	206	202	198	192	186	180
Південний / південний	205	206	199	195	191	188	180
Північний / південний	210	205	203	201	199	195	190
Південний / північний	204	202	200	198	197	195	189
Контрольний зразок	200	198	195	193	190	189	-

Виходячи з результатів експериментів, які наведені в табл. 1, обробка магнітними полями льодово-гравійного композиту, незалежно від їх полярності, не призводить до значного впливу на час розтеплення зразків.

При електролізі відбувалося розділення водного середовища на позитивно і негативно заряджені частинки. В результаті візуального спостереження встановлено, що під дією електричного поля з водопровідної води відбувалося виділення смоляних жовто-коричневих, плавучих речовин, які перед заморожуванням з розділених середовищ видалялися.

Розділені позитивні і негативні води після закінчення 24 годин теплової обробки в морозильній камері розтеплялись при кімнатній температурі з вимірюванням маси зразків в часі. Результати експерименту наведено на рисунку.

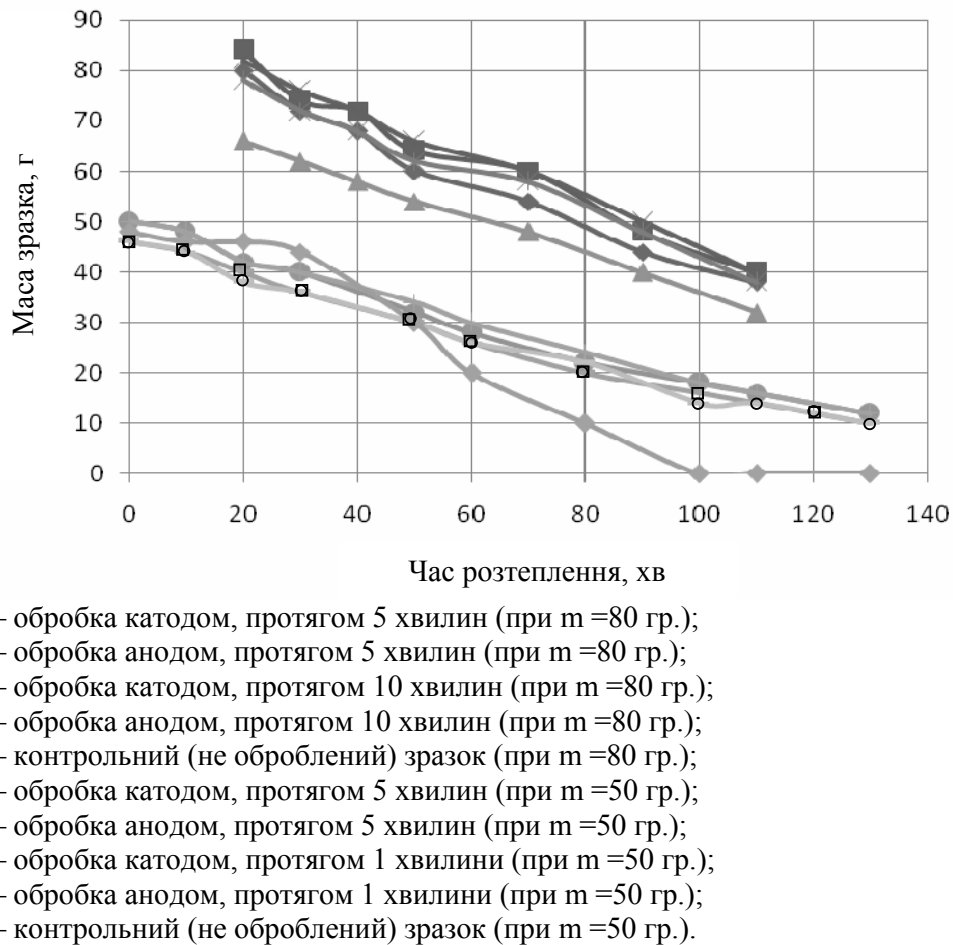


Рисунок. Результати експериментів по електричній обробці льодових зразків

В результаті проведених експериментів було встановлено, що обробка електричним полем не призводить до значного впливу на час розтавлення зразків. Характер розтавлення оброблених зразків схожий з характером розтавлення контрольного зразка. Масштабний фактор розтавлення зразків в повітряному середовищі призводить до незначного збільшення терміну розтавлення зразків.

При дослідженні впливу часу заморожування зразків при температурі морозильної камери -16°C , на час їх розтавлення при кімнатній температурі зразки заморожувалися від 12 до 48 годин з кроком в 12 годин і піддавалися дії позитивних температур, рівних $+20^{\circ}\text{C}$. Результати експерименту занесені в табл. 2.

Таблиця 2 – Зміна маси (г) після обробки постійним тепловим полем зразків льодового зразка з часом.

Час обробки, год	Час розтавлення, хв							
	0	10	20	30	50	60	80	100
12	200	198	196	194	190	180	-	-
24	201	198	194	190	189	188	180	-
36	200	199	198	196	194	192	190	180
48	199	199	198	198	197	196	189	-

В результаті проведених експериментів було встановлено, що час обробки тепловим полем призводить до значного впливу на час розтавлення зразка. В середньому при збільшенні часу заморожування з 12 до 24 годин час розтавлення збільшився в 1,33 рази з 12 до 36 на в 1,67 рази. Характер розтавлення оброблених зразків схожий з характером розтавлення контрольного зразка.

Висновки. Проведені дослідження дозволяють зробити висновок, що в якості мінерало-в'язуючої речовини використання технічної води при обладнанні гравійним фільтром водоносного горизонту гідрогеологічної свердловини є проблематичним.

Для збільшення часу розтавлення кріогенно-гравійного фільтра є необхідним введення до його дисперсного середовища речовин структуроутворювачів.

Список літератури

1. Кожевников А.А., А.К.Судаков, Гриняк А.А. Гравийные фильтры с использованием эффекта двухфазного инверсного перехода агрегатного состояния вязущего вещества. Порода разрушающий та металооброблювальний інструмент – техніка та технологія його виготовлення і використання: вып.11. – Киев: ИСМ им. Бакуля НАН Украины 2008.С.84-88.
2. М.В.Гаврилко. Фильтры буровых скважин. – М. Недра, 1961.
3. Гидрогеология СССР В 45-ти т. Т. 5. Украинская ССР. Под ред. Ф.А. Руденко. - М. Недра, 1971, 614 с.
4. Гидрогеология СССР. Сводный том в пяти выпусках. Вып. 3. Ресурсы подземных вод СССР и перспективы их использования. М., «Недра», 1977, 279 с.
5. Наукове обґрунтування параметрів конструкції, технологій виготовлення і обладнання бурових свердловин кріогенно-гравійними фільтрами. Етап 1. Визначення впливу фізичних полів на формування мінералов'язуючої речовини, льодово-гравійного композита та дослідження тимчасової зміни їх властивостей: Звіт про НДР/ Нац. гірн. ун. (НГУ); Керівник А.О.Кожевников. - № ДР 0107U000369. – Дніпропетровськ, 2007 р. – 106 с.

ВЛИЯНИЕ ТОЛЩИНЫ СТЕНКИ БУРИЛЬНЫХ ТРУБ НА ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ ПОДПОР И ОСЕВУЮ НАГРУЗКУ

А.А. Кожевников, А.А. Лексиков, М.А. Колесников, Национальный горный университет, Украина.

Исследовано влияние толщины стенки бурильных труб в комбинированной двухсекционной бурильной колонне на гидравлический подпор и осевую нагрузку при бурении скважин диаметром 76 мм.

При циркуляции промывочной жидкости на бурильную колонну воздействуют силы, обусловленные гидравлическим подпором. При бурении глубоких скважин, когда вес бурильной колонны имеет значительную величину, выталкивающая сила потока промывочной жидкости уменьшает вес бурильной колонны и, соответственно осевую нагрузку на породоразрушающий инструмент, которая создаётся весом бурильной колонны.

В работе [1] определены силы гидравлического подпора, обусловленные потерями напора в колонковой трубе в результате наличия керна, в зазоре между колонковой трубой и стенками скважины, а также в бурильной колонне.

Для увеличения осевой нагрузки, увеличения жёсткости низа бурильной колонны предлагается использовать бурильные трубы с повышенной толщиной стенки [2]. Однако, в этом случае возникает необходимость исследования гидравлического подпора, который влияет на осевую нагрузку, создаваемую при использовании таких труб.

Цель настоящей статьи состоит в исследовании влияния увеличения толщины стенки бурильной трубы на гидравлический подпор, действующий на бурильную колонну, и на осевую нагрузку, воздействующую на породоразрушающий инструмент – буровую коронку.

Рассмотрим эту возможность на бурильных трубах муфтово – замкового соединения диаметром 50 мм при осевой нагрузке $F = 1000$ даН.

Схема комбинированной двухсекционной бурильной колонны с применением стальных бурильных труб стандартных СБТ и стальных бурильных труб утяжелённых СБТУ при колонковом бурении показана на рис. 1.

Значение гидравлического подпора определяется формулой [1]

$$T = \frac{2 \cdot \lambda \cdot \gamma_p \cdot Q^2 \cdot m}{\pi \cdot g}, \quad (1)$$

где

$$m = \frac{(D_{К.ТР}^2 - d_{СБТУ}^2) \cdot l_{К}}{(d_{К.ТР} - d_{К})^3 \cdot (d_{К.ТР} + d_{К})^2} + \frac{(D_{К.ТР}^2 - d_{СБТУ}^2) \cdot l_{К.ТР}}{(D_{СКВ} - D_{К.ТР})^3 \cdot (D_{СКВ} + D_{К.ТР})^2} + \frac{(D_{СБТУ}^2 - d_{СБТУ}^2) \cdot l_{СБТУ}}{(D_{СКВ} - D_{СБТУ})^3 \cdot (D_{СКВ} + D_{СБТУ})^2} + \frac{(D_{СБТ}^2 - d_{СБТ}^2) \cdot l_{СБТ}}{(D_{СКВ} - D_{СБТ})^3 \cdot (D_{СКВ} + D_{СБТ})^2}. \quad (2)$$

Здесь

λ – коэффициент гидравлического сопротивления, принимаем $\lambda = 0,02$;

γ_p – плотность промывочной жидкости, кг/м^3 ; $\gamma_p = 1000 \text{ кг/м}^3$;

Q – расход промывочной жидкости, $Q = 120 \text{ л/мин} = 0,002 \text{ м}^3/\text{с}$;

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

$D_{СКВ}$ – диаметр скважины, м; $D_{СКВ} = 0,076 \text{ м}$;

$D_{СБТ}$ – наружный диаметр стальных бурильных труб стандартных (СБТ), м; $D_{СБТ} = 0,05 \text{ м}$;

$d_{СБТ}$ – внутренний диаметр СБТ, м;

$d_{СБТ} = 0,039 \text{ м}$;

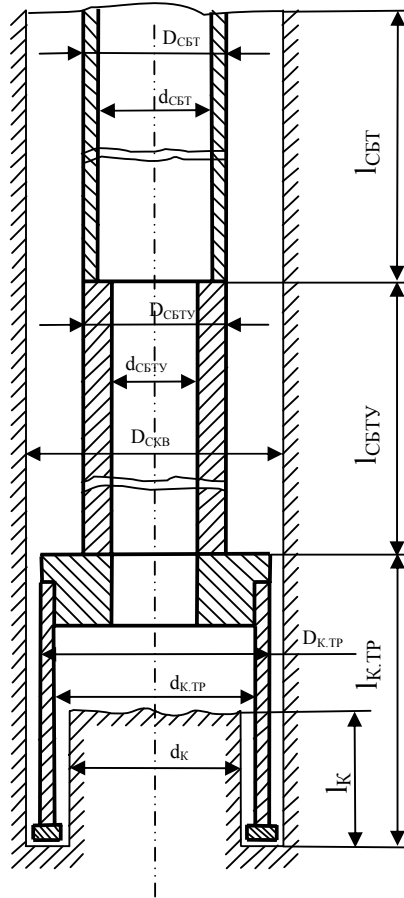


Рисунок 1 - Схема комбинированной двухсекционной бурильной колонны с применением стальных бурильных труб стандартных СБТ и стальных бурильных труб утяжелённых СБТУ при колонковом бурении

$D_{СБТУ}$ – наружный диаметр стальных бурильных труб утяжелённых (СБТУ), м;

$$D_{СБТУ} = 0,05 \text{ м};$$

$d_{СБТУ}$ – внутренний диаметр СБТУ, м;

$$d_{СБТУ} = 0,035; 0,031; 0,027; 0,023; 0,019; 0,015; 0,011; 0,010 \text{ м};$$

$D_{К.Т.Р.}$ – наружный диаметр колонковой трубы, м; $D_{К.Т.Р.} = 0,073 \text{ м};$

..... внутренний диаметр колонковой трубы, м; $d_{К.Т.Р.} = 0,063 \text{ м};$

$d_{К.}$ – диаметр керна, м; $d_{К.} = 0,055 \text{ м};$

$l_{СБТ}$ – длина части бурильной колонны, собранной из СБТ, м;

$l_{СБТУ}$ – длина части бурильной колонны, собранной из СБТУ, м;

$l_{К.Т.Р.}$ – длина колонковой трубы, м;

$l_{К.}$ – длина керна, м.

Сила гидравлического подпора уменьшает осевую нагрузку, действующую на забой, т.е.

$$F_{Заб} = F - T, \quad (3)$$

где F – осевая нагрузка, создаваемая весом сжатой части, Н.

Длина сжатой части определяется по формуле

$$L_C = \frac{F}{q \cdot g \cdot \alpha \cdot \left(1 - \frac{\gamma_P}{\gamma_{CT}}\right)}, \quad (4)$$

где q – масса одного погонного метра бурильной трубы, кг;
 α – коэффициент увеличения веса бурильной колонны за счёт высадки бурильных труб и муфтово – замковых соединений;

γ_{CT} – плотность материала бурильных труб, кг/м³; $\gamma_{CT} = 7850$ кг/м³.

Масса одного погонного метра бурильной трубы определяется по формуле

$$q = \frac{\pi \cdot (D^2 - d^2)}{4} \cdot l \cdot \gamma_{CT}, \quad (5)$$

где D – наружный диаметр бурильной трубы, м;

d – внутренний диаметр бурильной трубы, м;

l – длина бурильной трубы, м; $l = 1$ м;

В табл. 1 приведены погонные массы бурильных труб с различными толщинами стенок при постоянном наружном диаметре. Коэффициент увеличения веса бурильной колонны за счёт высадки концов бурильных труб и веса муфтово – замковых соединений для бурильных труб данных диаметров приведен в работе [3].

Таблица 1 – Масса одного погонного метра бурильной трубы

Наружный диаметр бурильной трубы D, м	Внутренний диаметр бурильной трубы d, м	Толщина стенки бурильной трубы δ , м	Масса одного погонного метра бурильной трубы q, кг
0,05	0,039	0,0055	6,04
	0,035	0,0075	7,86
	0,031	0,0095	9,49
	0,027	0,0115	10,92
	0,023	0,0135	12,15
	0,019	0,0155	13,19
	0,015	0,0175	14,026
	0,011	0,0195	14,67
	0,010	0,020	14,80

В табл. 2 приведены значения коэффициентов α при использовании свечи, состоящей из 4-х бурильных труб длиной 4,5 м каждая. Длина свечи составляет 18 м.

Длина утяжелённой части бурильной колонны определяется равной 1, 25 длины сжатой части, т.е

$$l_{CBTV} = 1,25 \cdot L_C. \quad (6)$$

Длина части бурильной колонны, состоящей из стальных бурильных труб определяется по формуле

$$l_{CBT} = L - l_{CBTV}. \quad (7)$$

В табл. 3 приведены длины участков бурильной колонны, состоящих из стандартных стальных бурильных труб и стальных бурильных труб утяжелённых.

Результаты расчётов свидетельствуют, что увеличение толщины стенки бурильной трубы с 5,5 мм до 20 мм позволяет уменьшить длину части бурильной колонны, собранной из стальных бурильных труб утяжелённых, в 2,4 раза.

Таблица 2 – Значения коэффициентов α для труб с различной толщиной стенки

Типоразмер бурильной трубы	Наличие высадки концов	Коэффициент α
$\text{Ø}50 \times 5,5$	есть	1,062
$\text{Ø}50 \times 7,5$	есть	1,029
$\text{Ø}50 \times 9,5$	есть	1,010
$\text{Ø}50 \times 11,5$	нет	1,038
$\text{Ø}50 \times 13,5$	нет	1,032
$\text{Ø}50 \times 15,5$	нет	1,028
$\text{Ø}50 \times 17,5$	нет	1,025
$\text{Ø}50 \times 19,5$	нет	1,023
$\text{Ø}50 \times 20,0$	нет	1,022

Таблица 3 – Длины участков бурильной колонны, состоящих из стандартных стальных бурильных труб и стальных бурильных труб утяжелённых

Типоразмер бурильной трубы	Длина бурильной колонны L, м	Длина участка колонны, состоящая из стальных бурильных труб утяжелённых $l_{СБТУ}$, м	Длина участка колонны, состоящая из стандартных стальных бурильных труб $l_{СБТ}$, м
$\text{Ø}50 \times 7,5$	1000	177,1	822,9
$\text{Ø}50 \times 9,5$		149,5	850,5
$\text{Ø}50 \times 11,5$		126,4	873,6
$\text{Ø}50 \times 13,5$		114,2	885,8
$\text{Ø}50 \times 15,5$		105,7	894,3
$\text{Ø}50 \times 17,5$		99,6	900,4
$\text{Ø}50 \times 19,5$		95,5	904,5
$\text{Ø}50 \times 20,0$		94,7	905,3

Результаты расчёта сил гидравлического подпора, действующих в бурильной колонне, состоящей как из стандартных бурильных труб так и из стандартных бурильных труб утяжелённых приведены в табл. 4.

Таблица 4 – Силы гидравлического подпора, действующие в однородной бурильной колонне из стандартных стальных бурильных труб, комбинированной бурильной колонне из стандартных стальных бурильных труб и стальных бурильных труб утяжелённых

Наименование параметра	Толщина стенки бурильной трубы δ , м								
	0,0055	0,0075	0,0095	0,0115	0,0135	0,0155	0,0175	0,0195	0,020
Коэффициент гидравлического сопротивления λ	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02
Плотность промывочной жидкости γ_p , кг/м ³	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Расход промывочной жидкости Q , м ³ /с	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002
Ускорение силы тяжести g , м/с ²	9,81	9,81	9,81	9,81	9,81	9,81	9,81	9,81	9,81
Наружный диаметр СБТ $D_{СБТ}$, м	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05

Наименование параметра	Толщина стенки бурильной трубы δ , м								
	0,0055	0,0075	0,0095	0,0115	0,0135	0,0155	0,0175	0,0195	0,020
Внутренний диаметр СБТ $d_{СБТ}$, м	0,039	0,039	0,039	0,039	0,039	0,039	0,039	0,039	0,039
Диаметр скважины D , м	0,076	0,076	0,076	0,076	0,076	0,076	0,076	0,076	0,076
Наружный диаметр СБТУ $D_{СБТУ}$, м	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
Внутренний диаметр СБТУ $d_{СБТУ}$, м	-	0,035	0,031	0,027	0,023	0,019	0,015	0,011	0,010
Наружный диаметр колонковой трубы $D_{К.ТР}$, м	0,073	0,073	0,073	0,073	0,073	0,073	0,073	0,073	0,073
Внутренний диаметр колонковой трубы $d_{К.ТР}$, м	0,063	0,063	0,063	0,063	0,063	0,063	0,063	0,063	0,063
Диаметр керна d_K , м	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055
Длина сжатого участка бурильной колонны L_C , м	178,7	141,7	119,6	101,1	91,4	84,5	79,7	76,4	75,8
Длина участка бурильной колонны, собранного из бурильных труб СБТ $l_{СБТ}$, м	776,5	822,9	850,5	873,6	885,8	894,3	900,4	904,5	905,3
Длина участка бурильной колонны, собранного из бурильных труб СБТУ $l_{СБТУ}$, м	-	177,1	149,5	126,4	114,2	105,7	99,6	95,5	94,7
Длина колонковой трубы $l_{К.ТР}$, м	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Длина керна l_K , м	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Гидравлический подпор T , даН	194	209	222	233	242	250	257	261	262
Забойная осевая нагрузка $F_{ЗАБ.}$, даН	806	791	778	767	758	750	743	739	738

Как следует из табл. 4, увеличение толщины стенки с 5,5 мм до 20 мм приводит к тому, что гидравлический подпор возрастает на 25 % однако это не приводит к значительному уменьшению забойной осевой нагрузки – осевая нагрузка уменьшается на 8,4 %.

Выводы

Таким образом, исследования влияния толщины стенки бурильной трубы на гидравлический подпор, действующий на бурильную колонну, и осевую нагрузку, действующую на забой, показали, что:

1. Увеличение толщины стенки бурильной трубы приводит к росту гидравлического подпора на 25 %.
2. Увеличение толщины стенки бурильной трубы приводит к уменьшению забойной осевой нагрузки на 8,4 %.

Список литературы

1. Бражененко А.М. Материалы к выбору режима бурения разведочных скважин колонковым способом. – Днепропетровск: Проминь, 1967, с.22.
2. Залежності геометричних характеристик бурильної труби від товщини стінки. Гошовський Г.В., Кожевников А.О., Кузін Ю.Л. та інші. Науковий вісник Національного гірничого університету № 4, м. Дніпропетровськ, 2004, с.53 – 55.
3. Визначення коефіцієнта, який враховує збільшення ваги бурильної колони. Вахалін Ю.М., Гошовський С.В., Кожевников А.О., Кузін Ю.Л. та інші. Науковий вісник Національного гірничого університету № 5, м. Дніпропетровськ, 2004, с. 85 – 89.

УСТОЙЧИВОСТЬ БУРИЛЬНОЙ КОЛОННЫ БУРОВЫХ УСТАНОВОК РЕАКТИВНО-ТУРБИННОГО БУРЕНИЯ

Ф.Л. Шевченко, Ю.В. Петтик, Донецкий национальный технический университет, Украина

Рассмотрены некоторые задачи по расчету устойчивости сжато-растянутых стержней с учетом собственного веса, основанные на использовании известных функций Бесселя действительного и мнимого аргумента, а также дано обоснование области применения новой методики приближенного инженерного расчета устойчивости бурильных колонн. Приведены примеры расчета устойчивости бурильных колонн буровых установок реактивно-турбинного бурения.

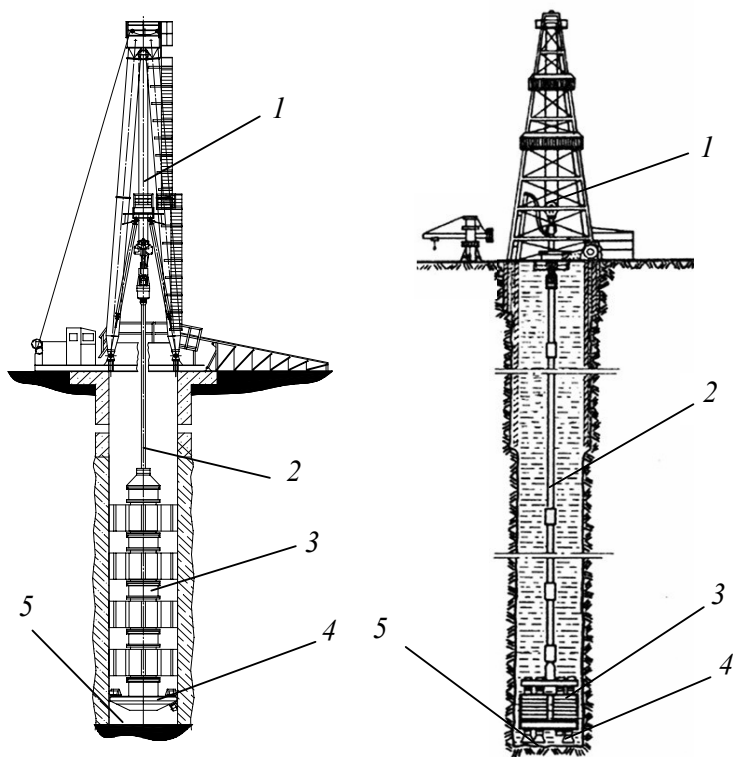


Рис. 1. Схема буровых установок

а) - установка Л-35; б) установка с агрегатом РТБ:
1 – талева система; 2 – бурильна колонна; 3 – бур;
4 – долото; 5 - забой

В условиях Донбасса при строительстве шахтных стволов и скважин большого диаметра широко применяют специальный способ их проходки - способ бурения. При этом, в качестве бурового оборудования используют роторные буровые установки германской фирмы «WIRTH» и отечественные агрегаты реактивно-турбинного бурения (РТБ). В роторных установках типа Л-35 фирмы «WIRTH» буровой инструмент – бур, опускается на забой при помощи бурильной колонны из бурильных труб с внутренним диаметром 330 мм, собранных с помощью болтовых фланцевых соединений. Агрегаты РТБ опускаются с помощью бурильной колонны из бурильных труб диаметром 168 мм, собранных с помощью нипельно-муфтовых замков (рис.1).

Повышенный интерес к этим установкам обусловлен не

только прогрессивным способом проходки шахтных стволов и скважин большого диаметра, но и тем, что теоретического обоснования их напряженно-деформированного состояния буровых ставов буровых установок этого типа практически нет, кроме работ [1 – 3].

Без учета напряжений в сечениях трубного става нельзя теоретически обосновать эффективные режимы работы этих агрегатов, как в технологических процессах, так и при аварийно-поисковых работах при ликвидации аварий.

Особые затруднения в расчете напряженно-деформированного состояния буровых ставов проявляются в вопросах динамики и устойчивости таких систем с распределенными параметрами. Здесь возникает необходимость разработки методики точного расчета напряженно-деформированного состояния бурильной колонны и возможности разработки и использования упрощенной методики инженерного расчета.

Целью данной работы является исследование устойчивости бурильной колонны буровых установок с агрегатами реактивно-турбинного бурения.

В представленной работе рассмотрены некоторые задачи по расчету устойчивости сжато-растянутых стержней с учетом собственного веса, а также задачи по обоснованию области применения новой методики приближенного инженерного расчета устойчивости бурильных колонн буровых установок с агрегатами РТБ.

Известно, что при наличии продольной сжимающей силы N и собственного веса интенсивностью q с учетом поперечной силы P , деформированное состояние упругого длинного стержня определяется дифференциальным уравнением Бесселя относительно углов поворота сечений θ [4, 5]:

$$\frac{d^2\theta(z)}{dz^2} + \frac{1}{z} \cdot \frac{d\theta(z)}{dz} + \left(1 - \frac{m^2}{qz^2}\right) \cdot \theta(z) = \frac{2P}{3qz}. \quad (1)$$

Здесь безразмерная текущая координата z сечения на расстоянии x определяется формулой

$$z = \frac{2}{3} \sqrt{\frac{q}{EJ} \left(x - \frac{N}{q}\right)^3}. \quad (2)$$

Решение уравнения (1) представляет изменение углов поворота сечений стержня (рис. 2)

$$y'(z) = C_1 J_{1/3}(z) + C_2 J_{-1/3}(z) + aC(z), \quad (3)$$

где:

$$J_m(z) = \frac{\left(\frac{z}{2}\right)^m}{\Gamma(m)} \left[1 + \sum_{n=1}^{\infty} \frac{(-1)^n 3^n}{n! \Gamma(3n+1)} \left(\frac{z}{2}\right)^{2n} \right] - \quad (4)$$

функции Бесселя действительного дробного порядка $m = 1/3$, $m = -1/3$, $m = 2/3$, $m = -2/3$, а

$$C(z) = z \sum_{n=0}^{\infty} \frac{(-1)^n (3z)^{2n}}{\Gamma[9(2n+1)^2 - 1]} - \quad (5)$$

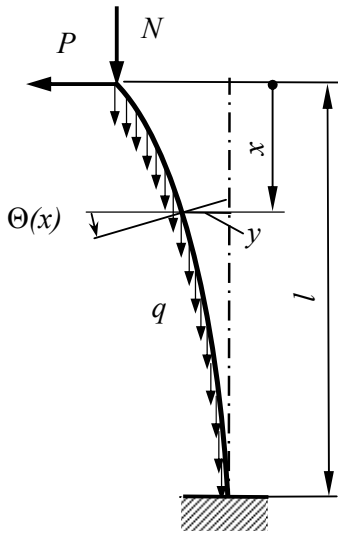


Рис. 2. Расчетная схема продольно-поперечного изгиба вешего стержня

функция, определяющая частное решение неоднородного уравнения (1), учитывающая влияние поперечной нагрузки, P ; $C_1, C_2, a = \frac{6P}{q}$, - постоянные интегрирования.

Интегрируя (3) получаем уравнение изогнутой оси стержня

$$y(z) = C_1 A(z) + C_2 B(z) + a D(z) + C_3, \quad (6)$$

где $A(z) = \int J_{1/3}(z) dz$, $B(z) = \int J_{-1/3}(z) dz$, $D(z) = \int C(z) dz$, C_3 - прогиб в начале координат.

Дважды продифференцировав (6), найдем уравнение изгибающих моментов

$$M(z) = EJ^3 \sqrt{\left(\frac{3qz}{2EJ}\right)^2} \left[C_1 J_{-2/3}(z) - C_2 J_{2/3}(z) + a \left(\frac{1}{3z} C(z) + E \right) \right] \quad (7)$$

В случае воздействия растягивающей силы N (рис. 3) уравнение (1) превращается в модифицированное уравнение Бесселя, решение которого имеет вид (3) - (7) с модифицированными функциями Бесселя:

$$I_m(z) = -i J_m(zi) = -i \frac{\left(\frac{z}{2}\right)^m}{\Gamma(m)} \left[1 + \sum_{n=1}^{\infty} \frac{3^n}{n! \Gamma(3n+1)} \left(\frac{z}{2}\right)^{2n} \right], \quad (8)$$

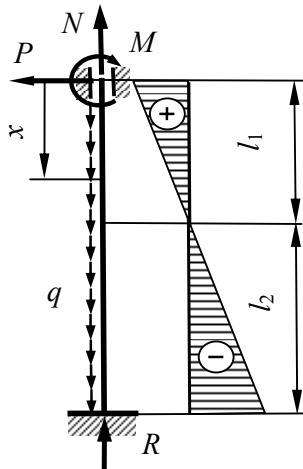


Рис. 3. Расчетная схема сжато-растянутого стержня

$$C(zi) = zi \sum_{n=0}^{\infty} \frac{(3z)^{2n}}{\Gamma[9(2n+1)^2 - 1]}. \quad (9)$$

Наибольший интерес для исследования представляет случай сжато-растянутого стержня с жестким защемлением в нижнем сечении и скользящей заделкой в верхнем, (рис. 3), что соответствует общему случаю состояния бурового става с усилием на талевую систему N и реакцией R со стороны опоры на нижнее сечение бурового става (рис. 2).

Это соответствует различным случаям состояния буровой колонны, таким как:

- спуск бурового става с задержкой и опиранием в каверне или на выступе стенки скважины;
- спуск бурового става и посадка на забой;
- прослабление талевой системы во время бурения.

Кроме этого, при ликвидации аварий и выполнении поисково-ловильных работ расчетная схема сжато-растянутого стержня будет иметь другие граничные условия, например:

- при поисковых работа пикобуром - нижний конец бурильной колонны имеет шарнирное опирание, а верхний конец помещен в подвижную втулку, т.е. он может свободно перемещаться, в направлении перпендикулярном к оси колонны, но поворачиваться не может;

- при вводе ловильного приспособления в промывочное отверстие трубы или бура нижнее сечение бурильной колонны заземлено, а в верхнем сечении нужно принимать скользящую вдоль оси заделки;

- при захвате ловильным приспособлением оборванного элемента долота или колонны и подъеме с расхаживанием, нижний конец бурильной колонны принимают опертым шарнирно, а верхний конец может свободно проворачиваться и т. д.

Рассмотрим первый случай расчета сжато-растянутого стержня для схемы, представленной на рис. 3, что соответствует случаю ввода ловильного приспособления в промывочное отверстие оборванного бура.

При этом на верхнем участке, участке растяжения нужно пользоваться модифицированными функциями Бесселя (мнимого аргумента zi) (8) и (9). На нижнем участке, участке сжатия используются функции Бесселя (действительного аргумента z) (3) – (7).

В расчетных уравнениях (3) - (9) сдержится по четыре постоянных интегрирования. Следовательно, требуется рассмотреть восемь граничных условий.

На границе участков при $x=l_1$, т. е. $z_1=0$ нужно приравнять силовые и деформационные факторы двух участков.

Приравнивая углы поворота нужно пользоваться первой производной от прогибов по переменной x , т.е. $\theta(x) = \frac{dy(x)}{dx}$. С учетом (3)

$$\frac{dy(x)}{dx} = -3\sqrt{\frac{3q}{EJ}} \cdot z \frac{dy(z)}{dz} = -3\sqrt{\frac{3q}{EJ}} \cdot z(C_1 J_{1/3}(z) + C_2 J_{-1/3}(z) + aC(z)) \quad (10)$$

Учитывая, что при $z_1 = 0$ функции $J_{1/3}(z_1) = C(z_1) = 0$, а $J_{-1/3} = \infty$, на основании (10) это условие сопряжения участков примет вид

$$-3\sqrt{\frac{3q}{EJ}} \cdot z_1^{1/3} \cdot C_2 J_{-1/3}(z_1) = -3\sqrt{\frac{3q}{EJ}} \cdot z_1^{1/3} \cdot i^{-1/3} \cdot i \cdot C_2^* J_{-1/3}^*(z_1). \quad (11)$$

Здесь обозначено $J_{-1/3}^*(z_1)$ действительное значение модифицированной функции (8)

$$I_{-1/3}(z_1) = iJ_{-1/3}(z_1 i) = i \frac{\left(\frac{z}{2}\right)^{-1/3}}{\prod\left(-\frac{1}{3}\right)} \left[1 + \sum_{n=1}^{\infty} \frac{3^n}{n! \prod(3n-1)} \left(\frac{z_1}{2}\right)^{2n} \right] = iJ_{-1/3}^*(z_1 i),$$

которое при $z_1 = 0$ равно $J_{-1/3}(z_1)$. Тогда из равенства (10) следует зависимость $C_2 = -C_2^*$.

Приравнивая изгибающие моменты (7) $M_1(z_1) = M_2(z_1 i)$, получаем зависимость

$$C_1 z^{2/3} J_{-2/3}(z_1) = C_1^* z^{2/3} \cdot i^{2/3} (-1) J_{-1/3}^*(z_1),$$

откуда следует, что $C_1 = C_1^*$.

Из равенства прогибов $y_1(z_1) = y_2(z_1 i)$ следует, что $C_3 = C_3^*$, а из равенства поперечных сил с учетом постоянных $a = \frac{6Q}{q}$ и $a^* = -\frac{6Q}{q}$ получаем $a = -a^*$.

Остается рассмотреть условия закрепления стержня на опорах (по два условия).

Условия защемления на нижней опоре при $x = l$, т.е. $z_2 = \frac{2}{3}\sqrt[3]{\frac{ql_2^3}{EJ}}$, $y(l) = 0$, $y'(l) = 0$ приводят к системе однородных уравнений:

$$C_1A(z_2) + C_2B(z_2) + aD(z_2) + C_3 = 0, \quad (12)$$

$$C_1J_{1/3}(z_2) + C_2J_{-1/3}(z_2) + aC(z_2) = 0. \quad (13)$$

Условия на верхней опоре при $x = 0$, т.е. $z_1 = \frac{2}{3}\sqrt[3]{\frac{ql_1^3}{EJ}}$, с учетом ранее полученных зависимостей между постоянными интегрирования двух участков, аналогичны (12), (13):

$$C_1A^*(z_1) - C_2B^*(z_1) - aD^*(z_1) + C_3 = 0, \quad (14)$$

$$C_1J_{1.3}^*(z_1) - C_2J_{-1.3}^*(z_1) - aC^*(z_1) = 0. \quad (15)$$

Исключая из (12), (13) постоянную C_3 , получим систему трех однородных уравнений в функциях Бесселя аргумента z_2 и модифицированных функций аргумента z_1 :

$$\begin{aligned} C_1(A^*(z_1) - A(z_2)) - C_2(B^*(z_1) + B(z_2)) - a(D^*(z_1) + D(z_2)) &= 0, \\ C_1J_{1/3}(z_2) + C_2J_{-1/3}(z_2) + aC(z_2) &= 0, \\ C_1J_{1.3}^*(z_1) - C_2J_{-1.3}^*(z_1) - aC^*(z_1) &= 0 \end{aligned} \quad (16)$$

Приравняв определитель этой системы нулю, получаем уравнение устойчивости сжатого-растянутого стержня

$$\begin{aligned} (A^*(z_1) - A(z_2)) \cdot (C^*(z_1) \cdot J_{-1/3}(z_2) - C(z_2) \cdot J_{-1/3}^*(z_1)) - \\ - (B^*(z_1) + B(z_2)) \cdot (C^*(z_1) \cdot J_{1/3}(z_2) + C(z_2) \cdot J_{1/3}^*(z_1)) - \\ - (D^*(z_1) + D(z_2)) \cdot (J_{1/3}(z_2) \cdot J_{-1/3}^*(z_1) + J_{1/3}(z_2) \cdot J_{1/3}^*(z_1)) = 0 \end{aligned} \quad (17)$$

Из этого уравнения при заданном усилии талевой системы $N = ql_1$ можно найти длину

сжатого участка стержня, при которой определитель (17) окажется равным нулю, что соответствует суммарной критической длине трубного става $l_{кр} = l_1 + l_2$.

Так как вопросы устойчивости бурового става установки Л-35 фирмы «WIRTH» рассмотрены в работах [1, 2], то рассмотрим расчет лишь бурового става РТБ с параметрами: наружный диаметр трубы $d = 168$ мм и толщина стенки $t = 9$ мм, жесткость бурильной трубы при изгибе $EJ = 2,85 \cdot 10^6$ Н·м², погонный вес трубы с учетом плотности промывочной жидкости $\rho = 1,18 \cdot 10^3$ кг/м³ $q = 297,6$ Н/м.

Результаты такого расчета представлены в таблице (колонки 1, 2).

Таблица

Критические длины растянуто-сжатой колонны установки РТБ

Длина участка растяжения, l_1 , м	Длина участка сжатия, (точное решение) l_2 , м	Длина участка сжатия (приближенный расчет), l_2 , м	Условная длина сжатого участка (приближенный расчет), l_2 , м	Длина участка сжатия, согласно формуле (25), l_2 , м	Расхождение между колонкой (2) и (3), %
1	2	3	4	5	6
5	96,5	96,9	64,6	90,24	0,4

1	2	3	4	5	6
10	98,8	101,25	67,5	91,45	2,3
25	101,6	104,4	69,4	95,02	2,5
50	103,5	105,75	70,5	100,84	2,1
60	104,15	106,35	70,9	103,12	2,6
75	105,0	106,65	71,1	106,50	1,8
80	105,25	111,15	74,1	107,6	5,6
100	105,56	111,75	74,5	112,0	5,98

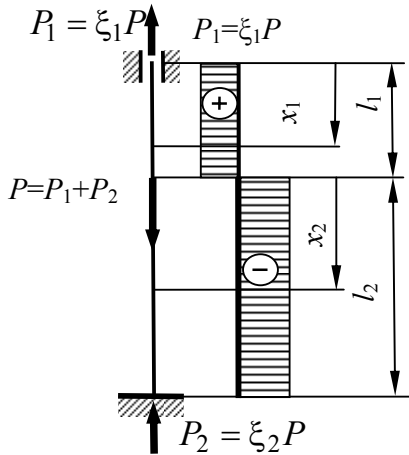


Рис. 4. Расчетная схема упрощенного расчета

Из таблицы следует, что при длине растянутого участка, стремящейся к нулю, длина сжатого участка стремится к значению критической длины с известным коэффициентом приведения длины $\mu=0,366$ [5, 6], что соответствует

$$l_{кр} = 3 \sqrt{\frac{\pi^2 EJ}{\mu^2 q}} = 3 \sqrt{\frac{\pi^2 \cdot 2,85 \cdot 10^6}{0,366^2 \cdot 297,6}} = 89,03 \text{ м.}$$

С увеличением растягивающей силы длина сжатого участка увеличивается и стремится к определенной величине с коэффициентом приведения длины $\mu=0,260$, т.е.

$$l_{кр} = 3 \sqrt{\frac{\pi^2 EJ}{\mu^2 q}} = 3 \sqrt{\frac{\pi^2 \cdot 2,85 \cdot 10^6}{0,26^2 \cdot 297,6}} = 111,8 \text{ м.}$$

Для упрощенного расчета используем такую же схему опорного защемления и продольно скользящей заделки в верхнем сечении невесомого стержня, но вместо веса стержня приложим условную сосредоточенную растягивающую силу P_1 , соответствующую весу растянутой зоны, и некоторой силы P на расстоянии l_1 , рис. 4. Длину участка сжатия и соответствующую реакцию опоры P_2 будем находить из условия работы невесомого стержня, испытывающего продольно-поперечный изгиб.

Для верхнего участка, растянутого силой $P_1 = \xi_1 P$, уравнение изогнутой оси невесомого стержня при продольно-поперечном изгибе имеет вид [5]:

$$y(x_1) = y_0 + \frac{\theta_0}{k_1} \text{sh} k_1 x_1 - \frac{M_0}{\xi_1 P} (1 - \text{ch} k_1 x_1) + \frac{P_0}{k_1 \xi_1 P} (k_1 x_1 - \text{sh} k_1 x_1), \quad (18)$$

а для второго участка сжатого силой $P_2 = \xi_2 P$

$$y(x_2) = y_0 + \frac{y'_0}{k_2} \sin k_2 x_2 + \frac{M_0}{\xi_1 P} (1 - \cos k_2 x_2) + \frac{P_0}{k_2 \xi_2 P} (k_2 x_2 - \sin k_2 x_2), \quad (19)$$

где:

$$k_1 = \sqrt{\frac{P_1}{EJ_1}}, \quad k_2 = \sqrt{\frac{P_2}{EJ_2}}.$$

Здесь для общего решения других аналогичных задач принята различная жесткость при изгибе верхнего EJ_1 и нижнего участка EJ_2 .

Принимая начало координат для верхнего участка на скользящей опоре, где прогиб

$y_0 = 0$ и угол поворота $\theta_0 = 0$ (рис. 4), получим расчетные уравнения изогнутой оси стержня:

- для верхнего растянутого участка уравнение изогнутой оси будет иметь вид

$$y(x_1) = -\frac{M_0}{\xi_1 P} (1 - \operatorname{ch} k_1 x_1) + \frac{P_0}{k_1 \xi_2 P} (k_1 x_1 - \operatorname{sh} k_1 x_1),$$

- уравнение углов поворота

$$y'(x_1) = \theta(x_1) = \frac{M_0 k_1}{\xi_1 P_1} \operatorname{sh} k_1 x_1 + \frac{P_0}{\xi_1 P_1} (1 - \operatorname{ch} k_1 x_1),$$

- уравнение кривизны изогнутой оси стержня

$$y''(x_1) = \frac{M_0 k_1^2}{\xi_1 P_1} \operatorname{ch} k_1 x_1 - \frac{P_0 k_1}{\xi_1 P_1} \operatorname{sh} k_1 x_1,$$

- уравнение производной кривизны

$$y'''(x_1) = \frac{M_0 k_1^3}{\xi_1 P_1} \operatorname{sh} k_1 x_1 - \frac{P_0 k_1^2}{\xi_1 P_1} \operatorname{ch} k_1 x_1.$$

Обозначив через $\lambda_1 = k_1 l_1$, на границе участков при $x = l_1$ получим деформационные и силовые факторы:

$$y(l_1) = -\frac{M_0}{\xi_1 P} (1 - \operatorname{ch} \lambda_1) + \frac{P_0 l_1}{\lambda_1 \xi_2 P} (\lambda_1 - \operatorname{sh} \lambda_1),$$

$$\theta(l_1) = \frac{M_0 \lambda_1}{\xi_1 P_1 l_1} \operatorname{sh} \lambda_1 + \frac{P_0}{\xi_1 P_1} (1 - \operatorname{ch} \lambda_1),$$

$$M(l_1) = EJy''(l_1) = M_0 \operatorname{ch} \lambda_1 - \frac{P_0 l_1}{\lambda_1} \operatorname{sh} \lambda_1,$$

$$Q(l_1) = EJy'''(l_1) = M_0 \frac{\lambda_1}{l_1} \operatorname{sh} \lambda_1 - P_0 \operatorname{ch} \lambda_1,$$

которые примут за начальные параметры нижнего участка, сжатого усилием $P_2 = k_2 l_2$, с началом координат на границе участков. При этом уравнение изогнутой оси колонны на сжатом участке будет иметь вид:

$$y(x_2) = -\frac{M_0}{\xi_1 P} (1 - \operatorname{ch} \lambda_1) + \frac{P_0 l_1}{\lambda_1 \xi_2 P} (\lambda_1 - \operatorname{sh} \lambda_1) + \left[\frac{M_0 \lambda_1}{\xi_1 P_1 l_1} \operatorname{sh} \lambda_1 + \frac{P_0}{\xi_1 P_1} (1 - \operatorname{ch} \lambda_1) \right] \cdot \frac{\sin k_2 x_2}{k_2} +$$

$$+ \left[M_0 \operatorname{ch} \lambda_1 - \frac{P_0 l_1}{\lambda_1} \operatorname{sh} \lambda_1 \right] \cdot \frac{1 - \cos k_2 x_2}{\xi_2 P} + \left[M_0 \frac{\lambda_1}{l_1} \operatorname{sh} \lambda_1 - P_0 \operatorname{ch} \lambda_1 \right] \cdot \frac{k_2 x_2 - \sin k_2 x_2}{k_2 \xi_2 P},$$

т.е.

$$y(x_2) = \frac{M_0}{\xi_1 P} \left[-(1 - \operatorname{ch} \lambda_1) + \frac{\lambda_1 l_2}{\lambda_2 l_1} \operatorname{sh} \lambda_1 \cdot \sin k_2 x_2 + \frac{\xi_1}{\xi_2} \operatorname{ch} \lambda_1 (1 - \cos k_2 x_2) + \right. \\ \left. + \frac{\lambda_1 l_2}{\lambda_2 l_1} \frac{\xi_1}{\xi_2} \operatorname{sh} \lambda_1 (k_2 x_2 - \sin k_2 x_2) \right] + \frac{P_0 l_1}{\lambda_1 \xi_1 P} \left[\lambda_1 - \operatorname{sh} \lambda_1 + \frac{\lambda_1 l_2}{\lambda_2 l_1} (1 - \operatorname{ch} \lambda_1) \sin k_2 x_2 - \right. \\ \left. - \frac{\xi_1}{\xi_2} \operatorname{sh} \lambda_1 (1 - \cos k_2 x_2) - \frac{\lambda_1 l_2}{\lambda_2 l_1} \frac{\xi_1}{\xi_2} \operatorname{ch} \lambda_1 (k_2 x_2 - \sin k_2 x_2) \right]. \quad (20)$$

Отсюда дифференцированием получаем уравнений углов поворота

$$y'(x_2) = \frac{M_0 k_2}{\xi_1 P} \left[\frac{\lambda_1 l_2}{\lambda_2 l_1} \operatorname{sh} \lambda_1 \cdot \cos k_2 x_2 + \frac{\xi_1}{\xi_2} \operatorname{ch} \lambda_1 \sin k_2 x_2 + \frac{\lambda_1 l_2}{\lambda_2 l_1} \frac{\xi_1}{\xi_2} \operatorname{sh} \lambda_1 (1 - \cos k_2 x_2) \right] + \\ + \frac{P_0 l_1 k_2}{\lambda_1 \xi_1 P} \left[\frac{\lambda_1 l_2}{\lambda_2 l_1} \cdot (1 - \operatorname{ch} \lambda_1) \cos k_2 x_2 - \frac{\xi_1}{\xi_2} \operatorname{sh} \lambda_1 \sin k_2 x_2 - \frac{\lambda_1 l_2}{\lambda_2 l_1} \frac{\xi_1}{\xi_2} \operatorname{ch} \lambda_1 (1 - \cos k_2 x_2) \right]. \quad (21)$$

Эти уравнения нужно подчинить граничным условиям на нижней опоре, т. е. пожить $y(l_2) = y'(l_2) = 0$.

Обозначим выражение в скобках для прогиба при M_0 через $A(\lambda_2)$ и при P_0 через $B(\lambda_2)$, а в выражении для углов поворота через $C(\lambda_2)$ и $D(\lambda_2)$ соответственно. При этих обозначениях приравняем определить системы уравнений нулю, и получаем уравнение устойчивости колонны в виде

$$A(\lambda_2)D(\lambda_2) - B(\lambda_2)C(\lambda_2) = 0. \quad (22)$$

Результаты такого расчета приведены в пятом столбце таблицы.

Для эквивалентного перехода от расчетной схемы колонны с распределенной нагрузкой q к упрощенной модели с сосредоточенными силами P_1 и P_2 используем известные значения коэффициентов приведения длины стержней в зависимости от условий закрепления на опорах, рис. 5.

При отсутствии продольного растягивающего усилия N в стержне с распределенной нагрузкой q для принятой расчетной схемы коэффициент приведения длины равен $\mu_q = 0,366$, рис. 5, б, а критическая длина стержня

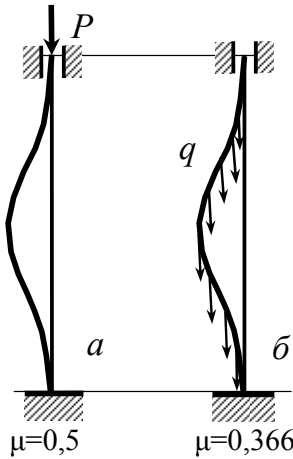


Рис. 5. Значения коэффициентов приведения длины стержней

$$(l_{кр} \cdot q) = \frac{\pi^2 EJ}{(\mu_q l)^2},$$

т. е.

$$l_{кр}(q) = 3 \sqrt{\frac{\pi^2 EJ}{\mu_q^2 \cdot q}}. \quad (23)$$

При этой же схеме для невесомого стержня сжатого сосредоточенной силой P коэффициент приведения длины равен $\mu_p = 0,5$, а критическая сила вычисляется по формуле Эйлера

$$P_{кр} = \frac{\pi^2 EJ}{(\mu_p \cdot l)^2}, \quad \text{т. е. принимая } P = q l_{кр}, \text{ получаем формулу } l_{кр}(P) = 3 \sqrt{\frac{\pi^2 EJ}{\mu_p^2 \cdot q}}. \text{ Из равенства}$$

этих двух значений критических длин находим отношение

$$\frac{l_{кр}(q)}{l_{кр}(P)} = 3 \sqrt{\left(\frac{\mu_p}{\mu_q} \right)^2}. \quad (24)$$

При отсутствии растягивающей силы из этой формулы находим

$$\frac{l_{кр}(q)}{l_{кр}(P)} = \sqrt[3]{\left(\frac{0,5}{0,366}\right)^2} = 1,231, \text{ а при длине сжатого участка, приближающегося к предельному}$$

$$\frac{l_{кр}(q)}{l_{кр}(P)} = \sqrt[3]{\left(\frac{0,5}{0,233}\right)^2} = 1,664. \text{ Принимая среднее значение этих отношений, получим коэффи-}$$

циент, равный примерно полутора. На него нужно умножать результаты условных критических длин приближенного расчета (колонка 4 таблицы), чтобы получить результаты (колонка 3 таблицы), которые можно сравнить с точным решением, приведенным в колонке (2) таблицы. Отношение приближенного расчета к точному приведены в колонке (6).

На основании приведенных результатов расчетов можно предложить упрощенную формулу для инженерного расчета критической длины сжатого участка стержня с распределенной нагрузкой в зависимости от длины растянутого участка $l_1 = N/q$.

$$l_{кр} = \sqrt[3]{\frac{EJ}{q} \left(8,58355 + 1,18568 \cdot 10^{-4} \cdot ql_1\right)^2}. \quad (25)$$

Результаты расчета по формуле (25) приведены в колонке 5 таблицы.

Выводы

1. Точное решение задачи об устойчивости сжато-растянуто стержня с распределенным весом, основанное на уравнении Бесселя, является громоздким как по выводу расчетных зависимостей, так и в реализации числового расчета в конкретном случае при заданных геометрических и силовых параметрах бурового става. Такие расчеты усложняются при увеличении растягивающего усилия из-за больших значений аргументов функций Бесселя, при этом существенно снижается точность расчета. В этом случае нужно переходить к асимптотическим функциям Бесселя.

2. В приближенном расчете при замене заданной системы с распределенными параметрами условной, невесомой, задача существенно упрощается, но при этом также проявляется снижение точности решения вследствие влияния больших значений аргументов в гиперболических функциях.

3. Для упрощения расчетов в инженерной практике для определения критической длины буровой колонны можно использовать упрощенную формулу (25) для заданной схемы закрепления и коэффициентах приведения длин.

При других исходных данных формулу (25) можно получить, используя значения критических длин по формуле (23), при крайних значениях коэффициентов приведения длины μ .

Список литературы

1. Улитин Г.М. Устойчивость колонны буровой установки роторного типа// Проблемы прочности. – 2002, - №11. С. 130-135.
2. Улитин Г.М. Динамика и устойчивость бурильных колонн буровых установок роторного типа. Диссертация на соискание уч. ст. докт. техн. наук. – Днепропетровск: НГУ, 2003. – 321 с.
3. Шевченко Ф.Л., Петтик Ю.В. Устойчивость бурильных колонн установок реактивно-турбинного бурения // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Гірничо-геологічна. Випуск 105. Донецьк; ДонНТУ, 2006. –С. 137-146.
4. Шевченко Ф.Л. Механика упругих деформируемых систем. Часть первая. Напряженно-деформированное состояние стержней. Изд. второе. – Донецк: ДонНТУ, 2006. – 293 с.
5. Шевченко Ф.Л. Механика упругих деформируемых систем. Часть вторая. Сложное сопротивление. Изд. второе. – Донецк: РВВ, 2007. – 306 с.
6. Поляков Г.Д. Булгаков Е.С., Шумов Л.А. Проектирование, расчет и эксплуатация буровых установок. М.: Недра, 1983. – 318 с.

ПРИМЕНЕНИЕ ИНЪЕКЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В УСТРОЙСТВЕ ОСНОВАНИЙ КОНСТРУКЦИЙ ДЛЯ РАЗЛИЧНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ

*Н.А. Дудля, Национальный горный университет, Украина,
А.В. Попов, Н.Н. Тельних, Е.Г. Цаплин, ООО «ТИССА», Украина*

Строительство транспортных трубопроводов над поверхностью земли требует сооружения мощных опор. Если принять во внимание длину трубопровода, то станет ясно, что геологические условия их строительства отличаются значительным разнообразием. Следует принимать во внимание вероятное ослабление оснований сооружений по причине различных осложнениями. Разнообразие осложнений и их пространственная неопределенность, как правило, не позволяют определять это на стадии изысканий и однозначно предсказывать факторы, которые негативно влияют на устойчивость сооружений.

К таким непредсказуемым отрицательным факторам относятся:

- локальное оседание грунта под действием техногенных вод;
- ослабленные зоны в закарстованном грунте;
- неопределенность плоскости скольжения при строительстве на склонах;
- неопределенность в сейсмическом влиянии на грунт как основание.

Для ослабления влияния непредсказуемых факторов в современном строительстве обычно увеличивают жесткость грунтов в пятне застройки и в ближайших окрестностях. Самый прогрессивный способ увеличения жесткости - армирование грунта.

Современная технология предлагает несколько способов армирования грунтов [1]:

- сеткой, которая позволяет перераспределять нагрузку от сооружения в горизонтальном направлении;
- вертикальными сваями из уплотненного грунта;
- цементно-грунтовыми сваями;
- по струйной технологии;
- по инъекционной технологии.

Инъекционная технология, по нашему мнению, является наиболее гибкой из всех перечисленных, пригодна для большинства геологических осложнений и позволяет выполнять повторное укрепление основания при изменении условий.

Согласно нормативным документам Украины [2] цементация в строительстве используется:

- как вспомогательное средство при химическом закреплении грунтов для увеличения контакта сооружения с основанием;
- для закрепления трещиноватых и полускальных пород, включая крупнообломочные грунты;
- для закрепления лессовых и других грунтов низкой проницаемости в режиме разрыва пласта с армированием пространственными элементами цементного раствора.

При закреплении глинистых и других грунтов напорной инъекцией цементных растворов в режиме разрыва пласта происходит изменение физико-механических характеристик массива вследствие:

- уплотнения грунта под давлением нагнетания раствора;
-
- укрепления грунта цементным камнем.

Эти два фактора увеличивают несущую способность основания, уменьшают его деформируемость на глубину нагнетаний и уменьшают его размокаемость.

Согласно данным [3] после инъекции в грунте общий модуль деформации увеличивается в 2,5 - 3,2 раза, первое критическое давление в 1,23 - 2,2 раза. Прочность армирующего цементно-

го камня может достигнуть 30 МПа, модуль деформации в зависимости от содержания цемента от 50 до 500 МПа.

ООО «ТИССА» для закрепления трещиноватых скальных пород и осадочных пород низкой проницаемости применяет разную технологию.

Технология закрепления трещиноватых скальных пород

Для закрепления трещиноватых скальных пород бурят скважину на проектную глубину. Если присутствуют осадочные грунты, пласт их должен быть перекрыт обсадной трубой - кондуктором. Нагнетание выполняют через пакер или через запорный клапан обсадной трубы. Схема инъекции через пакер приведена на рис. 1.

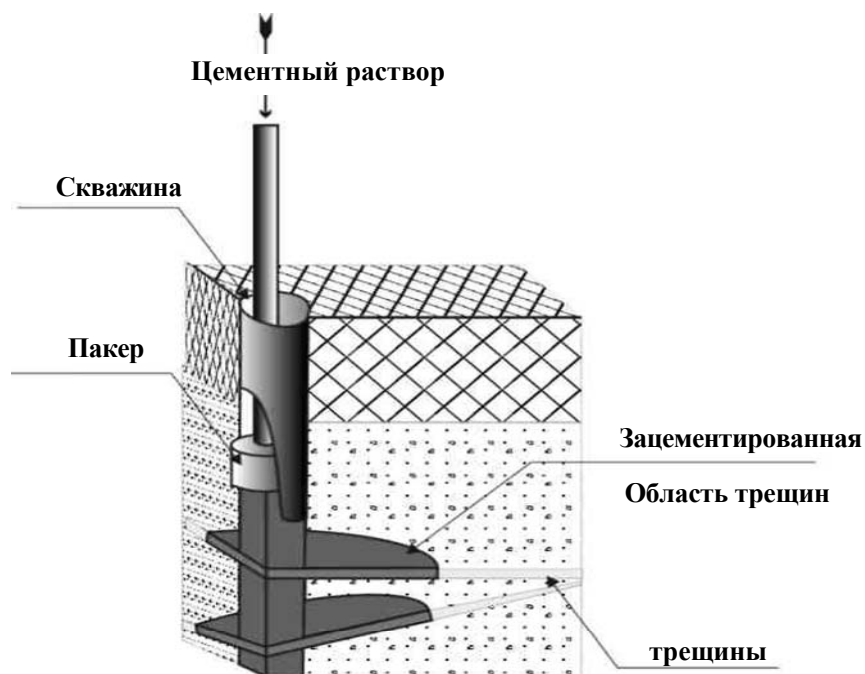


Рис.1. Схема закрепления трещиноватых скальных пород

Радиус R закрепления определяется соотношением [4]:

$$R = \sqrt{\frac{V}{\pi M t}}, \quad (1)$$

где: M – мощность закрепляемых пород (глубина скважины); t – пустотность пород согласно исследованиям, %, V – объем цементно-силикатного раствора.

Давление P нагнетания должно быть больше, чем потери давления при течении цементного раствора по трещине.

$$P \geq \frac{\tau_0 R}{\delta}, \quad (2)$$

где: τ_0 - динамическое сопротивление сдвига закрепляющего раствора; δ - ширина трещин согласно изысканиям.

Если трещины скального массива заполнены глинистым материалом, то давление на забое скважины должно быть увеличено на размер первого критического давления P_k грунта, заполняющего трещины:

$$P \geq \frac{\tau_0 R}{\delta} + P_k . \quad (3)$$

Технология закрепления малопроницаемых осадочных грунтов

Для закрепления малопроницаемых осадочных грунтов ООО «ТИССА» применяет технологию перфорированного иньектора, через который выполняют нагнетание цемента-силикатного раствора. Схема иньекции через двойной пакер приведена на рис. 2.

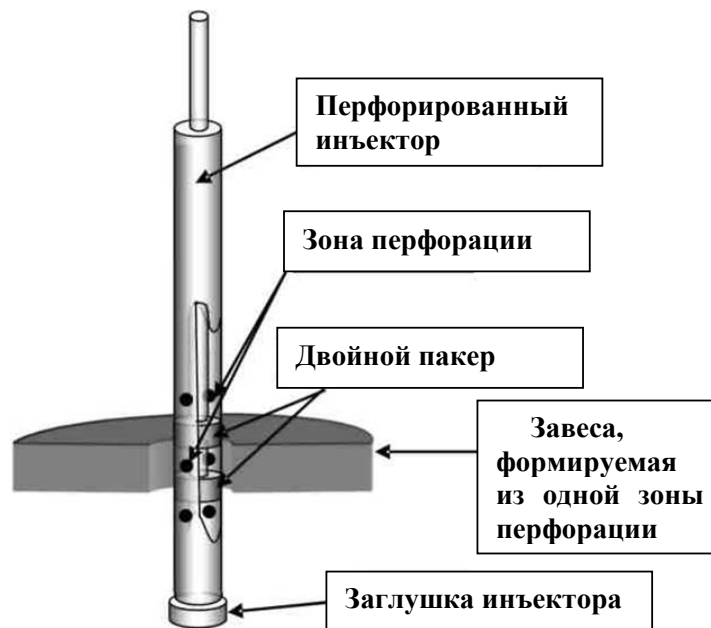


Рис.2. Схема иньекции через двойной пакер

При нагнетании цементного раствора в грунт через перфорацию иньектора образуется цементное уширение. Толщина его Δh_{cem} определяется свойствами грунта и давлением нагнетания [4]:

$$\Delta h_{cem} = \frac{P}{E_0} m , \quad (4)$$

где P - давление нагнетания в пакере, МПа; E_0 - модуль общей деформации грунта, МПа; m - толщина уплотняемого слоя грунта или расстояния между зонами перфорации.

Радиус закрепления грунта определяется соотношением:

$$R = \sqrt{\frac{V}{\pi \Delta h_{cem}}} . \quad (5)$$

Давление нагнетания должно быть больше чем давление разрыва грунта.

Опыт LTD "TISSA" по устройству оснований сооружений в различных геологических условиях Крыма является примером успешного применения инъекционного армирования грунта.

Укрепление откоса котлована в г. Ялта

Строительство здания рекреационного центра в г. Ялта на склоне горы потребовало сооружения котлована глубиной 13 м и длиной 35 м.

Активное давление грунта на защитную стену - 29,5 т/м.

Грунты представлены делювиальными отложениями – валунами скальных пород с межвалунным заполнением суглинками и супесями. Есть дополнительное осложнение, потому что суглинки имеют карстовые полости. Стены карстов цементированы карбонатом. Размер карстов - 0,2 - 0,6 м.

Проект предусматривает анкерное крепление откоса котлована. Длина анкера - 6 - 8 м. Расчетная несущая способность анкера в суглинках при данном диаметре бурения 112 мм - меньше чем 20т. Это недостаточно для устойчивости откоса. Если учесть вероятность встречи с карстом при бурении, фактическая несущая способность может быть меньшей.

Для увеличения несущей способности анкера решено заполнять буровую скважину цементным раствором под давлением. Это должно привести к укреплению грунта вокруг буровой скважины. Для реализации этого проекта буровая скважина была оборудована кондуктором диаметром 127 мм и длиной 2м. В кондуктор устанавливали односторонний пакер, через который выполняли нагнетание цементно-силикатного раствора. Нагнетание производили до достижения давления 1,0 МПа. Объем нагнетания составлял 0,6 - 2,5 м³ при геометрическом объеме буровой скважины 0,09 м³. Цель укрепления грунта была достигнута (рис. 3).

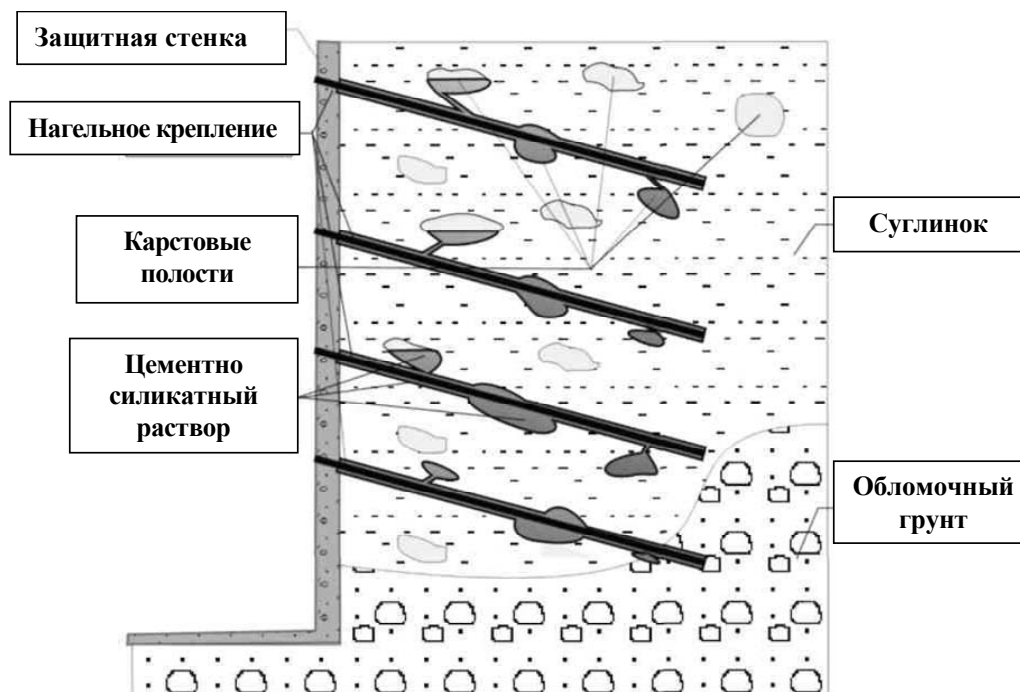


Рис. 3. Схема анкерного крепления грунтов.

Испытания показали несущую способность нагеля по грунту 31,2 т, что является технологически приемлемо в данных условиях.

Укрепление откоса на мысе «Хрустальный» (г. Севастополь)

Строительство спортивного и культурного комплекса на пляже "Хрустальный" выполнялось в соответствии с Генеральным планом строительства г. Севастополя, Артиллерийской бухты и бухты Омега.

Спортивный и культурный комплекс расположены вдоль пляжа около скального массива. Поэтому массив на строительной площадке выбран до образования вертикального откоса высотой 6,0 - 13,5 м.

Анализ геологических условий показывает, что массив сложен трещиноватыми и закарстованными известняками малой прочности. Трещины часто заполнены глинистым материалом. Есть пласты суглинка с толщиной до 1,5 м. Угол естественного откоса - не больше 38 °. Источники подземных вод в массиве не замечены. Трещиноватость массива не способствует накоплению атмосферной воды. Эти факторы показывают неустойчивость вертикального откоса мыса "Хрустальный".

Именно поэтому необходимо было выполнить защиту здания всего комплекса.

Для предотвращения передачи давления горных пород на здание проект предусматривал:

- сооружение защитной стенки с анкерным закреплением;
- организация системы дренажей атмосферной воды для того, чтобы предотвратить размывание грунта вблизи опорной стены.

Расчетная удельная нагрузка на защитную стенку по длине здания составляла 87,6 т/м. Расчетная несущая способность анкера по грунту, если взять характеристики известняка без пласта глины, при длине анкера 8 м - 39,6 т. Необходимое количество анкеров на опорной стене - 94 анкера. Невозможно учесть уменьшение несущей способности анкера за счет прослоек глины из-за статистической неопределенности распространения трещин, которые заполнены материалом глины. Именно поэтому было принято решение нагнетать цементно-силикатный раствор под давлением, которое должно обеспечить проникновение раствора в трещины и увеличить несущую способность анкера (рис. 4).

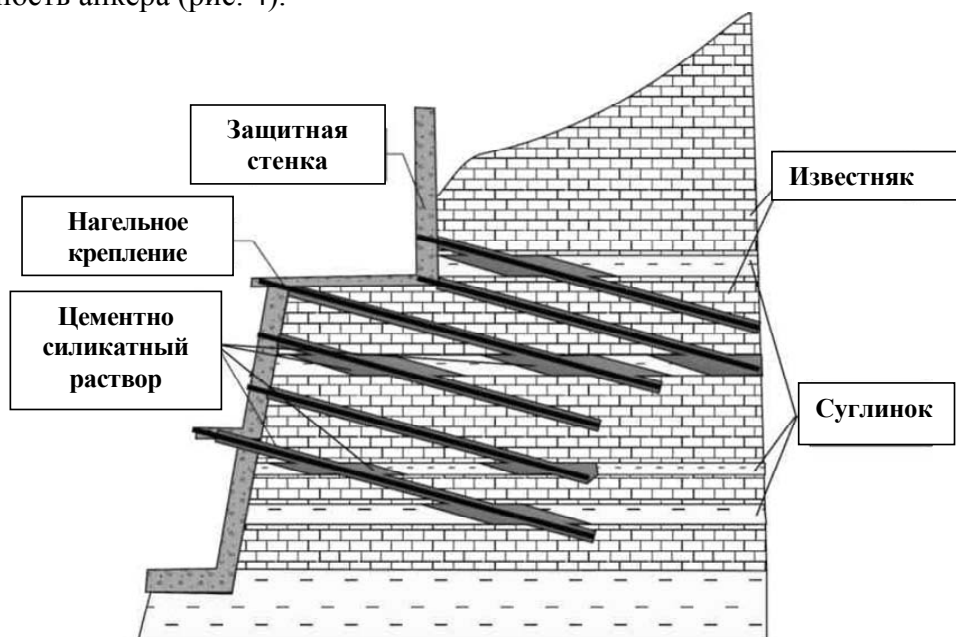


Рис.4 . Схема укрепления откоса на мысе «Хрустальный»

Нагнетание раствора было выполнено через кондуктор диаметром 127мм. Объем нагнетаемого раствора в одну буровую скважину составлял 0,12 - 0,25 м³ при геометрическом объеме скважины 0,09 м³.

По результатам испытаний анкер терял несущую способность при нагрузке 46 т. Это удовлетворяло требованиям проекта.

Закрепление насыпных грунтов в основании здания буроинъекционными сваями

Для строительства бассейна в культурном комплексе в пляжной зоне мыса «Хрустальный» глинистая почва в основании фундамента была заменена гравием. Мощность насыпного грунта составила 3 м. Проектом было предусмотрено соорудить фундамент на свайном основании - слабый известняк на глубине 5,5 м. Диаметр буроинъекционных свай составляет - 200 мм. Расчетная нагрузка - 20 т на сваю.

Прочность известняка в основании свай недостаточна, чтобы обеспечить необходимую несущую способность и устойчивость здания при горизонтальных нагрузках сейсмического воздействия. Необходимо было увеличить жесткость основания. Увеличить жесткость основания предложено посредством нагнетания цементного раствора через боковую поверхность буроинъекционных свай. Поэтому последние были армированы перфорированной стальной трубой-инъектором. Через перфорацию при помощи двойного пакера цементно-силикатный раствор нагнетали в насыпной грунт до достижения давления 0,5 МПа. Объем инъекции - $0,3 \text{ м}^3$ в один горизонт перфорации. Для мощности насыпного грунта 3 м и средней пустотности 40 % это эквивалентно формированию свай диаметром 0,8 м. (рис. 5).

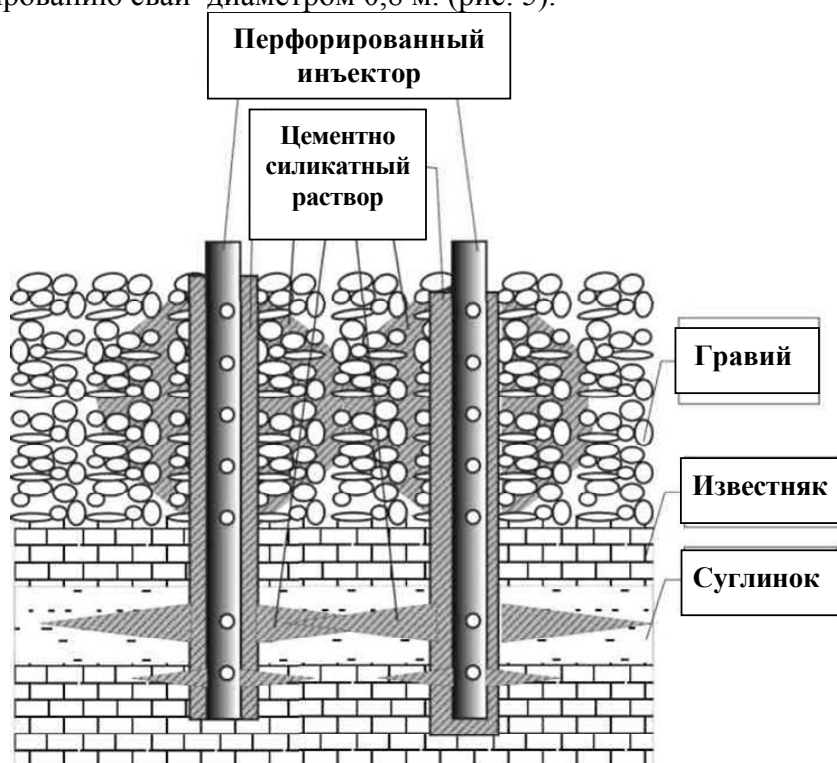


Рис. 5. Схема закрепления насыпных грунтов буроинъекционными сваями

Испытаниями определена несущая способность свай - 35 т. Это выше, чем проектная нагрузка.

Сооружение свайного основания в илистых грунтах (г. Гурзуф)

Грунты в основании здания по ул. Артековская состоят из насыпных грунтов толщиной 3 м, пластичных суглинков мощностью 7 м и крепкого трещиноватого аргиллита на глубине более 10 м. Проектом предусматривалось свайное основание опереть на крепкие аргиллиты.

Геологические условия усложнены тем, что в суглинках встречаются слои влажного ила. Слой ила осложняет работу свай в условиях сейсмической деятельности снижает надежность основания. До начала работ было невозможно определить распространение линз влажного ила.

Было решено увеличить жесткость основания здания, что возможно достигнуть путем инъекционного закрепления почв.

Нами предложено армировать буроинъекционные сваи трубой-инъектором, перфорированной по всей длине. Труба цементировалась в буровой скважине. Когда раствор цемента затвердел, кольцо цемента разрывали и нагнетали цементно-силикатный раствор в грунт при помощи двойного пакера. Объемы нагнетания достигали $0,5 \text{ м}^3$ в один горизонт перфорации. Давление нагнетания достигало 1,5 МПа.

В результате выполненных работ коэффициент пористости грунта уменьшен на 30 %. Это означает, что однородность грунта в основании здания была увеличена. Несущая способность свай достигла 150 т. Надежность фундамента гарантирована (рис. 6).

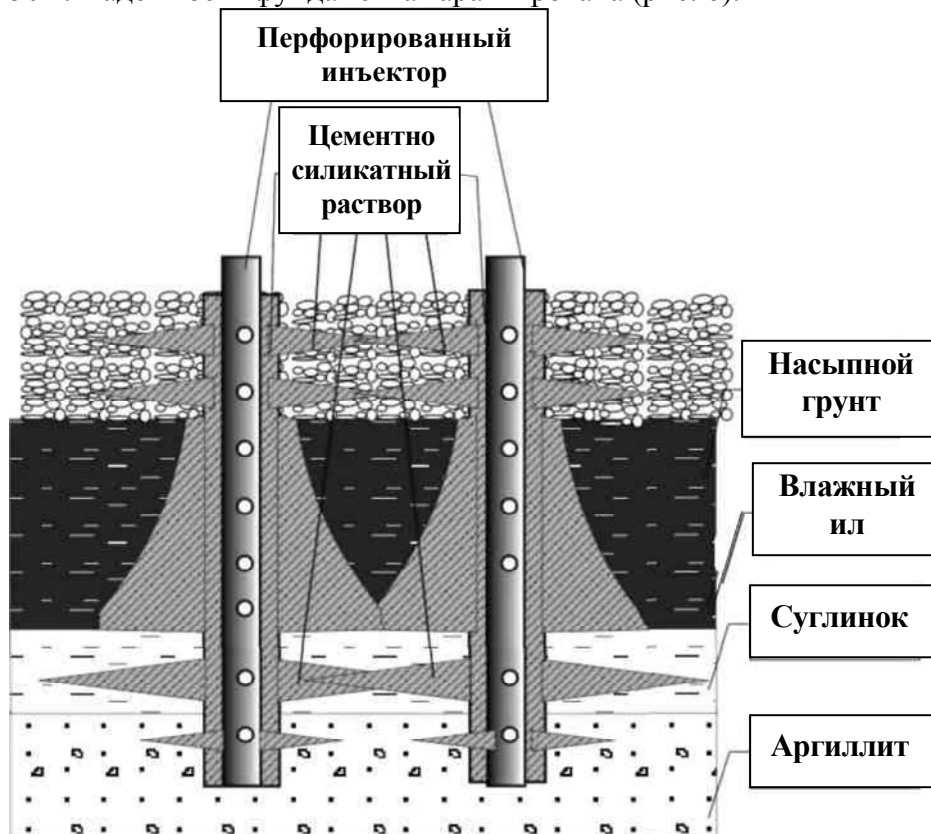


Рис.6. Схема сооружения свайного основания в илистых грунтах.

Эти примеры показывают перспективы инъекционного армирования грунтов для увеличения однородности и жесткости оснований сооружений.

Список литературы

1. Черний В.Г. Вплив армування на надійність систем: основа-залізобетонна споруда. «Будівельні конструкції»./Державний науково-дослідний інститут будівельних конструкцій Держбуду України, випуск 63.
2. ДБН В.3.1-1-2002. Ремонт і підсилення несучих і огорожувальних будівельних конструкцій і основ промислових будинків та споруд.
3. Ланис А.Л., Пусков В.И., Критский М. Я., Скоркин В. Ф. Упрочнение грунтов методом напорных инъекций. «Будівельні конструкції»./Державний науково-дослідний інститут будівельних конструкцій Держбуду України, випуск 55.
4. Кипко Э. Я., Дудля Н.А. и др. Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт: Учебное пособие / - 2-е издание: Национальный горный университет, 2004.

АВТОМАТИЗАЦІЯ У ГІРНИЦТВІ

АДАПТИВНЕ РЕГУЛЮВАННЯ НЕЛІНІЙНИМИ ПРОЦЕСАМИ РУДОПІДГОТОВКИ З ІНТЕЛЕКТУАЛЬНИМ ПРОГНОЗУВАННЯМ

В.І. Корнієнко, Національний гірничий університет, Україна

Розроблено два види адаптивних систем автоматичного регулювання з інтелектуальним прогнозуванням стану об'єкту керування та оцінено їх ефективність для керування процесами рудопідготовки.

Вступ. Рудопідготовка включає процеси дроблення й здрібнювання руди і є найбільш витратним переділом гірничорудного виробництва. Тому підвищення ефективності керування ними є актуальним завданням.

Стан питання. Процеси дроблення й здрібнювання є складними об'єктами керування (ОК) з нестационарними параметрами, нелінійними залежностями й стохастичними змінними, які мають значні транспортні запізнювання [1, 2], що характеризує їхню істотну невизначеність.

Це викликає необхідність використання в системах керування цими процесами алгоритмів адаптації моделей і законів керування до реальних умов функціонування ОК.

Адаптивні системи автоматичного регулювання (САР), у яких недолік апріорної інформації заповнюється за рахунок відповідної обробки поточної інформації, дозволяють скоротити строки проектування, налагодження й випробувань, а також забезпечити ефективне керування в умовах збурювань і неконтрольованих змін властивостей ОК [3, 4]. При цьому, у безпосередніх адаптивних САР попередньо проводиться ідентифікація ОК, а потім, знаючи параметри ОК, обчислюються коефіцієнти регулятора.

Для ідентифікації ОК із невизначеністю використовуються адаптивні фільтри-апроксиматори (АФА) [5], в яких процес адаптації включає оцінювання шуканого виходу фільтра і корегування його параметрів по значенню вихідної похибки. При цьому, перспективними вважаються АФА на основі методів систем штучного інтелекту, зокрема, нейронних мереж (НМ) і систем з нечіткою логікою, оскільки вони є універсальними й ефективними апроксиматорами [5, 6], легко настроюються (адаптуються) під властивості ОК, що змінюються, і, відповідно, є ефективними засобами моделювання складних систем.

Таким чином, невирішеним завданням є дослідження методів створення адаптивних САР з інтелектуальними АФА для процесів рудопідготовки й оцінка їх ефективності.

Постановка задач. Розробити адаптивні САР з інтелектуальним прогнозуванням нелінійних нестационарних стохастических процесів рудопідготовки із запізнюванням, а також оцінити ефективність цих САР.

Інтелектуальне прогнозування. Структурна схема ідентифікації ОК із запізнюванням виходу (ОКτ) за допомогою АФА наведена на рис. 1,а.

Тут затримка і прогноз на n тактів позначені як $-n$ і $+n$, а вимірювані значення входів рівні $x^*[k] = x[k] + \xi[k]$, де $\xi[k]$ - похибки (шум) виміру. Запізнювання виходу ОК складає $\tau = (n-1) \cdot T$, де T - період дискретизації.

У процесі роботи здійснюється адаптація параметрів АФА на кожному такті по величині похибки між вимірюваним $Y[k]$ і прогнозованим $\hat{Y}[k]$ значеннями сигналу виходу ОК:

$$e[k] = Y[k] - \hat{Y}[k]. \quad (1)$$

Тут і далі використовуються позначення сигналів, що спостерігаються у момент часу k , а не призведених до цього часу (в останньому випадку сигнал на виході ОК позначався б як $Y[k-n]$, а сигнал на виході АФА - як $\hat{Y}[k]$).

Для реалізації структури АФА використовуються різні підходи [3, 5-7], зокрема, представлення нелінійної динамічної моделі ОК у вигляді композиції лінійної динамічної (ЛДЛ) і

нелінійної статичної (НСЛ) ланок, наприклад, у вигляді моделі Вінера-Гаммерштайна (Wiener-Hammerstein), що наведена на рис. 1,б.

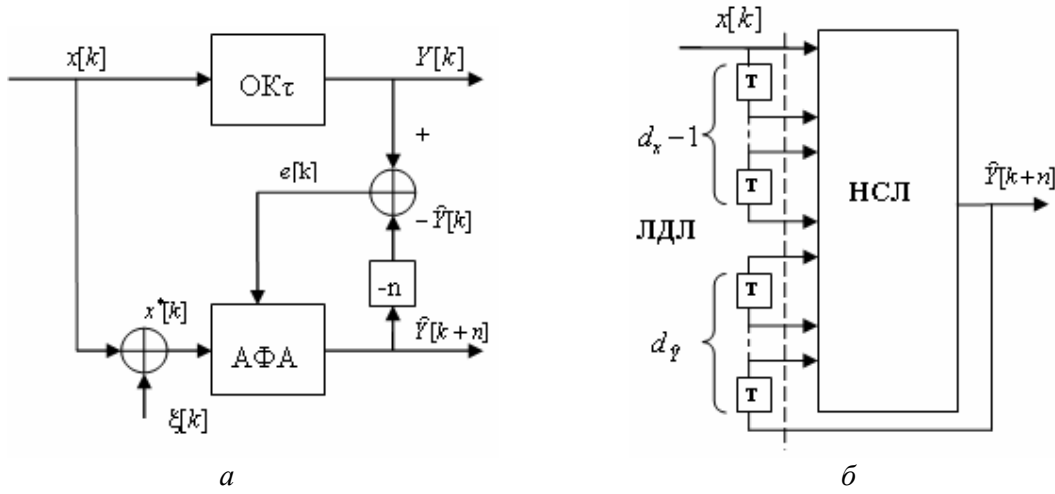


Рис. 1. Ідентифікація ОК за допомогою АФА (а) та приклад структури АФА (б)

Тут ЛДЛ є лініями затримки, величини яких (глибина пам'яті) визначаються розмірністю вхідних d_x і вихідних d_y змінних [8]. А у якості НСЛ використовуються інтелектуальні засоби – НМ, гібридні НМ з нечіткою логікою тощо.

Нехай прогноуюча модель ОК має вигляд:

$$\hat{Y}[k+n] = \Phi\{Y[k], u[k], \xi[k], a[k], k\}, \quad (2)$$

де Φ , a – узагальнена функція і параметри моделі (АФА); $u[k], \xi[k]$ – вектори керувань і завод до поточного часу k з відповідними глибинами пам'яті; n – глибина прогнозу (для компенсації чистого запізнювання і часу на синтез і реалізацію керування $-n \geq 1$). Відповідно до рис. 1: $\{Y[k], u[k]\} \subseteq \{x[k]\}$.

Для ідентифікації ОК знайшли поширення безпошукові алгоритми параметричної ідентифікації з адаптивною моделлю, орієнтовані на функціонування в реальному масштабі часу, до яких відносяться градієнтні алгоритми [3, 7]. Процес ідентифікації при цьому полягає в адаптації параметрів a по величині функціонала похибки J між реальним виходом і відгуком моделі (градієнтом функціонала в просторі параметрів):

$$\hat{a}[k] = \hat{a}[k-1] - K_a \cdot \nabla_a J\{Y[k], \hat{Y}[k], k\}, \quad (3)$$

де $\hat{a}[k]$ – оцінка вектора параметрів, що адаптують, у поточному такті; $\nabla_a = (\partial/\partial \hat{a})^T$ – символ градієнта; K_a – задана матриця коефіцієнтів.

Тут функціонал похибки J має, зазвичай, вигляд:

$$J_1 = \frac{1}{2} E\{(e[k])^2\} = \frac{1}{2} E\{(Y[k] - \hat{Y}[k])^2\}, \quad (4)$$

де E – математичне очікування.

АФА (модель ОК) стає оптимальним при $\hat{a} = a_{opt}$, коли $J_1 = 0$, тоді завдання адаптації полягає в знаходженні оптимальних коефіцієнтів \hat{a} шляхом ітеративного визначення градієнта поверхні мінімальної середньоквадратичної похибки (4).

САР із самоналагоджувальним регулятором і прогноуючою моделлю. Для автоматичного регулювання в умовах обмеженої апріорної інформації пропонується самоналагоджу-

вальна система з інтелектуальним прогнозуванням виходу ОКт за допомогою АФА, структура якої наведена на рис. 2.

Згідно класифікації [3] це адаптивна САР з ідентифікацією ОК шляхом настроювання його моделі або, іншими словами, безпошукова адаптивна система непрямого адаптивного керування з еталонною моделлю, що навчається.

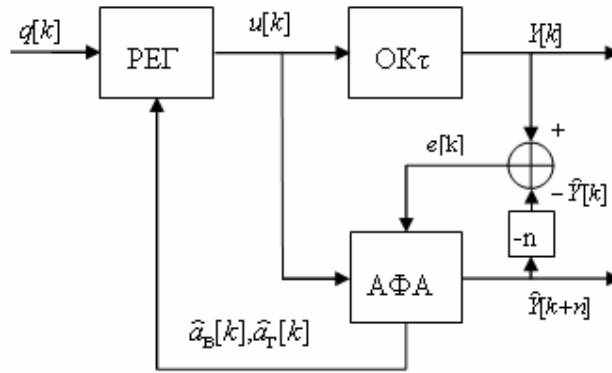


Рис. 2. Структура САР із самоналагоджувальним регулятором і прогнозуючою моделлю

ОКт і регулятор (РЕГ) утворюють основний контур системи, а АФА виконує роль еталонної прогнозуючої моделі (апроксиматора) ОК, який корегує коефіцієнти регулятора і є інформаційним контуром. Тобто це САР з розімкнутим основним і замкненим інформаційним контурами.

Синтез адаптивного керування в цій САР на такті k полягає в:

- адаптації (оцінці) коефіцієнтів АФА $\hat{a}[k]$ по величині похибки моделі ОК (2) (наприклад, згідно (3) по градієнту функціонала (4)), а потім обчисленні по адаптованому АФА прогнозу виходу ОК $\hat{Y}[k+n]$;
- обчисленні за завданням на наступний такт керування $q[k+1]$ похибки регулювання:

$$\varepsilon[k] = q[k+1] - \hat{Y}[k+n] \quad (5)$$

і визначенні по ній значення керування $u[k]$, що потім реалізується на ОК.

Відомо [3], що для нелінійного ОК задача керованості зводиться до задачі розв'язання нелінійних рівнянь цих ОК, а здатність до адаптації основного контуру забезпечується якістю адаптації моделі ОК (малим значенням J_1), що реалізує параметричну інваріантність і є структурною характеристикою основного контуру, яка виражає компенсацію впливу параметричних збурювань на його динамічні характеристики.

Розглянемо більш детально процедуру визначення керування $u[k]$. Метою регулювання є забезпечення нульової похибки $\varepsilon^*[k] = q[k+1] - Y[k+n] = 0$, де $Y[k+n]$ - відповідний до завдання $q[k+1]$ вихід ОКт. При цьому, оскільки сигнал $Y[k+n]$ у момент часу k не спостерігається, то використовується його оцінка (прогноз) по АФА $\hat{Y}[k+n]$, що відповідає критерію регулювання для стохастичного ОК:

$$J_2 = \frac{1}{2} E\{(\varepsilon[k])^2\} = \frac{1}{2} E\{(q[k+1] - \hat{Y}[k+n])^2\}. \quad (6)$$

Тоді значення керування $u[k]$ з урахуванням (2) і (5) визначається із рівняння:

$$E\{(q[k+1] - \Phi\{Y[k], u[k], \xi[k], a[k], k\})^2\} = 0, \quad (7)$$

що відповідає мінімуму функціонала (6) і є задачею мінімізації функції однієї змінної.

Рішення (7) відносно $u[k]$ залежно від виду функції Φ (і, у загальному випадку, від характеру функціонала J_2) шукається відомими аналітичними або чисельними методами [3, 9].

При лінійно вхіднім керуванні в моделі (2) визначення керування не вимагає додаткового залучення спеціальних методів. Так, нехай модель ОК (2) може бути представлена у вигляді рівняння з лінійно вхідним керуванням:

$$\hat{Y}[k+n] = B\{Y[k], \hat{a}_B[k]\} + \Gamma\{Y[k], \hat{a}_\Gamma[k]\} \cdot u[k], \quad (8)$$

де B – функція частини ОК, інваріантної до керування (функція автономного руху ОК); Γ – функція чутливості керування; $\hat{a}_B[k], \hat{a}_\Gamma[k]$ – вектори настроюваних параметрів узагальнених функцій B і Γ , відповідно.

Якщо параметри $\hat{a}_B[k], \hat{a}_\Gamma[k]$ відомі (адаптовані, наприклад, згідно (3)-(4)), то керуючий вплив поточного такту визначається згідно (8) по рівнянню регулятора (при $Y[k+n] = q[k+1]$ й $\hat{Y}[k+n] \approx Y[k+n]$), що має вид:

$$u[k] = \frac{q[k+1] - B\{Y[k], \hat{a}_B[k]\}}{\Gamma\{Y[k], \hat{a}_\Gamma[k]\}}. \quad (9)$$

ОК загального виду (2) може бути приведений до форми (8) різними способами [3, 4, 10]. По-перше, якщо синтезовані керування мають малий діапазон зміни Δu навколо значення u^0 , то шляхом лінеаризації функції Φ по u вираз (2) можна записати:

$$\bar{Y}[k+n] = \Phi\{Y[k], u^0[k], \xi[k], a[k], k\} + (\partial\Phi / \partial u)_{u=u^0} \cdot \Delta u, \quad (10)$$

де $B\{Y[k], \hat{a}_B[k]\} = \Phi\{Y[k], u^0[k], \xi[k], a[k], k\}$ і $\Gamma\{Y[k], \hat{a}_\Gamma[k]\} = (\partial\Phi / \partial u)_{u=u^0}$ у відповідності із (8).

Однак при такому підході звужується діапазон керуючих впливів і, відповідно, знижується ефективність керування.

Більш продуктивним є спосіб, коли керуванням є не керуючий вплив, а його швидкість (зміна значення керуючої координати на поточний такт):

$$u^*[k] = u[k] - u[k-1]. \quad (11)$$

Тоді модель (2) із врахуванням (11) набуває розширеного вигляду:

$$\begin{bmatrix} \bar{Y}[k+n] \\ u[k] \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \Phi \\ u[k-1] \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} 0 \\ I \end{bmatrix} \cdot u^*[k], \quad (12)$$

або більш компактно

$$\bar{Y}[k+n] = \bar{B} + \bar{\Gamma} \cdot u^*[k], \quad (13)$$

де I – одинична матриця; $\bar{Y}[k+n] = \{\bar{Y}[k+n], u[k]\}^T$; $\bar{B} = \{\Phi, u[k-1]\}^T$; $\bar{\Gamma} = \{0, I\}^T$; $\{\hat{a}_\Phi, \hat{a}_\Gamma\} \subset \hat{a}$; $n \geq 1$.

Цей спосіб призводить до розширення фазового простору і, у загальному випадку, вимагає переформулювання функціонала (6), але не знижує ефективність керування.

Остаточно розширене рівняння регулятора відповідно до (9) і (13) має вигляд:

$$u^*[k] = (\bar{q}[k+1] - \bar{B}) \cdot \bar{\Gamma}^{-1}, \quad (14)$$

де $\bar{q}[k+1] = \{q[k+1], u[k]\}^T$.

Адаптивна САР з ПД-регулятором і прогнозуючою моделлю. Пропорційно-інтегрально-диференціальні регулятори (ПД-Р) широко використовуються в системах регу-

лювання технологічними процесами, включно, нелінійними ОК [1, 3]. Їх перевагами є швидкодія, відгук як на відхилення, так і на швидкість його зміни.

Структура адаптивної САР з ПД-регулятором і інтелектуальною прогнозуючою моделлю у вигляді АФА представлена на рис. 3. Це замкнена САР як по основному, так і інформаційному контурам.

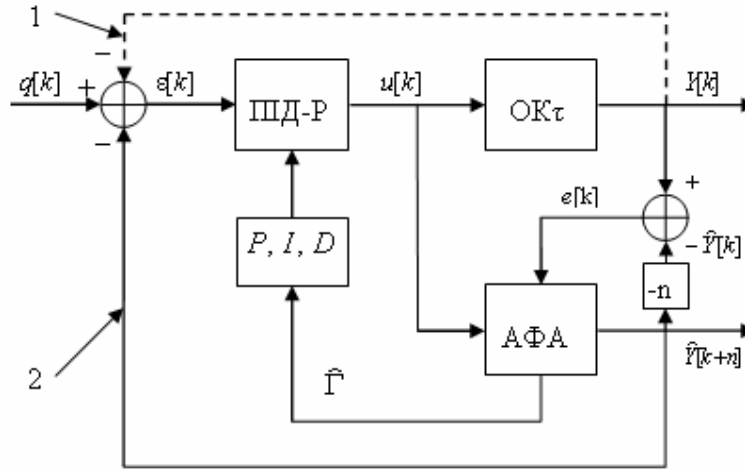


Рис. 3. Структура адаптивної САР з ПД-регулятором і прогнозуючою моделлю

Синтез адаптивного керування в цій САР також включає процедуру обчислення прогнозу $\hat{Y}[k+n]$ по адаптованій моделі ОК, яка аналогічна розглянутій вище, і процедуру визначення керуючого впливу $u[k]$, що має певні особливості.

ПД-регулятор реалізує закон керування у вигляді ідеалізованого рівняння:

$$u(t) = K_p \cdot \varepsilon(t) + K_I \cdot \frac{1}{T_I} \int_0^t \varepsilon(t) dt + K_D \cdot T_D \frac{d\varepsilon(t)}{dt}, \quad (15)$$

де K_p, K_I, K_D – коефіцієнти підсилення ПД-каналів; T_I, T_D – постійні часу інтегрального й диференціального каналів; $\varepsilon(t)$ – похибка регулювання.

Відповідно до (15) рівняння ПД-регулятора представляється дискретним рівнянням:

$$u[k] = u[k-1] + P[k] \cdot (\varepsilon[k] - \varepsilon[k-1]) + I[k] \cdot \varepsilon[k] + D[k] \cdot (\varepsilon[k] - 2\varepsilon[k-1] + \varepsilon[k-2]), \quad (16)$$

де $\varepsilon[k]$ – похибка регулювання (5), а параметри $\Theta = \{P, I, D\}$ відповідають коефіцієнтам K_p, K_I, K_D у виразі (15).

Таким чином процедура визначення керуючого впливу $u[k]$ в цій САР полягає в знаходженні значень параметрів Θ , що згідно (16) визначають значення керуючого впливу, яке є рішенням рівняння (7) і відповідає мінімуму функціонала (6). Це є задачею мінімізації функції декількох змінних і рішення (7) відносно Θ залежно від виду функції Φ шукається відомими аналітичними або чисельними методами [3, 9].

Так, наприклад, при задоволенні вимог по використанню градієнтних методів (гладкість функції Φ і її диференційованість) мінімуму функціонала (6) з урахуванням (16) відповідає:

$$\partial J_2[k] / \partial \Theta[k] = 0; \quad \Theta[k] = \{P[k], I[k], D[k]\}, \quad (17)$$

звідки поточні значення параметрів $\Theta[k]$ визначаються (адаптуються) аналогічно виразу (3):

$$\Theta[k] = \Theta[k-1] - \mu_\Theta \cdot \partial J_2[k] / \partial \Theta[k], \quad (18)$$

де $\mu_{\Theta} = \{\mu_P, \mu_I, \mu_D\}$ – коефіцієнти настроювання ПД-каналів.

Для моделей ОК з лінійно вхідним керуванням (8) рівняння (18) відповідно до (16) приймає вигляд:

$$P[k] = P[k-1] + \mu_P \cdot \varepsilon[k] \cdot \Gamma\{Y[k], \hat{a}_T[k]\} \cdot (\varepsilon[k] - \varepsilon[k-1]); \quad (19)$$

$$I[k] = I[k-1] + \mu_I \cdot \varepsilon[k] \cdot \Gamma\{Y[k], \hat{a}_T[k]\} \cdot \varepsilon[k]; \quad (20)$$

$$D[k] = D[k-1] + \mu_D \cdot \varepsilon[k] \cdot \Gamma\{Y[k], \hat{a}_T[k]\} \cdot (\varepsilon[k] - 2\varepsilon[k-1] + \varepsilon[k-2]). \quad (21)$$

Моделювання. Оцінка ефективності запропонованих адаптивних САР виконувалася шляхом їх моделювання за допомогою розроблених програм у середовищі Matlab для типових ОК технологічних процесів рудопідготовки.

У якості моделей ОК використовувалися: лінійна аперіодична ланка із запізненням (ПТ), послідовно з'єднані аперіодична ланка із запізненням та безінерційна квадратична ланка (ПТ2), відображення Ено в хаотичному режимі (ВЕХР) та відображення Ено при біфуркації режимів (ВЕБР) [1, 8].

З особливостей процесів рудопідготовки глибина прогнозу прийнята $n = 3$ такти, а глибина пам'яті – 4. У якості завдання (Set-point) використовувалася східчаста функція Хевісайда, а час спостереження складав 256 тактів. Нестационарність ОК складала 10...20 % від номінальних значень їх параметрів за час спостереження.

Для прогнозування стану ОК використовувався АФА (АФА) у вигляді каскадної НМ прямого поширення [6] із логістичною функцією активації прихованого шару і лінійною функцією у вихідному шарі та кількістю нейронів у прихованому шарі – 47.

Моделювалась робота САР із самоналагоджувальним регулятором і прогнозуючою моделлю (СНС+АФА), САР з ПД-регулятором і прогнозуючою моделлю (PID+АФА), а також адаптивна САР з ПД-регулятором без АФА і відсутнім зворотним зв'язком 2 (див. рис. 3) та присутнім зворотним зв'язком 1 (PID).

Для розв'язання оптимізаційної задачі (7) в системі СНС+АФА використовувався метод золотого перетину, а в системах з ПД-регулятором – симплекс-метод Нелдера-Міда (Nelder-Mead) [11]. Як міри точності прогнозування та регулювання використовувалися середньоквадратичні похибки $\bar{\varepsilon}$ і $\bar{\varepsilon}$ зі змістом (1) і (5), відповідно.

Результати регулювання ОК за допомогою розглянутих адаптивних САР наведені на рис. 4, а значення похибок прогнозування та регулювання ОК – в таблиці.

Похибки прогнозування та регулювання ОК

Таблиця

Об'єкт керування	Похибка прогнозування $\bar{\varepsilon}$, од.		Похибка регулювання $\bar{\varepsilon}$, од.		
	СНС+АФА	PID+АФА	СНС+АФА	PID+АФА	PID
ПТ2	0,018	0,021	0,037	0,046	0,127
ВЕХР	0,008	0,031	0,031	0,049	0,178
ВЕБР	0,022	0,022	0,019	0,024	0,067
ПТ	0,053	0,047	0,097	0,093	0,086

Аналіз отриманих результатів свідчить, що для нелінійних ОК системи з інтелектуальним прогнозуванням (СНС+АФА та PID+АФА) мають в 3...5 разів меншу похибку регулювання, ніж САР без прогнозування (PID). При цьому система СНС+АФА має вищу точність, ніж система PID+АФА, а система PID має перерегулювання більше 150 %. Для лінійного ОК ефективність розглянутих САР є порівняною. Статистична перевірка показала значущість отриманих висновків.

Загалом похибки регулювання визначаються похибками прогнозування. Переднаванчання АФА покращує збіжність алгоритмів адаптації і, відповідно, забезпечує зниження похибки регулювання.

Подальше зниження похибки регулювання можливе за рахунок компенсації запізнювання τ . Для цього необхідно прогнозувати функцію завдання $q[k+1]$, що потребує переходу від керування за допомогою САР до реалізації оптимальних систем автоматичного керування.

Час синтезу керування на один такт прогнозу при обчисленні на процесорі Pentium IV складає: для СНС+АФА – 0,7...0,9 с; для PID+АФА – 1,6...2,2 с та для PID – 0,027...0,032 с, що не вносить часових обмежень на застосування цих систем в контурах керування рудопідготовкою (еквівалентні постійні часу процесів дроблення і здрібнювання складають від десятків до сотень секунд).

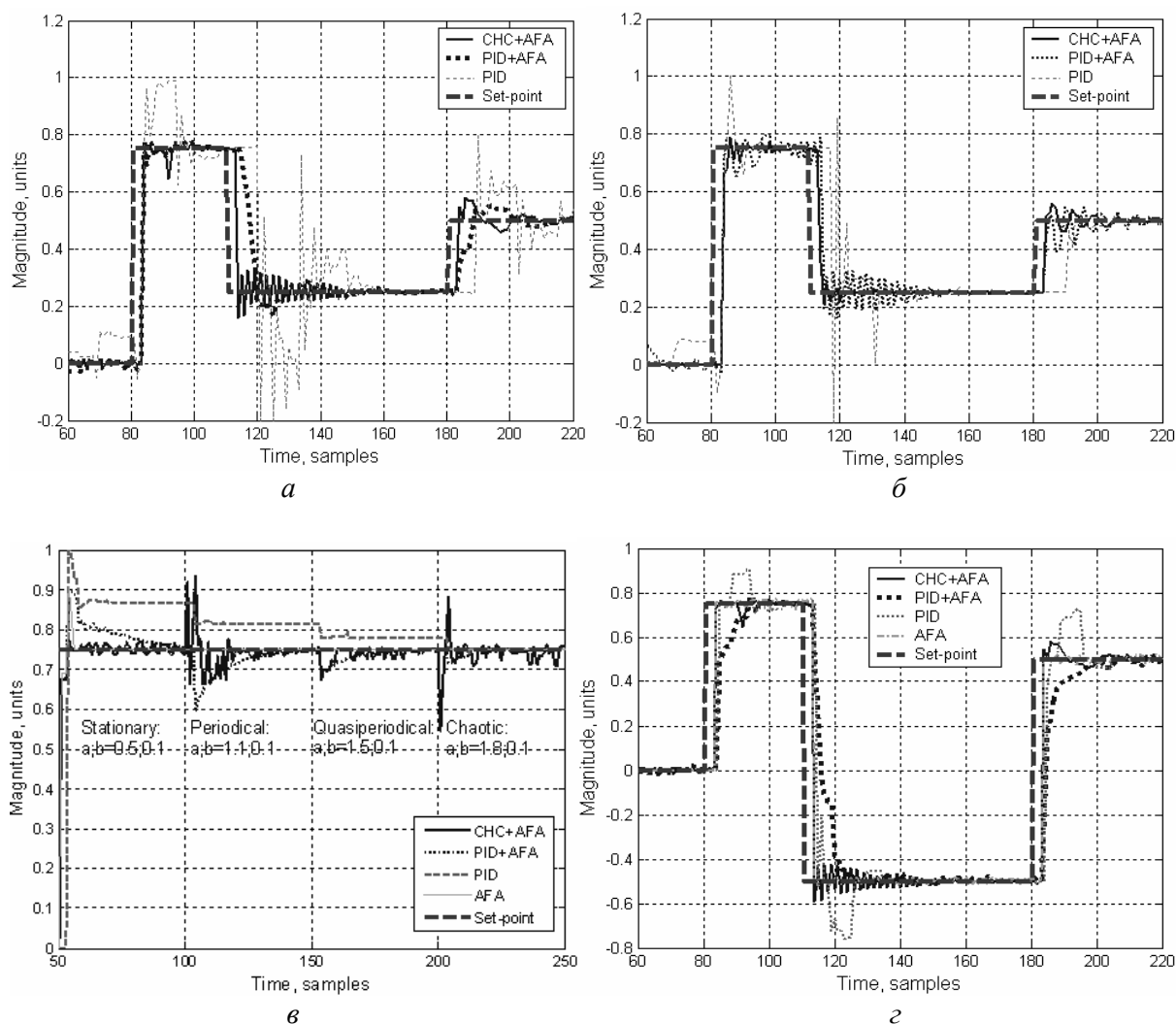


Рис. 4. Результати регулювання ОК: нелінійним ПИТ2 (а), відображенням Ено в хаотичному режимі (б), відображенням Ено при біфуркації режимів (в) та лінійним ПИТ (г)

Висновки. Розроблено адаптивні САР з інтелектуальним прогнозуванням стану ОК, які забезпечують ефективне регулювання складними багатозв'язними ОК зі збурюваним середовищем функціонування.

Для нелінійних процесів рудопідготовки пропонувані САР забезпечують похибку прогнозування стану ОК на рівні 0,01...0,03 та похибку регулювання на рівні 0,02...0,05, що відповідає технологічним вимогам.

Подальші дослідження мають бути спрямовані на розробку (на базі пропонованих САР) оптимальних систем автоматичного керування процесами рудопідготовки.

Список литературы

1. Марюта А.Н., Качан Ю.Г., Бунько В.А. Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1983. – 277 с.
2. Автоматизация процессов измельчения в обогащении и металлургии/ Улитенко К.Я., Соколов И.В., Маркин Р.П. и др. // [http: www.scma.ru](http://www.scma.ru). – 10 с.
3. Справочник по теории автоматического управления/ Под ред. А.А. Красовского. – М.: Наука, 1987. – 712 с.
4. Буков В.Н. Адаптивные прогнозирующие системы управления полетом. – М.: Наука, 1987. – 232 с.
5. Корнієнко В.І., Кузнецов Г.В., Гарнак І.В. Нейронне вейвлет прогнозування та ідентифікація складних сигналів та об'єктів керування // Інформаційні технології та комп'ютерна інженерія. – 2009. – № 2 (15). – С. 58-64.
6. Круглов В.В., Дли М.И., Голунов Р.Ю. Нечеткая логика и искусственные нейронные сети. – М.: Физматлит, 2001. – 224 с.
7. Терехов В.А., Ефимов Д.В., Тюкин И.Ю. Нейросетевые системы управления. Кн. 8. Учебное пособие для вузов / Общ. редакция А.И. Галушкина. – М.: ИПРЖР, 2002. – 480 с.
8. Корнієнко В.І., Скриль Д.Ю. Ідентифікація нелінійних процесів по часових реалізаціях // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2009. – № 3. – С. 85-89.
9. Табак Д., Куо Б. Оптимальное управление и математическое программирование. – М.: Наука, 1975. – 280 с.
10. Мита Ц., Хара С., Кондо Р. Введение в цифровое управление: Пер. с японск. – М.: Мир, 1994. – 256 с.
11. MathWorks Release 14. MATLAB 7. – [http: www.mathworks.com/products/new_products/R14_transition.html](http://www.mathworks.com/products/new_products/R14_transition.html).

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ МИКРОПРОЦЕССОРНОГО ГЕНЕРАТОРА СИГНАЛОВ ДИНАМИЧЕСКОГО ХАОСА

В. И. Корсун, Н. А. Иконникова, А. А. Яланский, Национальный горный университет, Украина

Запропоновано спосіб побудови мікропроцесорного генератора сигналів динамічного хаосу, що полягає у реалізації чисельного інтегрування системи рівнянь Лоренца програмним шляхом мовою низького рівня. Запропонована методика вибору параметричних коефіцієнтів, що забезпечують хаотичний режим роботи з необхідними показниками якості.

Вступление. В настоящее время значительно возрос интерес к системам динамического хаоса, что в области экспериментальных исследований привело к необходимости разработки и изготовления генератора сигналов динамического хаоса (ГДХ). Одно из возможных применений данного генератора – формирование сигналов с заданными, заранее известными параметрами и ввод их в электротехническую или электромеханическую систему, как возмущающих воздействий по различным технологическим координатам или как сигналов нагрузки. При этом исследуется реакция системы на такие воздействия, характер протекания энергетических процессов, устойчивость, стойкость к повреждениям, надежность, влияние на сеть и т. п. Данный вид эксперимента является актуальным, т. к. множество технологических установок и технических объектов управления в определенных условиях функционируют как динамические системы с элементами хаоса (механизмы: кривошипно-шатунные, фрикционные, маятники гравитационные и упругие, механизмы активной стабилизации качки пассажирских судов повышенного комфорта; механизмы стабилизации качки зданий повышенной этажности, мостов, башен и других высотных строительных сооружений; оборудование горнодобывающей и горно-перерабатывающей промышленности: проходческие комбайны, шаровые мельницы и мельницы принудительного самоизмельчения, дробилки, дезинтеграторы; электронные устройства: активного шумоподавления, стабилизации параметров многосвязных систем и др.) [1 – 3].

Поскольку параметры сигнала ГДХ известны заранее, то возможно использовать такой сигнал как типовое воздействие, подавая его на вход какого-либо объекта с целью его идентификации и определения параметров. При этом возможно использование известных методов идентификации (сравнение амплитудно-частотных характеристик (АЧХ) входного и выходного сигналов и фазового сдвига выходного сигнала относительно входного, определение полосы пропускания и динамического диапазона, оценка линейности объекта, оценка устойчивости системы при различных параметрах входного сигнала, оценка энергетических характеристик объекта, определение потерь в различных частотных полосах и др.). Также перспективным направлением представляется разработка новых методов идентификации, учитывающих такие особенности сигнала ГДХ как равномерность распределения энергии сигнала по частотной полосе, быстро спадающая автокорреляционная функция и при этом строящая детерминированность.

В этой связи актуальной является **научно-практическая задача** выбора способа реализации ГДХ и обоснования его параметров.

Возможны следующие способы реализации генераторов динамического хаоса: аналоговые, дискретные и цифровые (микропроцессорные) модели аналоговых ГДХ с численным решением систем дифференциальных уравнений.

В некоторых случаях могут использоваться исключительно аналоговые генераторы, например в приложениях связи и кодирования данных высокой категории защищенности. В то же время для решения задач, перечисленных выше, необходимы гибкие генераторы, обеспечивающие возможность быстрой перенастройки и изменения параметров генерируемых сигналов в широких пределах. Поэтому принято решение разработки и построения цифрового генератора.

Возможно построение цифрового генератора на основе персонального компьютера (ПК) с встроенной платой многоканального цифро-аналогового преобразователя (ЦАП); на основе персонального компьютера и внешней платы контроллера с ЦАП; на основе одноплатной микропроцессорной мини- или микро-ЭВМ. Разработка генератора динамического хаоса по первому указанному варианту в принципе является инженерной задачей, основной объем работ по выполнению которой заключается в алгоритмизации численных методов решения системы дифференциальных уравнений и составлении программы на языке высокого уровня. Лишь для самых «критичных» участков программы может потребоваться программирование на ассемблере (например, для написания драйверов многоканального ЦАП). Поэтому данный вариант построения ГДХ в статье не рассматривается, хотя он также реализован автором.

Наиболее сложным вариантом является разработка и реализация генератора динамического хаоса на основе микропроцессорной системы с ограниченными вычислительными возможностями и аппаратными ресурсами (например, на основе одноплатной мини-ЭВМ с однокристальным микроконтроллером или с цифровым сигнальным процессором). В то же время данный вариант представляет наибольший интерес, т. к. позволяет получить компактное полностью автономное недорогое устройство, не требующее лицензионного системного программного обеспечения.

Процесс разработки ГДХ включает в себя как стандартные этапы проектирования микропроцессорного устройства (выбор архитектуры и элементной базы, разработка схемотехнической реализации устройства, проектирование печатной платы и конструкторские работы, а также работы по программированию и отладке) так и **исследовательские элементы, не решенные ранее:**

- выбор системы уравнений, описывающих ГДХ;
- определение диапазонов изменения параметров, в пределах которых система проявляет себя как хаотическая;
- выбор конкретных значений параметров для реализации;
- спектральный и корреляционный анализ выходных сигналов при заданных параметрах с целью определения качества;
- определение амплитудных диапазонов изменения как выходных величин, так и всех отдельных компонентов уравнений при различном сочетании слагаемых;
- выбор формата представления чисел, охватывающего максимальный из требуемых диапазонов и обеспечивающего требуемую точность;
- составление рациональной вычислительной схемы решения уравнений;
- алгоритмизация вычислительной схемы.

После этого выполняется программирование, отладка и оптимизация программы. Следует отметить, что приведенная выше схема не является линейной, т. к. выполнение любого из этапов может привести к необходимости повтора предыдущего или нескольких предыдущих (например, изменение сочетания слагаемых в вычислительной схеме может привести к изменению амплитудного диапазона компонент уравнения, что может потребовать нового формата представления чисел, а это в свою очередь скажется на точности вычислений).

В дальнейшем будет рассмотрена разработка генератора динамического хаоса, описываемого системой уравнений Лоренца. Данная система является классической, трехмерной, обеспечивает двухпетлевой аттрактор и хорошие спектральные свойства в широком диапазоне изменения параметров.

Система дифференциальных уравнений Лоренца [4]

$$\begin{cases} \frac{d}{dt} x(t) = -\sigma x(t) + \sigma y(t) \\ \frac{d}{dt} y(t) = -x(t)z(t) + rx(t) - y(t) \\ \frac{d}{dt} z(t) = x(t)y(t) - bz(t) \end{cases} \quad (1)$$

задает изменение во времени трех переменных состояния $x(t)$, $y(t)$ и $z(t)$, динамика системы определяется параметрическими коэффициентами σ , r и b . Структурная схема генератора представлена на рис. 1.

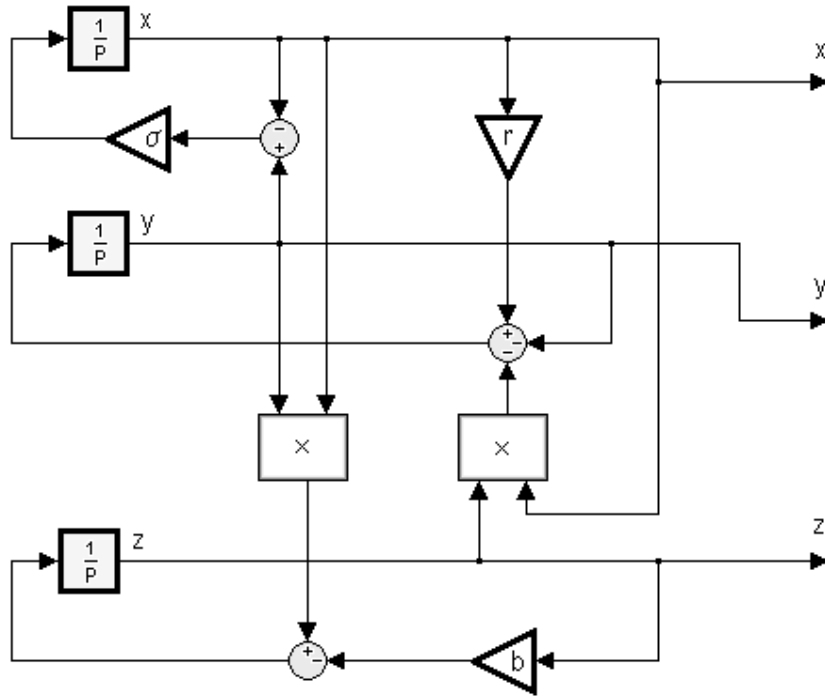


Рис. 1. Структурная схема генератора Лоренца

В качестве одного из способов оптимизации выполнения программы по времени вычисления предлагается выбор параметрических коэффициентов-множителей кратных двум и замена операций умножения и деления линейными сдвигами. Методика такого выбора коэффициентов отсутствует, поэтому предлагается исследовать работу генератора при различных комбинациях коэффициентов в пределах области хаотизации математическим моделированием в оболочке Mathcad.

Для создания модели запишем систему Лоренца уравнениями в конечных разностях

$$\begin{cases} \frac{\Delta x_i}{\Delta t} = \sigma(y_{i-1} - x_{i-1}); \\ \frac{\Delta y_i}{\Delta t} = -x_{i-1}z_{i-1} + rx_{i-1} - y_{i-1}; \\ \frac{\Delta z_i}{\Delta t} = x_{i-1}y_{i-1} - bz_{i-1}; \end{cases} \Rightarrow \begin{cases} \Delta x_i = \sigma(y_{i-1} - x_{i-1})\Delta t; \\ \Delta y_i = (-x_{i-1}z_{i-1} + rx_{i-1} - y_{i-1})\Delta t; \\ \Delta z_i = (x_{i-1}y_{i-1} - bz_{i-1})\Delta t. \end{cases} \quad (2)$$

Численное интегрирование системы выполняется в программном блоке, оформленном в виде функции пользователя с передачей параметров в тело программного блока из основного электронного листа Mathcad. Это позволяет многократно вызывать данную функцию с подстановкой конкретных значений формальных параметров при моделировании различных режимов работы генератора:

$$\text{Lorenz}(x, y, z, \sigma, r, b, h, n) := \left(\begin{array}{l} x_0 \leftarrow x \quad y_0 \leftarrow y \quad z_0 \leftarrow z \\ \text{for } i \in 1..n \\ \quad \left[\begin{array}{l} dx_i \leftarrow \sigma \cdot (y_{i-1} - x_{i-1}) \cdot h \quad x_i \leftarrow x_{i-1} + dx_i \\ dy_i \leftarrow (-x_{i-1} \cdot z_{i-1} + r \cdot x_{i-1} - y_{i-1}) \cdot h \quad y_i \leftarrow y_{i-1} + dy_i \\ dz_i \leftarrow (x_{i-1} \cdot y_{i-1} - b \cdot z_{i-1}) \cdot h \quad z_i \leftarrow z_{i-1} + dz_i \end{array} \right] \\ \quad sm1_i \leftarrow -x_{i-1} \cdot z_{i-1} \\ \quad sm2_i \leftarrow -x_{i-1} \cdot z_{i-1} - y_{i-1} \\ \quad sm3_i \leftarrow -x_{i-1} \cdot z_{i-1} + r \cdot x_{i-1} \\ \quad sm4_i \leftarrow -x_{i-1} \cdot z_{i-1} + r \cdot x_{i-1} - y_{i-1} \\ \quad sm5_i \leftarrow x_{i-1} \cdot y_{i-1} \\ \quad sm6_i \leftarrow x_{i-1} \cdot y_{i-1} - b \cdot z_{i-1} \\ \text{augment} \left(\frac{dx}{h}, x, \frac{dy}{h}, y, \frac{dz}{h}, z, sm1, sm2, sm3, sm4, sm5, sm6 \right), \end{array} \right)$$

где h – шаг интегрирования по времени; n – количество расчетных точек; dx , dy , dz – конечные приращения по выходным координатам; $sm1$, $sm2$, ..., $sm6$ – элементы выражений для приращений функций при различном сочетании слагаемых; *augment* – оператор объединения векторов мгновенных значений переменных.

В литературе в качестве примера приводятся следующие значения параметрических коэффициентов, обеспечивающие хаотический режим работы генератора: $\sigma = 10$; $r = 28$; $b = \frac{8}{3} = 2,6(6)$. Как показывает моделирование, при таких значениях коэффициентов и достаточно малом шаге интегрирования система совершает нерасходящиеся хаотические колебания и даже при сколь угодно большом числе точек выходные координаты лежат в пределах $x \in (-25, 25)$, $y \in (-30, 30)$, $z \in (0, 60)$ в округлении до ближайшего целого, кратного пяти. Таким образом, нет принципиальных ограничений для реализации такого генератора на основе аппаратной платформы мини-ЭВМ. Однако из уравнений в конечных разностях (2) и листинга программного блока модели видно, что расчеты предусматривают вычисление нескольких арифметических произведений. Определяются произведения мгновенных значений двух выходных координат, например $x_{i-1} \times y_{i-1}$; произведения мгновенного значения координаты на параметрический коэффициент, например $r \times x_{i-1}$; произведения тангенса угла наклона касательной к графику интегрируемой функции в расчетной точке на значение шага интегрирования, например $[\sigma(y_{i-1} - x_{i-1})] \times h$. При реализации генератора с помощью микропроцессорных средств наиболее длительными в вычислительном цикле являются операции умножения и деления даже в том случае, когда используется целочисленная арифметика над операндами низкой разрядности и арифметико-логическое устройство микропроцессора или микроконтроллера имеет аппаратные умножитель и делитель (например, система команд микроконтроллера семейства MCS-51/52 содержит команды умножения MUL и деления DIV, в отличие от большинства микроконтроллеров с RISC-архитектурой). Поэтому для увеличения быстродействия (а, следовательно, для обеспечения возможности вычислений с меньшим шагом счета и большей точностью) следует по возможности сократить число произведений в вычислительной схеме. Этого можно добиться следующими способами:

- упрощением выражений;
- группировкой слагаемых и выносом множителей за скобки;

- предварительным умножением заранее известных множителей до программирования на этапе алгоритмизации;
- заменой арифметического умножения на заранее предустановленный множитель, кратный двум, логическим сдвигом операнда, представленного в двоичном коде, влево; число сдвигов равно степени кратности;
- заменой арифметического деления на множитель, кратный двум, логическим сдвигом вправо; число сдвигов равно степени кратности.

Очевидно, что имеется область значений коэффициентов, в пределах которой система проявляет себя как хаотическая. Задача поиска коэффициентов, кратных двум, принадлежащих этой области, решается следующим образом. Составляется трехмерная комбинационная таблица – описание координатной системы, по трем осям которой в первом квадранте откладываются кратные двум значения коэффициентов σ , r и b в пределах от 0 до значений, соответствующих жесткой потере устойчивости с расхождением функции (расхождение детектируется по переполнению при выполнении вычислений). Далее вызывается функция $Lorenz(x, y, z, \sigma, r, b, h, n)$ с подстановкой параметрических коэффициентов из комбинационной таблицы. Полученные графики (рис. 2) анализируются визуально, определяются спектральные и автокорреляционные характеристики выходных координат и выбираются значения коэффициентов для реализации генератора.

В качестве примера рассмотрим разработку и реализацию генератора со следующими значениями коэффициентов: $\sigma = 4$, $r = 16$, $b = 2$. Все эти коэффициенты можно представить как степень числа 2 с целочисленным неотрицательным показателем степени k . В то же время из (2) и листинга программного блока модели видно, что шаг интегрирования $h = \Delta t$ так же, как и параметрические коэффициенты, является множителем в многочлене, причем $h \ll 1$. Для исключения операции арифметического умножения на число, меньшее единицы (либо операции арифметического деления) рационально выбрать значение h из ряда чисел $2^{-k} = 1/2^k$, где k – положительное целое число. При выборе шага интегрирования следует

учесть, что его снижение не только уменьшает погрешность, но и снижает быстродействие генератора, который должен производить вычисления в режиме реального времени. Кроме того, значительное снижение шага интегрирования приводит к уменьшению конечных приращений выходных координат до величин, сопоставимых с весом младшего бита дробной части в двоичной форме представления числа. Таким образом, естественное ограничение разрядности дробной части числа приводит к тому, что при некоем предельном уменьшении шага интегрирования качественно изменяется характер протекающего процесса. Возникает бифуркация, генезис которой определяется не динамическими свойствами системы, а неправильным выбором шага интегрирования. Эта бифуркация объясняется тем, что системы динамического хаоса являются высокочувствительными к начальным условиям. А при численном интегрировании каждая последующая точка рассчитывается как отстоящая на величину приращения от предыдущей (т. е. каждая предыдущая точка задает начальные условия для последующей). А поскольку приращение функции всегда определяется с погрешностью, происходит постоянное изменение «начальных условий» в течение всего интервала времени моделирования. Этим объясняется принципиальная невозможность определения координат системы с заданной точностью достаточно длительный интервал времени с помощью моделирования. Возможным остается определение качественного характера процесса, спектральных, корреляционных и энергетических характеристик. Следовательно, необходимо задаться достаточно малым шагом интегрирования, при котором обеспечивается требуемый характер квазиустановившегося процесса.

На рис. 3 приведены траектории системы уравнений Лоренца в фазовой плоскости $y(x)$ при разных величинах шага интегрирования. При шаге счета большем, чем $1/18,439$ получаем расходящийся процесс, что объясняется слишком большой ошибкой

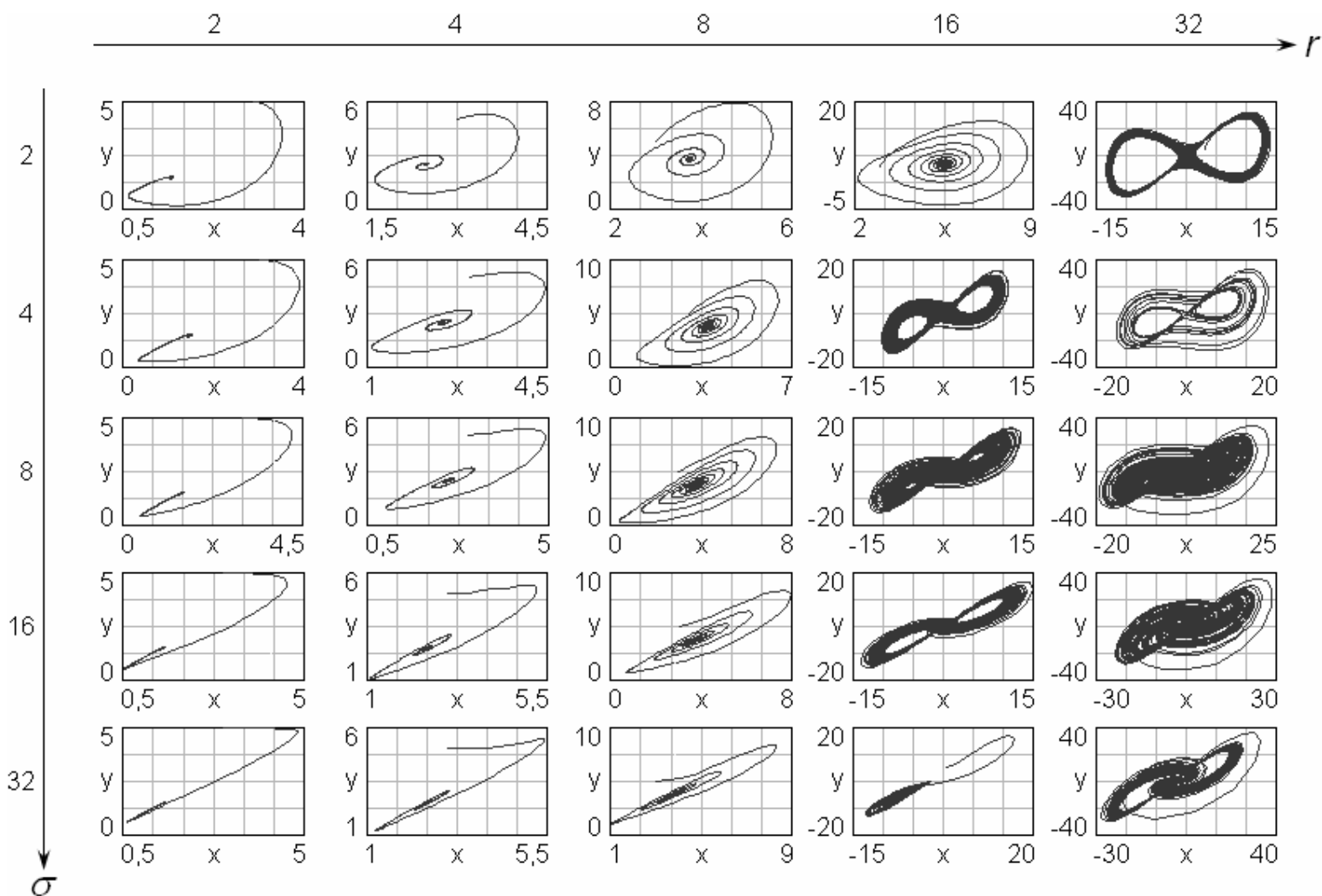


Рис. 2 Влияние величин параметрических коэффициентов r и σ на вид и форму аттрактора
($b = 2$, $h = 1/64$, $n = 10000$)

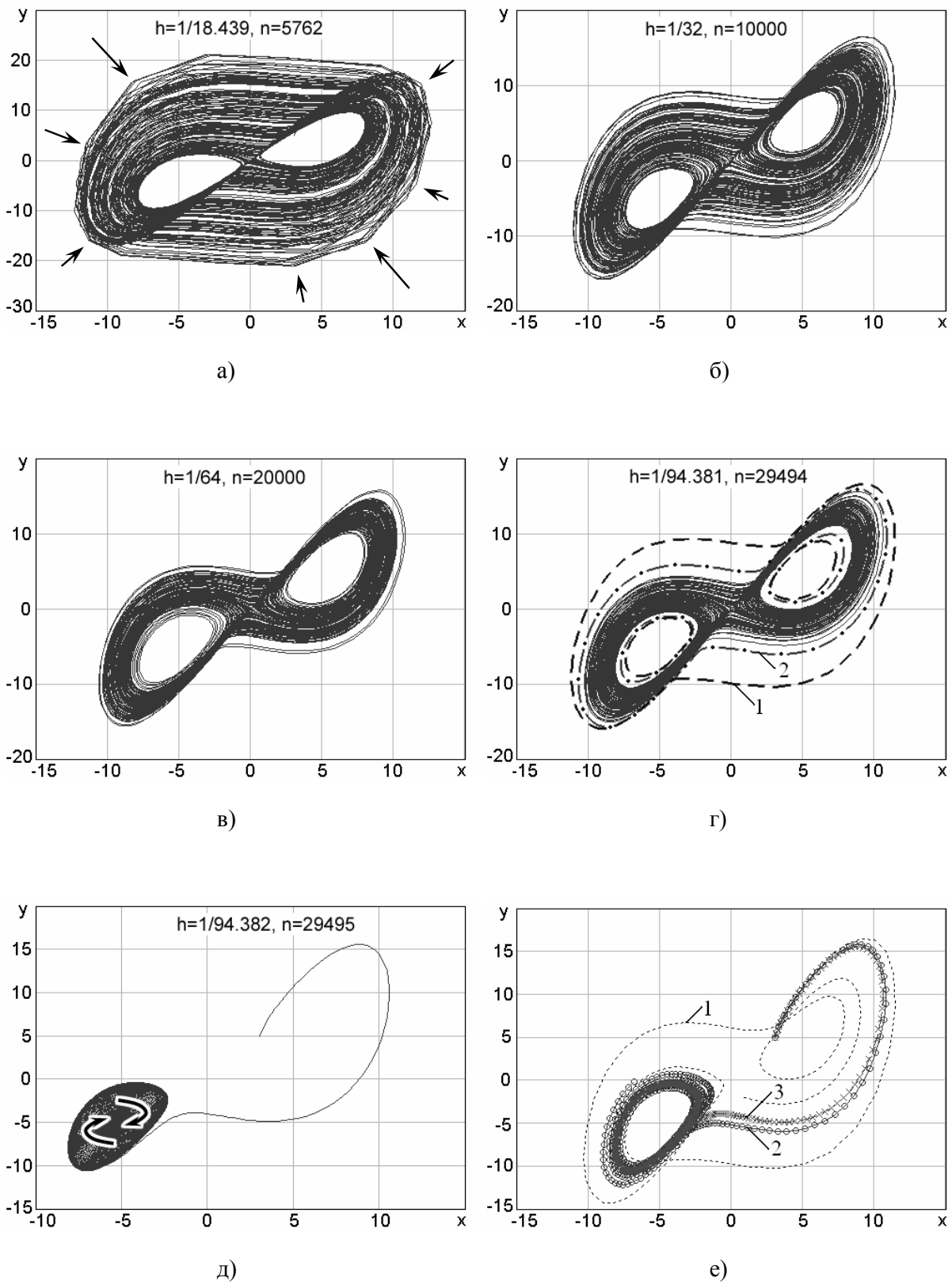


Рис. 3 Выбор шага интегрирования при моделировании системы уравнений Лоренца (оценочное сравнение хаотических аттракторов)

интегрирования. При граничном значении $h = 1/18,439$ дискретность графика аттрактора является существенной, что ухудшает параметры разрабатываемого ГДХ (см. стрелки на рис. 3, а). Дальнейшее уменьшение шага интегрирования приводит к требуемому результату. На рис. 3 приведены фазовые траектории, полученные с величинами шага $h = 1/32$ (б) и $h = 1/64$ (в). Получены характерные двухпетлевые хаотические аттракторы с требуемыми характеристиками. Дальнейшее уменьшение величины шага до нижнего предельного значения $h = 1/94,381$ не приносит качественных и существенных количественных изменений (рис. 3, г). При меньшем шаге интегрирования траектория системы скачкообразно изменяется на сходящуюся спиральную кривую (рис. 3, д).

Сравнение фазовых траекторий, построенных в одном масштабе (рис. 3, е) показывает, что аттрактор, полученный моделированием с шагом интегрирования $h = 1/64$, качественно не отличается от аттрактора, рассчитанного с минимально возможным (нижним предельным) шагом $h = 1/94,381$. Таким образом, принимаем $h = 1/64$.

С подстановкой принятых значений ($\sigma = 4$, $r = 16$, $b = 2$, $h = 1/64$) перепишем (2) в виде

$$\begin{cases} \Delta x_i = 4(y_{i-1} - x_{i-1})\frac{1}{64}; \\ \Delta y_i = (-x_{i-1}z_{i-1} + 16x_{i-1} - y_{i-1})\frac{1}{64}; \\ \Delta z_i = (x_{i-1}y_{i-1} - 2z_{i-1})\frac{1}{64}. \end{cases} \quad (3)$$

Для определения пределов изменения величин выходных координат (x , y , z), конечных приращений по выходным координатам (dx , dy , dz) и элементов выражений для приращений функций при различном сочетании слагаемых ($sm1$, $sm2$, ..., $sm6$) выполним численное интегрирование системы уравнений Лоренца по приращениям, заданным в (3) для $n = 1,9 \times 10^6$ точек, что соответствует 8-ми часам непрерывной работы генератора. Зная пределы изменения всех расчетных величин, можно задать формат представления чисел в двоичном коде. Так как процесс является нерасходящимся, очевидно, что моделирование для расчета большего числа точек n является излишним, поскольку: 1) при дальнейшем увеличении n не наблюдается роста ни одной из контролируемых величин; 2) запас в один бит в целой части формата представления числа в двоичном коде обеспечивает двукратный (2^1) запас по диапазону изменения числа.

Как следует из результатов моделирования, модули наибольшего положительного числа и наименьшего отрицательного (находящегося левее всего на числовой оси) приблизительно равны и отличаются друг от друга не более, чем на единицу (при округлении до ближайшего целого в стороны расширения диапазона, т. е. в стороны увеличения абсолютных значений чисел). На этом основании делаем вывод о целесообразности использования симметричного относительно начала координат формата представления знаковых чисел с фиксированной запятой. Поскольку вычисления согласно (3) требуют выполнения нескольких последова-

тельных сложений и вычитаний знаковых операндов, наиболее рационально представлять числа в дополнительном коде.

Выводы.

Предложен способ построения микропроцессорного генератора сигналов динамического хаоса, заключающийся в программной реализации численного интегрирования системы уравнений Лоренца на языке низкого уровня, с предварительным выбором параметрических коэффициентов из ряда чисел 2^k . Предложена и обоснована методика выбора параметрических коэффициентов, обеспечивающих хаотический режим с требуемыми показателями качества.

Список литературы

1. Франчук В. П., Настоящий В. А., Маркелов А. Е., Чижик Е. Ф. Рабочие поверхности и футеровки барабанных и вибрационных мельниц: Монография. – Кременчуг: изд-во Щербатых А. В., 2008. – 304 с.
2. Акуленко Л. Д. Гашение колебаний системы, содержащей неуравновешенный ротор // Известия РАН: Механика твердого тела. – М.: ISSN 0572-3299 – 1993. – С. 110 – 118.
3. Иконникова Н. А. Особенности моделирования динамики хаотических процессов в детерминированных системах методами аналитической механики // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць / Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – Дніпропетровськ, 2007. – Вип. 73. – С. 263 – 280.
4. Фрадков А. Л. Кибернетическая физика: принципы и примеры. – СПб.: Наука, 2003 – 208 с.

СИНЕРГЕТИЧЕСКИЙ СИНТЕЗ НЕЛИНЕЙНОЙ СИСТЕМЫ АГРЕГИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЕМ ДОБЫЧНОГО УЧАСТКА УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

Н.С. Фесенко, Восточноукраинский национальный университет им. В. Даля, Украина

Выполнен синергетический синтез закона нелинейного агрегированного управления процессом проветривания метанообильного выемочного участка угольной шахты. Показана эффективность разработанной системы автоматического управления для случая с трехсторонним омытием вентиляционной струей выработанного пространства и значительного метановыделения из него.

С самого момента появления шахт работа в них считалась опасной и тяжелой. Нельзя сказать, чтобы в XXI веке ситуация принципиально улучшилась. Главной опасностью при работе в шахтах остается наличие метана. Взрывы газозадушенной смеси уносят десятки, а подчас и сотни жизней, как в Донбассе, так и в других угольных районах планеты. Глобальных изменений в этой области не происходит, "...только канарейку в подземных выработках заменила современная приборная база" [1].

Вентиляция и дегазация остаются основным средством борьбы с метаном. Однако вентиляция это инструмент, требующий подчас хирургической точности в управлении, требующий от человека не только огромного опыта и знаний, а иногда и соответствующей интуиции. Поэтому режимы проветривания добычных и проходческих участков очень часто в реальности не соответствуют требованиям правил безопасности.

Решением проблемы эффективного управления проветриванием шахт занимаются ученые очень многих стран мира уже не одно десятилетие, однако эта проблема остается нерешенной до конца, и по сей день [1-3]. Проводимые исследования опирались на так или иначе линеаризованные или аппроксимированные модели. Однако с развитием новых методов управления сложными нелинейными объектами появляется возможность ее решения, а анализ количества публикаций посвященных этой проблеме показывает ее актуальность и важность особенно с учетом возрастающего количества аварийных ситуаций по вине вентиляции на шахтах Украины, России, Китая и т.д.

Шахтная вентиляционная сеть как объект автоматизированного управления представляет собой весьма сложный объект из-за нестационарности и стохастичности процессов, протекающих в ней, ее многомерности и пространственной распределенности. Наличие в сложной системе большого числа элементов, которые имеют разнообразную физическую природу, математическое описание и функциональное назначение, разнообразие связей между элементами системы и внешним миром делает задание исследования системы автоматического управления проветриванием чрезвычайно сложным. В настоящее время однозначно синтезировать систему проветривания при условии использования установленного критерия эффективности еще никому не удалось. Есть лишь несколько практических рекомендаций, благодаря которым можно находить приемлемые решения [2-4]. Как динамическая система, система управления проветриванием характеризуется значением выходных величин, которые изменяются под влиянием управляющих и возмущающих воздействий. Как управляющие, так и возмущающие воздействия вызывают соответствующую реакцию системы, которая проявляется в изменении состояния элементов системы, их характеристик и значений. Характер взаимодействий и взаимосвязей элементов системы таков, что изменение какой-либо связи или параметров отдельного элемента способствует изменению всех или многих связей и параметров всех других элементов системы. Внедрение нового элемента (выработки, очистного или подготовительного участка) в систему сопровождается не только установлением новых связей этого элемента с другими, но и изменением существующих связей между всеми элементами системы. Аналогичные изменения возникают в системе во время исключения из нее того или иного элемента.

Процесс проветривания как объект автоматического управления является динамической системой с существенным запаздыванием информации о скорости и параметрах шахтной атмосферы, нестационарными параметрами, со смешанным характером неопределенности, с возмущающим влиянием в виде смеси распределений из двух классов [4]. Даже при рассмотрении вентиляции одного добычного участка система уравнений существенно нелинейная, а области изменений искомых функций очень велики.

Модель схемы проветривания выемочного участка, отражающая нестационарные аэродинамические процессы имеет вид [4]:

$$\begin{aligned}
 a \frac{\partial(Q)^2}{\partial y} + \frac{\partial Q}{\partial t} + bQ^2 + d \frac{\partial p_c}{\partial y} &= F_y; \\
 f \frac{\partial c_{CP}}{\partial t} + \rho_B Q \frac{\partial c_{CP}}{\partial l} + c_{CP} \rho_B \frac{\partial Q}{\partial l} + c \rho \frac{\partial Q}{\partial l} &= e_M; \\
 \frac{\partial \delta}{\partial t} - \delta \frac{\partial c_i}{\partial t} + \gamma \cdot \nabla c_i &= 0; \\
 \frac{\partial \rho \bar{v}}{\partial t} + \nabla \cdot \left(\frac{\rho}{m} \bar{v} \bar{v} \right) &= \tau; \\
 p &= RT \rho \sum \frac{c_i}{\mu_i}.
 \end{aligned} \tag{1}$$

где $a = \theta/S$, $\theta = 1 - \zeta + \xi$ – коэффициент, характеризующий неравномерность распределения скорости воздуха v по сечению выработки – S ; Q – расход; $b = \lambda/Sr_{\lambda}$, λ, r_{λ} – коэффициент сопротивления и гидравлический радиус выработки; $d = S/\rho_B$, ρ_B – плотность воздуха; p_c – среднее давление в сечении, F_y – проекция равнодействующих массовых сил на ось y в сечении S ; $f = S\rho_B$; c_{CP} – средняя концентрация метановоздушной смеси в сечении; l – координата в точке расчета, c – концентрация метана; ρ – плотность метана; e_M – массовая интенсивность источников метана; e – приращение массы в единицу времени на единицу объема $e = (1 + m) \sum_{i=1}^n e_i$; $\delta = m\rho$, m – коэффициент пористости среды выработанного пространства; c_i – концентрация соответствующей компоненты смеси; $\gamma = \nabla \rho \bar{v} / \nabla c_i + \nabla m \rho D_i - \rho \bar{v}$, D_i – суммарный коэффициент диффузии; \bar{v} – вектор скорости потока; $\bar{v} \bar{v}$ – тензор получаемый как диадное произведение двух векторов; $\tau = m\rho(\bar{g} + R) - \nabla \cdot \left(m \bar{I} - m \bar{\zeta} + \frac{1}{m} \sum p_i \bar{v}_i^A \bar{v}_i^A \right) g$ – сила тяжести; R – универсальная газовая постоянная; p_i – парциальное давление; \bar{I} – единичный тензор; $\bar{\zeta}$ – тензор вязких напряжений; T – абсолютная температура; μ_i – молекулярная масса компоненты.

Используя данную математическую модель для добычного участка с трехсторонним омытием выработанного пространства вентиляционной струей и вводя обозначения $x_1 = c_{CP}$; $x_2 = v$; $u = Q$, преобразуем математическую модель (1) к каноническому виду:

$$\begin{aligned}\frac{dx_1}{dt} &= ax_1 - bx_1x_2 + u; \\ \frac{dx_2}{dt} &= -cx_2 + mx_1x_2.\end{aligned}\tag{2}$$

Необходимо определить закон управления, обеспечивающий асимптотическую устойчивость, аperiodический переходный процесс и минимум функционала

$$J = \int_0^{\infty} F(\psi, \dot{\psi}) dt,\tag{3}$$

где $F(\psi, \dot{\psi})$ – непрерывно дифференцируемая по своим аргументам определенно-положительная функция; $\psi(x_1, x_2)$ – агрегированная макропеременная, представляющая собой некоторую произвольную дифференцируемую функцию фазовых координат.

Применим к системе (2) процедуру разностной аппроксимации [7], тогда получим следующие разностные уравнения:

$$\begin{aligned}x_1[k+1] &= (1 + aT)x_1[k] - bTx_1[k]x_2[k] + Tu[k], \\ x_2[k+1] &= (1 - cT)x_2[k] + mTx_1[k]x_2[k].\end{aligned}\tag{4}$$

где T – шаг дискретизации по времени.

Функционал (3) для системы (4) запишем в виде:

$$J = \int_{k=0}^{\infty} F(\psi[k], \Delta\psi[k]) dt,$$

Выберем подынтегральную функцию $F(\psi[k], \Delta\psi[k])$ в виде следующей квадратичной формы, гарантирующей аperiodический переходный процесс:

$$F(\psi[k], \Delta\psi[k]) = m^2\psi^2[k] + c^2(\Delta\psi[k])^2,\tag{5}$$

тогда функционал примет вид:

$$J = \int_{k=0}^{\infty} (m^2\psi^2[k] + c^2(\Delta\psi[k])^2) dt,$$

Запишем уравнение Эйлера-Лагранжа

$$\Delta F_{\Delta\psi}(\psi[k], \Delta\psi[k]) - F_{\psi}(\psi[k+1], \Delta\psi[k+1]) = 0,\tag{6}$$

где $F_{\psi}(\psi[k+1], \Delta\psi[k+1])$ производная от $F(\psi[k+1], \Delta\psi[k+1])$ по ψ . Подставляя в (6) функцию (5) находим уравнение экстремалей, доставляющих минимум функционалу:

$$\psi[k+2] - (2 + \lambda T^2)\psi[k+1] + \psi[k] = 0,$$

где $\lambda = \frac{m^2}{c^2}$ определяет подсемейства устойчивых и неустойчивых экстремалей.

Выберем макропеременную:

$$\psi[k] = \beta_1(x_1[k] - A) + \beta_2(x_2[k] - B). \quad (7)$$

Тогда с учетом полученных экстремалей найдем:

$$\beta_1(x_1[k+1] + \beta_2(x_2[k+1] - \beta_1 A - \beta_2 B + \alpha\beta_1 x_1[k] - \alpha\beta_1 A + \alpha\beta_2 x_2[k] - \alpha\beta_2 B) = 0.$$

Откуда с учетом (4) найдем закон управления:

$$u[k] = -\frac{1+aT+\alpha}{T}x_1[k] - \frac{\beta_2(1+cT+\alpha)}{\beta_1 T}x_2[k] - \frac{\beta_2 m - \beta_1 b}{\beta_1}x_1[k]x_2[k] + \frac{1+\alpha}{T}A + \frac{\beta_2(1+\alpha)}{\beta_1 T}B.$$

Этот закон управления переводит изображающую точку в окрестность многообразия $\psi = 0$, движение вдоль которого описывается уравнением:

$$x_{2\psi}[k+1] = \left(1 - cT + mT\left(A + \frac{\beta_2 B}{\beta_1}\right) - \frac{m\beta_2 T}{\beta_1}x_{2\psi}[k]\right)x_{2\psi}[k]. \quad (8)$$

Условие устойчивости (8) примет вид

$$\left|1 - cT + mT\left(A + \frac{\beta_2 B}{\beta_1}\right) - \frac{m\beta_2 T}{\beta_1}x_{2\psi}[k]\right| < 1. \quad (9)$$

Это условие совместно с $\alpha < 1$ обеспечит асимптотическую устойчивость системам (4) и (1). В установившемся режиме значения переменных составят

$$x_{1\dot{\alpha}\dot{\alpha}} = \frac{\tilde{n}}{m}, \quad x_{2\dot{\alpha}\dot{\alpha}} = \frac{m(A + \beta_2 B)\beta_1 c}{\beta_2 m}.$$

Для моделирования полученной системы, возьмем за основу схему проветривания лавы в условиях бремсберга пласта К^H₂ шахты "Перевальская", приведенную на рисунке 1.

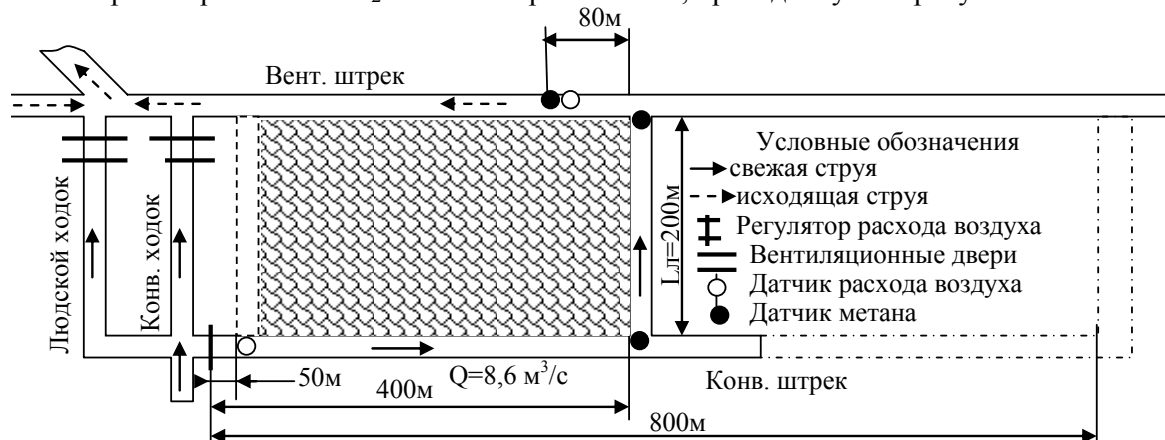


Рис. 1. Схема выемочного участка пласта К^H₂ шахты "Перевальская"

Подземный регулятор расхода воздуха (РРВ) шторного типа оснащен регулируемым (вентильным) электроприводом. Это обстоятельство во многом предопределяет алгоритм регулирования расхода воздуха на участке. Предполагается использование в алгоритме управления линейный характер регулировочной аэродинамической характеристики РРВ и получение заданного расхода изменением положения шторы РРВ.

Первоначально в качестве закона регулирования принят пропорциональный закон, значение управляющего воздействия определяем исходя из коэффициента обеспеченности [4].

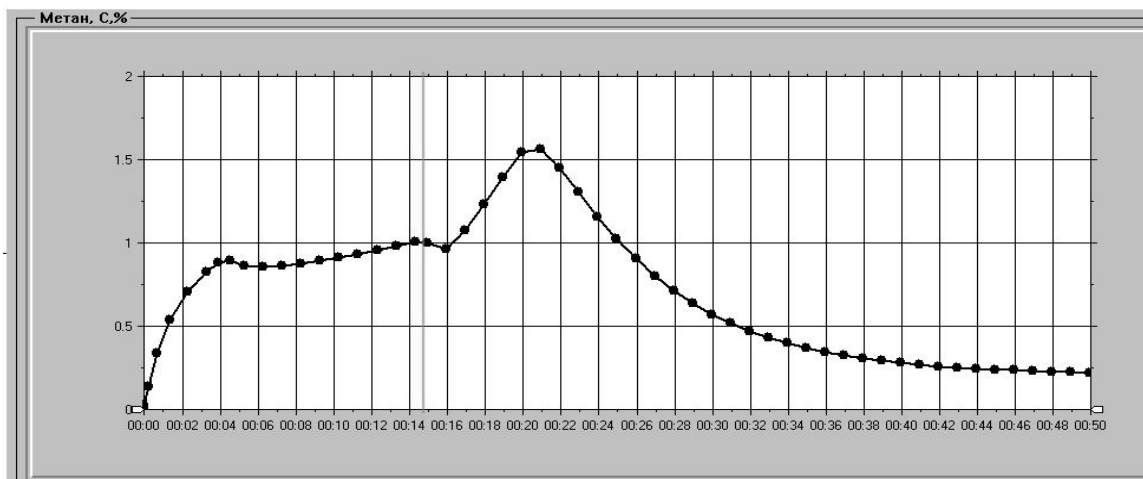


Рис. 2. График изменения выходной координаты при линейном законе регулирования

Из графика видно, что при запуске выемочного комбайна концентрация метана в течение 15 мин. достигла заданного ограничения в 1%. При этом РРВ увеличил количество воздуха поступающего на участок. Однако из-за эффекта вымывания метана из выработанного пространства утечками воздуха концентрация метана резко увеличилась более чем на 50% и достигла значения в 1,58%. В соответствии с правилами безопасности при концентрации 1,3% происходит отключение питания токоприемников участка, что приводит к вынужденному простоя. Таким образом, РРВ спровоцировал аварийный режим.

Теперь произведем моделирование полученного нелинейного агрегированного регулятора при тех же начальных условиях. Результаты моделирования приведены на рисунках 3 и 4.

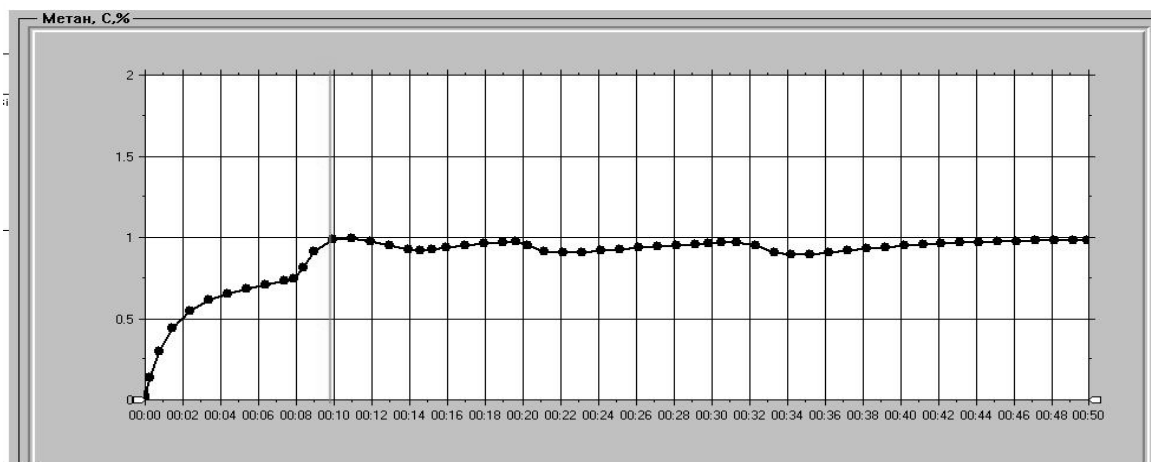


Рис. 3. График изменения выходной координаты с нелинейным регулятором

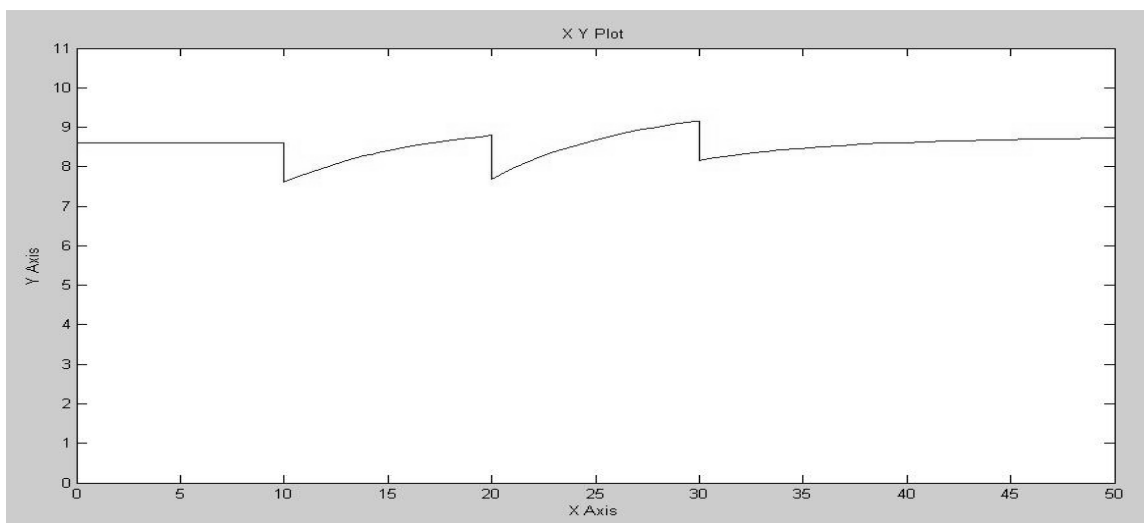


Рис. 4. График изменения управляющего воздействия $u[k]$ для инвариантного многообразия (7)

График изменения концентрации метана на исходящей струе лавы отражает работу системы регулирования при ограничении выходной координаты на уровне 1%. Из графика изменения управляющего воздействия видно, что при достижении концентрацией метана заданного ограничения регулятор резко снижает расход, что приводит к снижению метановыделения из выработанного пространства и пластов-спутников, а затем, плавно увеличивая расход, поддерживает концентрацию на допустимом уровне без ограничений на работу добычного оборудования. Анализ неравенства (9) показывает, что имеется значительный запас устойчивости замкнутой системы (4) при сохранении показателей качества регулирования.

Таким образом, произведен синергетический синтез нелинейной системы агрегированного управления проветриванием выемочного участка угольной шахты с использованием дискретно-непрерывной нелинейной модели (4), инвариантного многообразия (7) и алгоритма управления. В сравнении с линейными алгоритмами управления показана эффективность разработанной системы управления.

Основной перспективой дальнейших исследований является индуктивный синергетический синтез нелинейной агрегированной системы управления проветриванием участков угольной шахты с использованием множеств типовых структур.

Список литературы

1. Пучков Л.А., Аюров В.Д. Синергетика горнотехнологических процессов. – 2-е изд., стер. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 264 с.
2. Пучков Л.А., Бахвалов Л.А. Методы и алгоритмы автоматического управления проветриванием угольных шахт. - М.: Недра, 1992. – 399с.
3. Бурчаков А.С. Влияние горной науки на изменение качественных и количественных характеристик шахты. В кн. "Комплексное освоение месторождений твердых полезных ископаемых". – М., 1991. – вып. 1. – С. 10 – 15.
4. Моделирование динамических процессов рудничной аэрологии / Абрамов Ф.А., Фельдман В.А. Святный В.А. – К.: Наук. Думка, 1981. – 284 с.
5. Колесников А.А. Синергетическая теория управления. Таганрог: ТРТУ – М.: Энергоатомиздат, 1994. – 344 с.
6. Синергетические методы управления сложными системами: Энергетические системы / Под общ. ред. А.А. Колесникова. – М.: КомКнига, 2006. – 248 с.
7. Самарский А.А. Теория разностных схем. – М.: Наука, 1977. – 252 с.

ФОРУМ ГІРНИКІВ – 2009

Матеріали міжнародної конференції

30 вересня – 2 жовтня 2009 р.

РУДНИКОВА АЕРОЛОГІЯ ТА БЕЗПЕКА ПРАЦІ ГЕОЛОГІЯ АВТОМАТИЗАЦІЯ У ГІРНИЦТВІ

Підписано до друку 15.09.09. Формат 30x42/4.
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. 15,6.
Обл.-вид. арк. 15,6. Тираж 50 прим. Зам. №

Національний гірничий університет
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.