

**Міністерство освіти і науки,  
молоді та спорту України  
Державний вищий навчальний заклад  
«Національний гірничий університет»**

**Збірник наукових праць  
Національного гірничого університету**

**№ 37**

Дніпропетровськ  
2012

УДК 622 (06)

Засновник та видавець  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
Рік заснування – 1999

**Збірник наукових праць НГУ.** — Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2012 — № 37 — 349 с.

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

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

Збірник друкується за рішенням вченої ради НГУ  
(протокол № 5 від 29.05.2012 р.)

Комп'ютерна верстка і набір – С.Ф. Гупало

Збірник зареєстровано у державному комітеті  
телебачення і радіомовлення України.  
Свідоцтво про реєстрацію КВ № 9030 від 04.08.2004 р .

**Редакційна Рада збірника:**

акад. НАН України, д.т.н., проф. Г.Г. Півняк  
д.т.н., проф. П. І. Пілов  
д.т.н., проф. О.С. Бешта  
д.т.н., проф. О. М. Шашенко  
к.т.н., доц. В.В. Ішков

**Редакція:**

головний редактор – к.т.н., доц. В.В. Ішков  
заступник редактора – д.т.н., проф. С.Ф. Власов  
відповідальний секретар – н.с. В. В. Задорнова

**Експертно-редакційна колегія:***Відкрита розробка РКК*

Гуменик І. Л. – д.т.н., проф.  
Дриженко А. Ю. – д.т.н., проф.  
Четверик М. С. – д.т.н., проф.  
Прокопенко В. І. – д.т.н., проф.  
Симоненко В. І. – д.т.н., доц.  
Собко Б.Ю. – д.т.н., г.н.с.

*Збагачення корисних копалин*

Пілов П. І. – д.т.н., проф.  
Младецький І. К. – д.т.н., проф.  
Полулях О. Д. – д.т.н., проф.  
Франчук В. П. – д.т.н., проф.  
Мостика Ю.С. – д.т.н., проф.  
Горобець Л.Ж. – д.т.н., проф.

*Екологічна безпека*

Зберовський О.В. – д.т.н., проф.  
Шапарь А.Г. – д.т.н., проф.  
Колесник В.Є. – д.т.н., проф.  
Долгова Т.І. – д.т.н., проф.  
Горова А.І. – д.б.н., проф.

*Підземна розробка РКК*

Бондаренко В. І. – д.т.н., проф.  
Кузьменко О. М. – д.т.н., проф.  
Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.  
Бузило В.І. – д.т.н., проф.  
Ковалевська І.А. – д.т.н., проф.

*Маркшейдерія*

Четверик М. С. – д.т.н., проф.  
Халимендик Ю.М. – д.т.н., проф.  
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.  
Петрук Є.Г. – д.т.н., проф.  
Назаренко В.О. – д.т.н., проф.

*Шахтне і підземне будівництво*

Шашенко О.М. – д.т.н., проф.  
Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.  
Роєнко А.М. – д.т.н., проф.  
Сдвіжкова О.А. – д.т.н., проф.  
Соболев В.В. – д.т.н., проф.

*Геотехнічна і гірнична механіка*

Садовенко І.О. – д.т.н., проф.  
Бондаренко В.І. – д.т.н., проф.  
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.  
Власов С.Ф. – д.т.н., проф.  
Новікова Л.В. – д.т.н., проф.  
Москальов О.М. – д.т.н., проф.

*Геологія та геофізика*

Нагорний Ю.М. – д.г-м.н., проф.  
Нагорний В.М. – д.г-м.н., проф.  
Приходченко В.Ф. – д.геол.н., проф.  
Додатко О.Д. – д.г-м.н., проф.  
Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.  
Тяпкін К.Ф. – чл.-кор., д.г-м.н., проф.  
Баранов П.М. – д.геол.н., проф.

*Гірничі машини.**Динаміка і міцність машин*

Франчук В.П. – д.т.н., проф..  
Самуся В.І. – д.т.н., проф..  
Блохін С.Є. – д.т.н., проф..  
Заболотний К.С. – д.т.н., проф..  
Ширін Л.Н. – д.т.н., проф..  
Кіріченко Є.О. – д.т.н., проф.

*Буріння свердловин*

Кожевников А.О. – д.т.н., проф..  
Власов С. Ф. – д.т.н., проф..  
Москальов О.М. – д.т.н., проф..  
Симанович Г.А. – д.т.н., проф..  
Франчук В.П. – д.т.н., проф.

*Електротехнічні комплекси і системи*

Півняк Г. Г. – проф., д.т.н., проф..  
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф..  
Заїка В.Т. – д.т.н., проф..  
Випанасенко С.І. – д.т.н., проф..  
Бешта О.С. – чл.-кор., д.т.н., проф..  
Мещеряков Л.І. д.т.н., проф.

*Автоматизація технологічних процесів*

Ткачов В.В. – д.т.н., проф..  
Бешта О.С. – чл.-кор., д.т.н., проф..  
Кочура Є.В. – д.т.н., проф..  
Слесарев В.В. – д.т.н., проф..  
Алексєєв М.О. – д.т.н., проф.

*Охорона праці*

Голінько В.І. – д.т.н., проф..  
Бойко В.О. – д.т.н., проф..  
Зберовський О.В. – д.т.н., проф..  
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.

**Адреса редакції:**

49005, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,  
НГУ, Ішкову В.В. тел./ факс 726-77-04,  
46-90-98, E-mail: zberovskiA@nmu.org.ua

## Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

### Требования к оформлению статей для опубликования в «Сборник научных трудов НГУ»

С учетом нормативных требований к оформлению печатных статей, рекомендаций Книжной Палаты Украины от 07.09.04 № 1291/11 и постановления ВАК Украины от 21.03.2008 № 1-04/5 «Про затвердження нових вимог до періодичних наукових фахових видань» к опубликованию в специализированном «Сборнике...» принимаются статьи, содержащие новые научные и практические результаты исследований авторов, которые ранее не публиковались и отвечают профилю «Сборника...». Структура научной статьи должна содержать следующие элементы: постановка проблемы; анализ последних достижений и публикаций, в которых заложено решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение нерешенных ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья; формулирование целей статьи (постановка задачи); изложение основного материала исследований с полным обоснованием полученных научных результатов; выводы по данному исследованию; список использованных источников.

Рекомендуемая структура статьи:

- **вступление** – постановка проблемы в общем виде и ее связь с важными научными и практическими программами; анализ последних достижений и публикаций в которых заложено решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение нерешенных ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья (до 40 строк);
- **формулирование целей статьи** (постановка задачи) (до 20 строк);
- **изложение основного материала исследований** с полным обоснованием полученных научных результатов (5-8стр.);
- **выводы** по данному исследованию с указанием новизны, теоретической и практической значимости полученных научных результатов, перспективы дальнейшего развития в данном направлении (до 30 строк);
- **список использованных источников** - ссылки на литературные источники (не более 5), как правило, приводятся во вступлении при анализе последних достижений и публикаций на которые опирается автор.

Текст статьи (на русском, украинском или английском языках) объемом 6-10 стр., включая таблицы, графики и рисунки, подается в редакцию на электронном носителе и с распечаткой 1 экз. на листах формата А4. Текст следует набирать шрифтом Times New Roman 14 пунктов в редакторе Microsoft Office Word, все поля по 2 см и оформить следующим образом:

- \* УДК – вверху слева, без отступов;
- \* Инициалы, фамилия автора – следующая строка, выравнивание по правому краю;
- \* Название статьи - заглавными буквами, жирно, выравнивание по центру; переносы и аббревиатура недопустимы;
- \* Аннотация (до 5 строк) на русском, украинском и английском языках, размер 12 пт, отступ первой строки 0,5 см ;
- \* Текст форматруется с выравниванием по ширине и междустрочным интервалом -1,0; отступ первой строки 1,2 см; абзацные отступы и интервалы – недопустимы; расстановка переносов автоматическая, номера страниц не проставляются.
- \* *Простые формулы* в тексте набираются курсивом с помощью символов редактора Word, *сложные формулы* должны быть выполнены в приложении Equation Editor, соблюдая размеры, приведенные на рис. ⇔
- \* Таблицы, графики и подписи к ним располагаются непосредственно в тексте и внедряются в документ как объекты, если они были созданы в Excel и др. приложениях.
- \* Рисунки должны быть в черно-белом изображении и вставлены в текст в местах ссылки на них.
- \* Список литературы приводится в порядке ссылок в тексте, в соответствии с ДСТУ ГОСТ 7.1:2006, размером 12 пт.

Обычный	14 пт
Крупный индекс	12 пт
Мелкий индекс	11 пт
Крупный символ	16 пт
Мелкий символ	12 пт

Образец набора

УДК 550.83

© И.В. Петрова

## ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КАРПАТ ИЗ КОСМОСА

Приведены результаты геологической дешифровки материалов космических геофизических съемок Карпат. Наведено результати геологічного дешифрування матеріалів космічних геофізичних зйомок Карпат. Results of geological photointerpretation of materials of space geophysical surveys of Karpat are considered.

По материалам космических геофизических съемок получают разнообразную геолого-геофизическую информацию .....

Список литературы

1. Ландау Л.Д. Статистическая физика. Серия 1. Теоретическая физика. Т. V. –М.: Наука, 1979.-268 с.
2. Архипов Ю.Р. Программное обеспечение для обработки геофизической информации// Горный журнал.-2002.-№11.-С.10-15

В редакцию «Сборника...» необходимо подать:

1. Электронный вариант и распечатанную **справку об авторах**:

Фамилия, имя, отчество; место работы (полное название организации и её почтовый адрес); должность; ученая степень; номера контактных телефонов, E-mail.

2. **Экспертное заключение** о возможности опубликования материалов в открытой печати.

3. **Выписку** из протокола кафедры /лаборатории, отдела/ отражающую: общий характер статьи (работа фундаментального или прикладного значения, экспериментальная (результаты моделирования, данные промышленных испытаний...), теоретическая (описание нового метода расчёта...) и т.п.; соответствие материалов паспорту выбранной специальности (шифр); личный вклад автора; новизну полученных результатов; рекомендации к публикации.

**Телефоны для справок:**

т/ф (056) 726-77-04 Зберовский Александр Владиславович

46-90-98 Задорнова Виктория Валериевна - ответственный секретарь.

## ХАРАКТЕРИСТИКА СОСТАВА И КАЧЕСТВА УГЛЕЙ СВИТЫ $C_2^6$ ЛОЗОВСКОЙ ПЕРСПЕКТИВНОЙ ПЛОЩАДИ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Дана общая характеристика угленосной свиты  $C_2^6$  Лозовской перспективной площади. Обобщены материалы по составу и качеству угля основных угольных пластов. Определен марочный состав и пути рационального использования угля.

Надано загальну характеристику вугленосної свити  $C_2^6$  Лозівської перспективної площі. Узагальнені матеріали зі складу та якості вугілля основних вугільних пластів. Визначений марочний склад і шляхи раціонального використання вугілля.

There is given general characteristic of coal-bearing sunk  $C_2^6$  of Lozovskaya prospect area. There are generalized materials on coal composition and grade of the key coal seams. There is considered grade constitution as well as ways of rational use of coal.

**Вступление.** Научно-техническая политика стратегии добычи угля предвидит повышение эффективности поисковых и разведочных работ, повышения глубины переработки и комплексного использования угля. Одной из главнейших задач, которая решается при разведке месторождений, является определение особенностей петрогенетических и химико-технологических свойств угля, установление с их помощью марочного состава и обоснование путей эффективного использования угля.

**Постановка проблемы.** Комплексными поисковыми и разведочными работами, выполненными с 50-ых годов 20 века, в северной части Западного Донбасса установлена новая значительная площадь угленосных отложений, которая была выделена в Лозовской угленосный район. Он расположен севернее активно разрабатываемого Павлоград-Петропавловского района. В Лозовском угленосном районе выделено 11 площадей с разной степенью изученности.

По результатам предыдущих геологоразведочных работ, которые были проведены в этом районе, существует не значительное количество публикаций по составу и качеству углей. При их обобщении не учтено значительное количество данных, полученных при дальнейших геологоразведочных работах. Марочный состав определен по действующей в то время классификацией.

**Цель работы** – дать всестороннюю характеристику состава и качества промышленным угольным пластам Лозовской перспективной площади, установить их марочный состав по действующим стандартам и определить основные направления их рационального использования.

**Изложение основного материала.** Лозовская перспективная площадь расположена на севере Лозовского угленосного района Западного Донбасса. Общая площадь участка составляет  $95 \text{ км}^2$ . Продуктивная толща каменного угля Лозовской площади представлена полным разрезом свиты  $C_2^6$ , нижней частью свиты  $C_2^7$  и, частично, свитой  $C_2^5$  среднего карбона. В этой толще, мощностью 480 м, содержатся 25 угольных пластов и пропластков.

Основными угольными пластами свиты  $C_2^6$ , которые характеризуются рабочей мощностью ( $>0,6 \text{ м}$ ) на значительной площади, являются 5 пластов:  $l_8$ ,  $l_7$ ,  $l_6$ ,  $l_5$ ,  $l_4$ . Мощность продуктивной толщи свиты  $C_2^6$  – 170 м. Коэффициент угленосности составляет 2,7 %.

Таблица 1

Петрографический состав углей свиты  $C_2^6$  Лозовской пощади

Свита	Пласт	Петрографический состав, %				ΣОК	Ro
		Vt	Sv	I	L		
$C_2^6$	$I_4$	$\frac{74-91}{84}$	$\frac{1-3}{1}$	$\frac{1-10}{6}$	$\frac{4-18}{9}$	6,7	0,49
	$I_5$	$\frac{73-92}{83}$	$\frac{1-5}{2}$	$\frac{5-18}{10}$	$\frac{2-8}{5}$	11,3	0,46
	$I_6$	$\frac{71-94}{84}$	$\frac{1-3}{1}$	$\frac{3-20}{8}$	$\frac{4-12}{7}$	8,7	0,47
	$I_7$	$\frac{74-93}{85}$	$\frac{1-4}{1}$	$\frac{3-20}{7}$	$\frac{3-12}{7}$	7,7	0,48
	$I_8$	$\frac{68-94}{84}$	$\frac{1-10}{2}$	$\frac{2-22}{9}$	$\frac{1-15}{5}$	10,3	0,47
Σ $C_2^6$		<b>84,2</b>	<b>1,4</b>	<b>7,8</b>	<b>6,6</b>	<b>8,7</b>	<b>0,48</b>
Средние значения по свите $C_2^6$ Лозовского угленосного района		<b>86,2</b>	<b>1,1</b>	<b>6,6</b>	<b>6,1</b>	<b>7,5</b>	<b>0,48</b>

Таблица 2

Химико-технологические показатели углей свиты  $C_2^6$  Лозовской пощади

Свита/пласт		$W^a$ , %	$A^d_{\text{уг.пач}}$ , %	$S_t^d$ , %	$V^{\text{dat}}$ , %	$Q_s^{\text{dat}}$ , МДж/кг	X, мм	Y, мм
$C_2^6$	$I_4$	$\frac{3.2-14.5}{7.3}$	$\frac{5.1-46.3}{17.8}$	$\frac{1.0-3.4}{2.7}$	$\frac{38.0-49.7}{41.7}$	$\frac{27.6-33.3}{30.2}$	44	0
	$I_5$	$\frac{2.6-10.7}{6.6}$	$\frac{5.3-33.1}{13.8}$	$\frac{1.3-4.9}{3.5}$	$\frac{36.4-56.3}{43.7}$	$\frac{27.1-32.5}{30.7}$	43	0
	$I_6$	$\frac{1.9-11.9}{5.3}$	$\frac{5.3-52.8}{15.4}$	$\frac{1.2-5.6}{3.5}$	$\frac{27.4-48.9}{42.2}$	$\frac{29.8-33.3}{31.2}$	46	0
	$I_7$	$\frac{3.3-11.8}{7.2}$	$\frac{4.1-37.3}{15.5}$	$\frac{1.0-4.4}{2.2}$	$\frac{37.4-46.5}{40.5}$	$\frac{25.9-31.9}{30.1}$	36	0
	$I_8$	$\frac{3.7-11.1}{6.8}$	$\frac{4.7-44.0}{12.3}$	$\frac{1.6-5.4}{3.0}$	$\frac{31.4-45.8}{41.5}$	$\frac{26.4-32.6}{29.6}$	48	0
Σ $C_2^6$		<b>6.7</b>	<b>15,0</b>	<b>3,0</b>	<b>41,9</b>	<b>30,36</b>	<b>43</b>	<b>0</b>
Средние значения по свите $C_2^6$ Лозовского района		<b>6.2</b>	<b>13.1</b>	<b>3,0</b>	<b>41,0</b>	<b>30,85</b>	<b>44</b>	<b>0-&lt;5</b>

Далее рассмотрим пласты  $I_8$  и  $I_4$ , которые характеризуются наибольшим площадным распространением с промышленной мощностью.

**Пласт  $I_8$**  является самым верхним промышленным пластом этой свиты. Расположен он в 20–25 м. ниже маркирующего известняка свиты  $C_2^7$  –  $M_1$ . Общая площадь распространения пласта – 65 км<sup>2</sup>. Площадь, где пласт имеет промышленное значение, составляет 52,8 км<sup>2</sup>, она занимает среднюю и восточную части участка. Мощность пласта изменяется от 0,60 до 1,40 м. В четырех скважинах отмечен размыв и фациальное замещение угольного пласта; в двух из них пласт замещен песчаником, в остальных аргиллитом. Площади размыва и замещения представлены тремя небольшими разобщенными участками, приуроченными к выходу угольного пласта на поверхность карбона. Строение пласта преимущественно сложное. Пласт расчленяется одним, двумя, тремя и даже четырьмя породными прослоями. Мощность породных прослоев изменяется в широких пределах, от 0,02 м до 0,6 м. Наиболее мощные породные прослои наблюдаются в центральной части участка, далее на запад верхняя часть пласта

вместе с прослоем выклинивается и пласт приобретает простое строение, еще западнее пласт теряет рабочую мощность. В восточной части участка пласт имеет наибольшую рабочую мощность (до 1,4 м) и маломощные породные прослои (до 0,06 м). Породные прослои представлены аргиллитами, иногда углистыми аргиллитами. Пласт отнесен к устойчивым. Глубина залегания пласта в пределах площади колеблется от 604,5 м. до 1122,15 м., увеличиваясь в северо-западном направлении. Абсолютные отметки почвы пласта на участке изменяются от –435,5 м. до –995,15 м. с падением к северо-востоку, при этом угол падения слабо увеличивается в этом же направлении.

Макроскопически пласт  $I_8$  сложен блестящим и полублестящим преимущественно тонкополосчатым и неравномернополосчатым углем, с прослоями матового зольного с включениями линз фюзена. По микроструктуре это споровые или смешанные кларены и дюрено-кларены с прослоями смешанных кларено-дюренов и полос структурного и скрытоструктурного витрена. Гелфицированное вещество в клареновых углях неоднородное с включением рассеянных микроспор и редкими линзами ксилофюзена и ксилена. В смешанных кларенах и кларено-дюренах (западная часть участка), гелифицированное вещество однородное. Петрографический состав угля, по средним показателям, следующий: витринит (Vt) – 84 %, семивитринит (Sv) – 2 %, инертинит (I) – 9 % и липтинит (L) – 5 %. Сумма отошающих компонентов ( $\Sigma OK$ ) равна 10,3 % (табл.1). По петрографическому составу уголь пласта относится к классу гелитолитов и представлен липоидо-фюзинито-гелитовым типом [1]. По методике И.В. Еремина [2], уголь пласта в целом относится к слабо восстановленной группе. По методике ДонУГИ [3], уголь пласта представлен типом «б», а в верхней его части типом «а». Уголь слабо углефицирован. Показатель отражения витринита ( $R_o$ ) в среднем составляет 0,47 % (табл.1). По значениям этого показателя, уголь относится к 3 классу метаморфизма и находится на  $O_3$  стадии метаморфизма [4].

По площади распространения пласта значения показателей химико-технологических свойств изменяются в широком диапазоне. Массовая доля аналитической влаги ( $W^a$ ) изменяется от 3,7 % до 11,1 %, при среднем значении 6,8 % (табл. 2). Уголь пласта, по содержанию минеральных примесей, является высокозольным, хотя по отдельным пачкам в среднем зольность угля равна 12,3 %. Зольность угольных пачек изменяется от 4,7 % до 44,0 %. Максимальное значение пластовой зольности (более 35 %) приходится на центральную часть участка, где в углях пласта отмечено большое количество породных прослоев. К востоку и западу, зольность угля несколько снижается, в среднем составляя 20,5 %. Минеральные примеси, в основном, представлены кварцем, глинистыми минералами, сульфидами железа и карбонатами. По составу зола угля относится к кремнистому типу. В составе золы преобладают следующие оксиды:  $SiO_2$  (38,6 %),  $Al_2O_3$  (22,2 %),  $Fe_2O_3$  (21,6 %),  $CaO$  (5,0 %). Содержание триоксида серы  $SO_3$  в среднем составляет 1,4 %. Значения модуля А ( $SiO_2/Al_2O_3$ ) составляет 1,74. Кремниевый модуль В ( $Al_2O_3/SiO_2$ ) - 0,57. Значения модуля С ( $CaO/MgO$ ) в среднем равно – 3,13, модуля D ( $CaO/Fe_2O_3$ ) – 0,23, модуля М ( $(Al_2O_3+SiO_2)/(CaO+MgO+Fe_2O_3)$ ) – 2,16, а модуля N ( $(CaO+MgO-Fe_2O_3)/(CaO+MgO+Fe_2O_3)$ ) равно –0,53. Массовая доля серы ( $S_t^d$ ) в угле пласта  $I_8$  изменяется от 1,6 % до 5,4 %, при среднем значении 3,0 %. Уголь пласта относится к сернистому типу Закономерности в распределении серы в угле пласта не установлено. Преобладающим видом серы является сера минеральная –

61,3 %. Количество органической серы составляет 38,7 %. Выход летучих веществ ( $V^{\text{daf}}$ ), при среднем значении 41,6 %, по площади распространения пласта, колеблется от 31,4 % до 45,8 %. Закономерности изменения этого показателя по латерали не отмечено. Элементный состав угля находится в следующих пределах: ( $C^{\text{daf}}$ ) – 73,6 %, сумма азота и кислорода ( $N+O$ )<sup>daf</sup> по площади пласта изменяется от 18,9 % до 25,5 %, в среднем равно 22,9 %. Содержание водорода ( $H^{\text{daf}}$ ) колеблется от 4,2 % до 5,9 %, в среднем составляя 4,8 %. Высшая удельная теплота сгорания угля ( $Q_s^{\text{daf}}$ ) изменяется от 26,4 до 32,6 МДж/кг, в среднем составляет 29,6 МДж/кг. Уголь пласта является неспекающимся: индекс Рога и толщина пластического слоя ( $Y$ ) равны 0.

По классификации, которая действует в странах СНГ [5], уголь пласта  $I_8$  относится к каменному и имеет кодовый номер 0404000. Представлен маркой Д, подгруппой длиннопламенного витринитового. В соответствии с Госстандартом Украины [6] – уголь каменный и классифицируется как уголь марки Д. В соответствии с Международной системой кодификации [7] уголь пласта  $I_8$  относится к среднему рангу (каменный уголь) и характеризуется следующим кодом – 04 0 02 0 40 12 30 29.

**Пласт  $I_4$**  располагается на 60 м выше известняка  $L_1$ , от лежащего выше угольного пласта  $I_5$  он отделен 25–30 метровой толщей песчаников. Общая площадь пласта в пределах Лозовской перспективной площади составляет 90 км<sup>2</sup>. Площадь, где пласт имеет преимущественное значение, приурочено к западной половине участка и к его краевой части, то есть она разделена размывом на два обособленных участка; размер их составляет в целом 55,9 км<sup>2</sup>. Мощность угольного пласта в пределах промышленной площади изменяется от 0,60 до 1,16 м., с преобладанием мощностей – 0,8–1,0 м. На площади непромышленного значения мощность уменьшается до 0,10 м, минимальные мощности отмечены на участках примыкающих к размыву. Вблизи восточной границы участка расположена полоса размыва, проходящая через весь участок с севера на юг, шириной от 2 до 5 км. Пласт  $I_4$  имеет преимущественно простое строение. Сложное строение пласта отмечается в зонах, прилегающих к полосе размыва угольного пласта, а также в единичных случаях. При сложном строении пласт разделен одним, реже двумя прослоями соответственно на две, три пачки. Мощность породных прослоев изменяется в широких пределах, от 0,02 до 0,5 м. Представлены они аргиллитами и углистыми аргиллитами. Пласт может быть отмечен к относительно устойчивым. Глубина залегания пласта колеблется от 594,8 до 1320 м., возрастая с юго-запада на северо-восток, в сторону падения. Соответственно изменяются и абсолютные отметки почвы пласта, которые в пределах изученной площади колеблются от – 478,4 м. до – 982,0 м. Крутизна падения пласта постепенно возрастает в северо-восточном направлении. Кровля пласта представлена аргиллитами, изредка алевролитами, песчаник в кровле встречается преимущественно на площадях прилегающих к зоне размыва. Почва пласта сложена в основном аргиллитами и алевролитами, лишь в одном случае – песчаником.

Пласт  $I_4$  сложен чередованием полублестящего полосчатого, полуматового полосчатого и штриховатого угля. Во всех слоях наблюдается линзочки мягкого фюзена, особенно много их в полуматовых разновидностях. По вертикальным трещинам прослеживаются тонкие пленки пирита, а нижней части пласта встречаются миллиметровые линзочки пирита. По микроструктуре уголь пред-

ставляет собою чередование спорового кларена споровым дюрено – клареном и полосами витрена, с большим содержанием тонкой и утолщенной кутикулы. Гелифицированное вещество структурное, красновато-бурое. Местами наблюдаются рассеянные зерна пирита. Вещественный состав угля – клареновый, споровый с содержанием компонентов группы витринита (Vt) 84 %, семивитринита (Sv) – 1 %, инертинита (I) 6 % и липтинита (L) 9 %. Сумма отошающих компонентов ( $\Sigma$ ОК) равна 6,7 %. По петрографическому составу уголь пласта относится к классу гелитолитов и представлен липоидо-фюзинито-гелитовым типом. По методике И.В. Еремина, уголь пласта относится к слабо восстановленной группе. По методике ДонУГИ, уголь пласта близок к типу «б». Уголь слабо углефицирован. Показатель отражения витринита ( $R_o$ ) – 0,49 %. По значениям этого показателя, уголь относится к O3 классу метаморфизма и находится на O3 его стадии. По отдельным значениям этого показателя ( $R_o > 0,50$  %), уголь относится к 10 классу I стадии метаморфизма.

По площади распространения пласта показатели химико-технологических свойств изменяются в широком диапазоне. Массовая доля аналитической влаги ( $W^a$ ) изменяется от 3,2 % до 14,5 %, при среднем значении 7,3 %. Зольность угольных пачек ( $A_{п}^d$ ) колеблется от 5,1 % до 46,3 %, при среднем значении 17,8 %. Уголь относится к зольному типу. Минеральные примеси представлены кварцем, сульфидами железа, карбонатами и глинистыми минералами. По составу зола угля относится к кремнистому типу. В составе золы преобладают следующие оксиды:  $SiO_2$  (35,8 %),  $Al_2O_3$  (20,9 %),  $Fe_2O_3$  (12,2 %), CaO (10,8 %). Значения модуля A ( $SiO_2/Al_2O_3$ ) составляет 1,71. Кремниевый модуль B ( $Al_2O_3/SiO_2$ ) – 0,58. Значения модуля C ( $CaO/MgO$ ) в среднем равно – 3,6, модуля D ( $CaO/Fe_2O_3$ ) – 0,8, модуля M ( $(Al_2O_3+SiO_2)/(CaO+MgO+Fe_2O_3)$ ) – 2,2, а модуля N ( $(CaO+MgO-Fe_2O_3)/(CaO+MgO+Fe_2O_3)$ ) равно – 0,1. Массовая доля серы ( $S_t^d$ ) в угле пласта I<sub>4</sub> изменяется от 1,0 % до 3,4 %, при среднем значении 2,7 %. В целом, уголь пласта относится к сернистому типу. Доля минеральной серы составляет 55 %, органической серы – 45 %. Среднее значение выхода летучих веществ ( $V^{daf}$ ) – 41,7 %. Закономерности изменения этого показателя по латерали не установлено. Элементный состав угля находится в следующих пределах: ( $C^{daf}$ ) – 73,8 %. Сумма азота и кислорода ( $N+O$ )<sup>daf</sup> – 20,9 %, содержание водорода ( $H^{daf}$ ) колеблется от 4,7 % до 5,5 %, в среднем составляя 5,2 %. Высшая удельная теплота сгорания угля ( $Q_s^{daf}$ ) колеблется от 27.6 до 33,3 МДж/кг в среднем составляет 30.2 МДж/кг. Значения индекса Рога (RI) изменяются в пределах от 0 до 8. Толщина пластического слоя равна 0.

По классификации стран СНГ, уголь пласта I<sub>4</sub> относится к каменному и имеет кодированный номер 0404000. Представлен маркой Д, подгруппой длиннопламенного витринитового. В соответствии с Госстандартом Украины – уголь каменный, марки Д. В соответствии с Международной системой кодификации уголь пласта I<sub>4</sub> относится к среднему рангу (каменный уголь) и характеризуется следующим кодом – 04 0 02 0 40 17 27 30.

В целом уголь пластов свиты C<sub>2</sub><sup>6</sup> на территории Лозовской перспективной площади, характеризуется следующим содержанием компонентов: группа витринита (Vt) – 84,2 %, семивитринита (Sv) – 1,4 %, инертинита (I) – 7,8 % и липтинита (L) 6,6 %. По химико-технологическим свойствам уголь свиты – зольный – 15 %, сернистый – 3 %. Уголь слабо углефицирован. Показатель отражения витринита ( $R_o$ ) – 0,48 %.

Полученные результаты позволяют выявить особенности состава и качества углей свиты  $C_2^6$  данного участка. Установлено, что при одинаковой степени метаморфизма они по сравнению с углем Лозовского угленосного района характеризуются повышенным содержанием аналитической влаги ( $W^a$ ), зольности угольных пачек ( $A_{п}^d$ ), выходом летучих веществ ( $V^{daf}$ ) и пониженной высшей удельной теплотой сгорания угля ( $Q_s^{daf}$ ). В их петрографическом составе содержится меньше группы витринита и больше группы инертинита и липтинита.

### **Выводы**

1. Наибольшим площадным распространением с промышленной мощностью характеризуются угольные пласты  $l_4$  и  $l_8$ , а наименьшим пласт  $l_5$ .
2. Все угольные пласты характеризуются сложным многопачечным строением и наличием фациальных размывов.
3. По происхождению уголь относится к группе гумолитов. Согласно классификации ВСЕГЕИ, он принадлежит к классу гелитолитов, подклассу гелитов и представлен липоидо-фюзинито-гелитовым типом.
4. По вещественному составу уголь относится к группе смешанных кларенов и дюрено-кларенов.
5. Степень восстановленности углей меняется в широком диапазоне, от генетического типа «а» до генетического типа «в» (пласт  $l_5$ ,  $l_8$ ).
6. Уголь, как отдельных пластов, так и всей свиты в целом, относится к зольному и сернистому типу.
7. Стратиграфической закономерности в изменении метаморфизма, состава и качества углей не выявлено.
8. Установлены различия в составе и качестве углей изучаемой площади по сравнению с одновозрастным углем Лозовского угленосного района.
9. В соответствии с действующим в Украине стандартом, уголь относится к марке Д. По Международной системе кодификации он классифицирован как каменный уголь среднего ранга.
10. С учетом петрогенетических и химико-технологических свойств угля основными направлениями его использования является сжигание, глубинная термическая переработка и газификация.

### **Список литературы**

1. Петрография углей СССР. Основы петрографии углей и методы углепетрографических исследований. – Л.: Недра, 1982. – 191с.
2. Еремин И. В. Марочный состав углей и их рациональное использование / И.В. Еремин, Т.М. Броневец – М., 1994. – 254 с.
3. Еремин И. В., Лебедев В. В., Цикарев Д. А. Петрография и физические свойства углей. – М., Недра, 1980. – 263с.
4. ГОСТ 21489-76. Угли бурые, каменные и антрациты: разделение на стадии метаморфизма и классы по отражательной способности витринита. – М., 1982. – 3 с.
5. ГОСТ 25543-88. Угли бурые, каменные и антрациты: Классификация по генетическим и технологическим параметрам. – М., 1988. – 18 с.
6. ДСТУ 3472:2010. Вугілля буре, кам'яне та антрацит. Класифікація. – К., 2010. – 12 с.
7. Международная система кодификации углей среднего и высокого рангов. Издание ООН. В продаже под № R. 88. П.Е. 16.

*Рекомендовано до публікації д.г-м.н. Нагорним В.М.  
Надійшла до редакції 25.04.2012*

## МОРФОЛОГИЧЕСКИЕ ТИПЫ ФИТОГЕННЫХ ИЗВЕСТНЯКОВ СУДАКСКОГО СИНКЛИНОРИЯ (КРЫМ)

Впервые выявлены морфологические типы фитогенных известняков в Судакском синклинории Крыма, на основе изучения текстурно-структурных особенностей и геологической позиции района. Определена приуроченность фитогенных построек, образующих пространственно-генетическую зональность, к переходу от глубоководных фаций к мелководным.

Вперше виявлені морфологічні типи фітогенних вапняків в Судакському синклінорії Криму, на основі вивчення текстурно-структурних особливостей і геологічної позиції району. Визначено приуроченість фітогенних будівель, що утворюють просторово-генетичну зональність, до переходу від глибоководних фаций до мілководних.

For the first time revealed the morphological types of limestone in phytogenic Sudak Crimea synclinorium, based on a study textural and structural features and geological position of the district. Determined the association of phytogenic buildings that make up the genetic spatial zoning, the transition from deep to shallow facies.

**Постановка проблемы.** Фитогенные известняки генетически связаны с жизнедеятельностью растительных организмов, цианобактерий и водорослей. Они являются долгожителями Земли, так как формируются на протяжении всей ее геологической истории, т.е. от докембрия до настоящего времени. Благодаря своей устойчивости и повторяемости они широко используются при расчленении и корреляции данных образований.

В настоящее время на территории Европы выявлено несколько сот местонахождений фитогенных образований, представляющих широкий спектр самых разнообразных построек. Большая их часть приурочена к существенно карбонатным образованиям архея и протерозоя. Наиболее изученными из них являются постройки рифейского возраста.

Мезозойские известняки являются неотъемлемой частью рифовых построек, которые охватывают по возрасту всю верхнюю юру и простираются с востока на запад от Кавказа, через Южную Польшу, ФРГ, изгибаясь на юг через Юрские горы Швейцарии и Франции. Поэтому изучение фитогенных известняков в Крыму важно для палеорекопструкций рифовых построек в европейской части. Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- определить виды и разновидности фитогенных построек.
- площадь распространения отдельных видов
- определить минералого-петрографические особенности каждой разновидности
- условия произрастания водорослей и механизм образование карбоната.

**Результаты изучения.** Карбонатные верхнеюрские породы Судакского синклинория описаны в работах Д. В. Соколова и М. В. Муратова (1969) как кораллово-водорослевые известняки. Они образуют небольшие разобщенные в пространстве массивы в виде резко возвышающихся холмов. Залегают они на мощной толще (5–8 км) средне- и верхнеюрских флишеподобных глинистых породах и конгломератах. Складки, осложняющие строение синклинория, опрокинуты к югу, что указывает на сползание всей структуры в сторону моря.

Известняки образуют разобщенные в пространстве массивы Караджа, Орел, Сокол, мыс Алчак, размер которых составляет первые сотни квадратных метров. Массивы сложены карбонатными породами темно-серого цвета и входят в состав Главной гряды Крымских гор. Для них характерен специфический запах сероводорода, выделяемый при резке, шлифовке и полировке.

По обе стороны Судакского синклиория прослеживаются мраморизованные известняки карбонатного и глинисто-карбонатного состава, светло-серого цвета с коричневыми и красновато-бурыми оттенками.

При более детальном изучении внутреннего строения карбонатных пород установлена их приуроченность к фитогенным образованиям, т.е. продуктам жизнедеятельности растительных организмов и водорослей.

Согласно классификации Маслова В.П. (1960) и Riding (1991) фитогенные известняки Крыма подразделяются на две основные группы: строматолиты; известковые водоросли.

**Строматолиты** – сложные по морфологии и внутренней структуре, слоистые карбонатные образования, которые обязаны своим происхождением жизнедеятельности определенных сообществ синезеленых водорослей и цианобактерий, осаждающих и концентрирующих карбонатное вещество различными способами. Строматолиты состоят из кальцита; второстепенную роль играют мелкие терригенные зерна и глинистое вещество, рассеянные в карбонатной массе.

В свою очередь группа строматолитов подразделяется по текстурно-структурным признакам на: желваковые (веерообразные), волнистые (облакообразные), сгустковые с неясной слоистостью и онколиты.

Строматолит желваковый (веерообразный) группы *Collenia flabelliformis granulosa*, Masl (Маслов В.П. 1960г.) – представлен карбонатным образованием, имеющим темно-серый цвет, обусловленный примесью углистого и органического вещества, и натечную форму образования в виде почек (желваков) размером от 2,5 до 4 см. В центральной части каждого желвака находится кальцитовое ядро, представленное обломком органики. Поверхность почек покрыта тонкой карбонатной коркой темно-серого цвета с немногочисленными белыми пятнами в виде известкового налета. В отполированных срезах четко просматриваются концентрически-зональные слои, различной окраски, от черных до светло-серых. Слои представлены в виде неправильно извивающихся нитей и сгустков. Порода сильно трещиновата. Трещины нитевидные (до 1 мм) и переплетены между собой. По химическому составу относятся к обычным карбонатным породам:  $\text{SiO}_2$  – 7,7;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 0,42;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  – 0,90;  $\text{FeO}$  – 0,75;  $\text{TiO}_2$  – 0,045;  $\text{P}_2\text{O}_5$  – 0,030;  $\text{MnO}$  – 0,03;  $\text{CaO}$  – 48,0;  $\text{MgO}$  – 1,75;  $\text{SO}_3$  – 0,321;  $\text{K}_2\text{O}$  – 0,1;  $\text{Na}_2\text{O}$  – 0,2.

Волнистые (облакообразные) строматолиты относятся к группе пластовых строматолитов *Collenia nubeculartformis glebulosa* (Маслов В.П. 1960 г.). Порода представлена серым мраморизованным известняком с волнистым (облакообразным) рисунком. Волнистая текстура обусловлена выпуклыми вверх слоями (буграми) до 2 см в ширину, располагающимися один над другим. По форме слои облаковидно-неправильные, в нижней части представлены более темным серым цветом, а кверху постепенно осветляются в светло-серый цвет по направлению к следующему слою. Хим. состав:  $\text{SiO}_2$  – 0,6;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 0,22;

$\text{Fe}_2\text{O}_3$  – 0,28;  $\text{FeO}$  – 0,46;  $\text{TiO}_2$  – 0,015;  $\text{P}_2\text{O}_5$  – 0,109;  $\text{MnO}$  – 0,04;  $\text{CaO}$  – 53,2;  $\text{MgO}$  – 1,05;  $\text{SO}_3$  – 0,194;  $\text{K}_2\text{O}$  – <0,1;  $\text{Na}_2\text{O}$  – 0,05. В шлифах просматривается биоморфная, пятнистая текстура и от микро- до среднезернистой микроструктура. Порода на 100 % сложена кальцитом: 10 % – это мелкозернистые агрегаты, размером 0,5-1 мм, расположенные хаотично и выполняющие овоиды раковин, для них характерна совершенная спайность по ромбоэдру. Показатели преломления:  $n_g=1,486$ ;  $n_p=1,658$ , величина двупреломления 0,172; 90 % – это пелитаморфный кальцит желтовато-серого цвета в виде комковатых выделений, цементирующий скопления раковин.

Строматолиты сгустковые с неясной слоистостью обладают темно-серым цветом и сложной текстурой с неясно выраженными слоями в виде разводов и сгустковых скоплений. Слои образуют облачный рисунок и имеют вид неправильно изогнутых нитей почти черного цвета, за счет насыщения карбоната углистым и органическим веществом. В некоторых местах нити образуют небольшие (до 3 см) столбики, состоящие из близкорасположенных веерообразных слоев. В отполированном срезе просматриваются немногочисленные мелкие трещинки, заполненные мелкозернистым желтоватым кальцитом. Внешняя поверхность породы покрыта мелкозернистой карбонатной коркой желто-коричневого цвета. Микроструктура строматолита пелитоморфная, от микро до крупнозернистой. Порода полностью состоит из кальцита: 15 % – это мелкозернистые агрегаты кальцита, размером 0,01–0,1 мм и совершенной спайностью по ромбоэдру, показатели преломления:  $n_g=1,486$ ;  $n_p=1,658$ , величина двупреломления 0,172; 85 % породы – это пелитоморфный кальцит желтовато-серого цвета в виде комковатых выделений, выполняющих скопления раковин.

Онколиты представлены светло-серыми и серыми породами в виде округлых шаровидных образований неправильной формы (2–2,5 см), внутри которых наблюдаются зародыши, представленные мраморизованными известняками. Шаровидные образования сцементированы между собой карбонатным тонкозернистым кальцитом с примесью органического и глинистого вещества. Границы округлостей неправильные, иногда имеют извилистый вид. Цвета слоев чередуются от темно-серого по контуру онколита и до желтовато-серого и почти белого. В отполированных образцах просматриваются немногочисленные трещинки, проходящие по контуру шаровидных округлостей.

Структура сгустковая с элементами реликтовой и органогенной. Порода представлена в целом (на 80 %) микритовым матриксом, состоящим из тонкозернистого кальцита с примесью органического вещества и глинистых минералов. До 20 % объема приходится на раскристаллизованный кальцит, выполняющий поры и замещивший фрагменты органических остатков, с размером зерен 0,1–0,2 мм. Кальцит такой же размерности замещает фрагменты органических остатков. На отдельных участках наблюдаются ромбоэдры доломита.

**Известковые водоросли** по текстурно-структурным особенностям подразделяются на: лепешкообразные, лентообразные (канатообразные) и клубкообразные.

Лепешкообразные известковые водоросли представлены плоскими слабо-выпуклыми «лепешками», утолщенными на краях. Порода имеет буровато-

черный цвет со слабовыраженной слоистостью. Слои тонкие, до 2–3 мм, некоторые из них имеют более светлую окраску. Известняк рассечен тонкими нитевидными трещинами размером до 1,5 мм, замещенных светло-серым кальцитом. Трещины представлены двумя генерациями и имеют секущий характер по отношению друг к другу. При изучении образцов под лупой четко просматривается клетчатое строение водорослевой ткани. На поверхности каждой «лепешки» образуется известковая корка серовато-белого, а иногда желтоватого цвета, на поверхности которой просматривается четко выраженная зональность. Данному виду известковых водорослей присуща плотная, пятнистая текстура. Структура от микро- до мелкозернистой. Порода на 100 % сложена кальцитом: 90 % – пелитоморфный кальцит желтовато-серого цвета, представленный в виде комковатых выделений; 10 % – мелкозернистые агрегаты размером 0,01–0,1 мм, расположенные хаотично и имеющие вид неправильно-округлых обособлений. Для этого кальцита характерна совершенная спайность по ромбоэдру. Показатели преломления:  $n_g=1,486$ ;  $n_p=1,658$ , величина двупреломления 0,172.

Лентообразные (канатообразные) известковые водоросли представлены светло-серыми и молочно белыми образованиями, залегающими в обнажении в виде лент (канатов) и имеющими плотную, биоморфную текстуру.

Молочно-белые разновидности представляют собой породы, полностью заполненные серовато-белым кальцитом, замещающим водорослевой скелет. Водорослевые фрагменты сильно перекристаллизованы, поэтому четкого клетчатого строения в них не видно, в образцах просматриваются лишь мелкие (до 0,5 мм) поры, замещенные светло-серым кальцитом и отдаленно напоминающим строение клеток ткани водоросли.

Светло-серые разновидности представлены известковыми «лентами» (канатами), имеющими внутреннее узорчатое строение, представленное в виде кустообразных ветвей водоросли. Сечения «веточек» представлены в виде тонких (до 1 мм) полосок, заполненных светло-серым кальцитом, пересеченных через каждый мм горизонтальной перегородкой перпендикулярно оси. Кальцит, цементирующий ветвление водоросли представлен мелкозернистым пелитоморфным карбонатом темно-серого цвета.

Минеральный состав: 10 % породы – среднезернистые бесцветные агрегаты кальцита, размером 0,1–1 мм и совершенной спайностью по ромбоэдру. Показатели преломления:  $n_g=1,486$ ;  $n_p=1,658$ , величина двупреломления 0,172; 90 % – пелитаморфный кальцит желтовато-серого цвета в виде комковатых выделений.

Клубкообразные известковые водоросли – рыхлые, серые известняки, состоящие из окаменелых водорослей, переплетенных в виде клубка червей. Среди водорослей наблюдаются обломки раковин. Порода имеет глинистый цемент, поэтому легко разрушается в воде и плохо полируется. В водорослях установлен пирит, образующий каемки по контуру водоросли, а также мелкую вкрапленность внутри. Полости водорослей заполнены терригенным (глинисто-песчаным) материалом. Форма водорослей округлая, на поверхности наблюдается штриховка. В шлифах просматривается пятнистая, биоморфно-обломочная, беспорядочная текстура и пелитаморфная, от микро до среднезер-

нистой микроструктура. Минеральный состав: кальцит – 60 %, кварц – 15 %, глауконит – 10 %, плагиоклаз – 5 %, органическое вещество.

**Обсуждение результатов.** Результаты исследований позволили выделить две генетические группы фитогенных известняков – многоклеточные (водорослевые) и одноклеточные (строматолиты), которые в пределах Судакского синклинория образуют пространственно-генетическую зональность от глубоководных фаций к мелководным.

Водорослевые известняки слагают горные массивы (Капчик, Алчак, Сокол, Орел), расположенные вдоль береговой линии моря. Причем водоросли, как показывают изучение разрезов в горных массивах Сокол и Орел, распределяются в определенной последовательности. В нижней части разреза залегают известняки, сформированные за счет канатообразных (многоклеточных) водорослей, обитание которых происходит на глубине 12 м (ниже линии отлива) и в длину водоросли достигают 5 и более метров (подводный лес).

Вершины массивов Сокол и Орел сложены известняками, сформированные за счет лепешкообразных водорослей. Глубина произрастания, которых происходит на более мелких глубинах (5–10 м), т.е. на линии отлива. Естественное залегание известковых водорослей можно наблюдать с северной стороны массива, где водорослевые отдельности образуют слабо сцементированную природную кладку, легко разрушаемую при ударе молотком. Со стороны моря наблюдается гладкая отвесная стена – это, по сути, зеркало скольжения по которому произошло смещение южной части массива.

Массивы (Капчик, Алчак), выступающие в море в виде мысов сложены, в основном, канатообразными водорослями, но иногда встречаются и фрагменты ветвистых.

Механизм превращения водорослей в известняки осуществляется с помощью органического способа. Различают три способа выделения извести:

- биохимический способ – осуществляется благодаря жизнедеятельности растительных организмов, изменяется рН окружающей воды и известь выпадает в виде химического осадка снаружи клеток.

- при физиологическом способе организм поглощает раствор извести в одном участке слоевища и выделяет твердый известковый чехол на поверхности слоевища.

- при органическом способе водоросль отлагает известь внутри клетки часто в соединении с органическим веществом.

Бактериальные (одноклеточные) водоросли сформировали массив Караджа, который находится в 5,6 км от береговой линии. Массив представляет собой биогерм с абсолютной отметкой от 89 до 202 м, площадью 0,12 км<sup>2</sup>. Основная масса массива – известняк от темно-серого цвета до серого. Плотный. Сильно трещиноват. Часто пронизан сетью кальцитовых жил до 5 см с рыжими разводами (пирит окисленный). Изредка встречаются жеоды выполненные кристалликами кальцита.

Массив, как показало детальное изучение, неоднороден по своему строению. Наблюдаются волнистые разновидности, сферические отдельности разме-

ром до 1,5 м., чаще 30 см и менее. После шлифовки и полировки образует слоистое строение и относится к строматолитам.

Строматолитовые образования типичны для отложений, формировавшихся в условиях литорали и сублиторали, в основном приливно-отливных зон лагун и заливов, защищенных от влияния волн и течений открытого моря и характеризующихся переменной соленостью.

Строматолиты росли на дне морских или пресноводных водоемов, в условиях хорошей освещенности, на мелководье. Скорость их роста превышала скорость седиментации в окружающей среде, поэтому они обычно возвышаются над дном водоема. Образование строматолитов тесно связано с действием комплекса различных процессов, среди которых основными являются биохимические и физико-химические, а подчиненными – механическое осаждение вещества.

Биохимические процессы вызваны деятельностью двух групп организмов – цианобактерий и бактерий-деструкторов. Цианобактерии или синезеленые водоросли поглощают из растворов, насыщенных кальцием, углекислый газ, что приводит к увеличению значения РН и, как следствие этого, биохимическому осаждению вещества. Осаждение вещества происходит на поверхности цианобактериальных матов, форма которых отражена в морфологии строматолитов. Форма строматолитовых слоев определяется не только морфологией водорослевых пленок и матов, но и скоростью осаждения вещества и рельефом дна.

В отличие от цианобактерий, накапливающих известь в виде корковых наслоений, бактерии-деструкторы разлагают водорослевую биомассу, которая первоначально заключена внутри них. Это приводит к образованию пустот, форма, размер и расположение которых определяется составом бактериальных колоний и характером их деструктивной деятельности. Эти пустоты позднее, в диагенезе, залечиваются осадком, выделяющимся из поровых растворов; они в значительной мере определяют микроструктуру строматолитового слоя.

#### **Выводы:**

1. В результате жизнедеятельности одноклеточных и многоклеточных водорослей образуется карбонат и с другой стороны фитогенный материал. Последний в результате гниения образуют сероводород, который является главным критерием при отнесении изучаемых известняков к фитогенным известнякам.

2. В пределах Судакского синклинали устанавливается три фации фитогенных известняков: ниже линии отлива формируются канатообразные водорослевые известняки, на линии отлива и прилива – лепешкообразные водорослевые известняки, выше линии отлива – строматолиты.

#### Список литературы.

1. Маслов В.П. Строматолиты / М.: РИСО АН СССР, 1960. – 168 с.
2. Ископаемые известковые водоросли (морфология, систематика, методы изучения) / [Чувашов Б.И., Лучинина В.А., Шуйский В.П. и др.] – Новосибирск: Наука, 1987. – 225 с.
3. Атлас структурных компонентов карбонатных пород / [Фортунова Н.К., Карцева О.А., Баранова А.В., Агафонова Г.В., Офман И.П.] – М.: ВНИГНИ, 2005. – 440 с. - ISBN 5-900941-14-0.

*Рекомендовано до публікації д. г.-м.н., Додатком О.Д.  
Надійшла до редакції 25.04.2012*

© О.В. Орлінська, Д.С. Пікареня, Н.М. Максимова, Г.В. Гапіч, В.М. Іщенко

## ОЦІНКА МІЦНОСТНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ГРУНТОВИХ ДАМБ МЕТОДОМ ПРИРОДНОГО ІМПУЛЬСНОГО ЕЛЕКТРОМАГНІТНОГО ПОЛЯ ЗЕМЛІ

Приведены результаты опытно-методических работ методом естественного импульсного электромагнитного поля Земли на 4 грунтовых дамбах в Синельниковском районе Днепропетровской области. Доказана эффективность применения метода для оценки прочностных свойств грунтовых дамб.

Наведені результати дослідно-методичних робіт методом природного імпульсного електромагнітного поля Землі на 4 ґрунтових дамбах Синельниківського району Дніпропетровської області. Доказана ефективність застосування методу для оцінки міцностних властивостей ґрунтових дамб.

There are results of experimental and methodology field works approach of natural momentum of the electromagnetic field of Earth on the four groundwater dams, which situated in Sinel'nikovsky district of the Dnepropetrovsk region. The efficiency of using this groundwater dams is proved.

**Вступ.** Переважна більшість гідротехнічних споруд (ГТС) на водогосподарських об'єктах нашої країни збудована у середині минулого сторіччя [1]. Оцінка міцностних властивостей ґрунтових гребель ставків, водо-, шламо- та хвостосховищ є актуальною проблемою забезпечення техногенної та екологічної безпеки їх експлуатації і захисту гідросфери регіону, в якому вони розташовані, від забруднюючих речовин та негативної дії води. Ця ситуація ускладнюється багатьма чинниками: значним старінням гідротехнічних споруд; активізацією сучасних геологічних процесів як під тілом ГТС, так і в прилеглих породах, що викликано значним тиском ГТС і водосховища на ґрунти основи, ефектами обводнення ґрунтів і кристалічних порід, розущільненням порід; достатнім часом дії ГТС на геологічне середовище для помітного прояву деформаційних процесів; значним замуленням дна водосховищ, що викликає надмірний тиск обводненого ґрунту на тіло ГТС; передачею значної частини дрібних ГТС в оренту, що знижує можливість моніторингу їх стану.

Геодезичні методи дослідження міцностних властивостей і напружено деформаційного стану дамб є дуже дорогим, а тому переважна більшість ґрунтових дамб перевіряється 2 рази на рік тільки візуально, що не дозволяє достовірно оцінити їх міцності властивості. Для визначення шляхів фільтрації, розвинених порушень та тріщинуватості у тілі дамби можливо використовувати геофізичні методи, які в порівнянні з геодезичними та гідрогеологічними є більш швидкими і дешевшими.

**Мета та завдання досліджень.** З метою визначення можливостей нового геофізичного методу для швидкого та ефективного визначення і оцінки технічного стану гідротехнічних споруд авторами були проведені дослідно-методичні роботи методом природного імпульсного електромагнітного поля Землі (ПІ-ЕМПЗ) на чотирьох дамбах Синельниківського району Дніпропетровської обла-

сті. Цей метод широко застосовується для пошуків води, рудних корисних копалин, зон підвищеної фільтрації і тріщинуватості, добре зарекомендував себе на багатьох геологічних та інженерно-технічних об'єктах. Підставою для застосування методу є відома закономірність – в обводнених зонах та зонах розущільнення відбувається поглинання електромагнітних імпульсів, що відображується зменшенням щільності потоку імпульсів магнітної складової ПЕМПЗ.

Для спостереження природного імпульсного електромагнітного поля Землі на ґрунтових греблях Синельниківського району використовувався прилад "СІМЕІЗ". Схема розташування гребель наведена на рис. 1. Зйомка проводилась за 3-ма антенами: дві розташовані горизонтально по азимутах північ-південь, захід-схід, а третя спрямована вертикально вниз. Мережа профілів та точок спостережень визначалась шириною та довжиною кожної дамби, де проводились дослідно-методичні роботи.

*Гребля ставка-водосховища "Старовишневецьке"*. Ставок відноситься до руслового типу, відмітка води знаходиться на рівні 130,0 м, площа складає 3,25 га, об'єм води – 68,3 тис. м<sup>3</sup>. Водне дзеркало має периметр 1,11 км при довжині 0,49 км та середній ширині 0,07 км, глибина становить в середньому 2,1 м при максимальній 3,1 м. Гребля знаходиться на відмітці 131,3 м, її довжина 118 м, ширина – 3 м, максимальна висота – 4,40 м. протяжність дамби – 380 м. Складена дамба суглинками та глинами, верховий та низовий укоси задерновані. В тілі дамби знаходиться сталева трубчаста водоскидна споруда діаметром 400 мм та довжиною під греблею 6 м.

Польові дослідження проводилися в два етапи. На першому етапі проведено візуальне обстеження дамби, під час якого виявлено, що водоскидна труба перехилена в сторону нижнього б'єфу, а під нею спостерігаються обвальні явища та розмив тіла дамби, за рахунок чого ширина проїзної частини гребня зменшилась до 1,5 м. В правій частині греблі чутно шум води, яка через зони підвищеної проникності тіла греблі виходить у нижній б'єф. Другий етап роботи складався з польових досліджень методом ПЕМПЗ. Для цього на дамбі було розбито 5 профілів вздовж тіла дамби. Кінцеві точки профілів фіксувались за допомогою GPS. Відстань між профілями становила 2 м, між точками спостереження – 2 м, кількість точок спостереження – 600 шт. Сигнал ПЕМПЗ одночасно фіксувався двома горизонтальними антенами, які орієнтовані в меридіональному та широтному напрямках та вертикальною, орієнтованою перпендикулярно тілу дамби. За підсумками польових спостережень для кожної антени побудовані карти щільності потоку імпульсів магнітної складової ПЕМПЗ, в основу яких покладена кількість імпульсів за час вимірювання. Найбільш інформативною виявилася карта, що побудована за вимірами антени меридіонального (Пн-Пд) напрямку (рис. 2).

Інтерпретація результатів досліджень та аналізу карти-схеми дозволили виділити такі порушені ділянки в тілі дамби:

– зона розташування водоскидного трубопроводу (поз. 1 на рис. 2) та виходу фільтраційного потоку на денну поверхню у правій частині греблі (поз. 2 на рис. 2). Обидві зони відмічаються візуально та фіксуються зниженими значеннями ПЕМПЗ.



Рис. 1. Оглядова карта району досліджень з врізками вигляду водосховищ з супутника (інтернет-портал Google Earth). Цифрами показані водосховища: 1 – Старовишневецьке, 2 – Роздольське, 3 – Великомихайлівське, 4 – Афанасівське.

– зона, яка розташована між водоскидною трубою та витоком води, що дронується через тіло дамби у НБ (поз. 3 на рис. 2) та ділянки невеликої фільтрації і водонасичення у місцях примикання тіла дамби до берегової лінії (поз. 4 на рис. 2). Ці зони підвищеної фільтрації та водонасичення ґрунту тіла дамби неявні, визначаються за результатами зйомки ПЕМПЗ завдяки лінійному розташуванню знижених значень щільності потоку електромагнітних імпульсів.

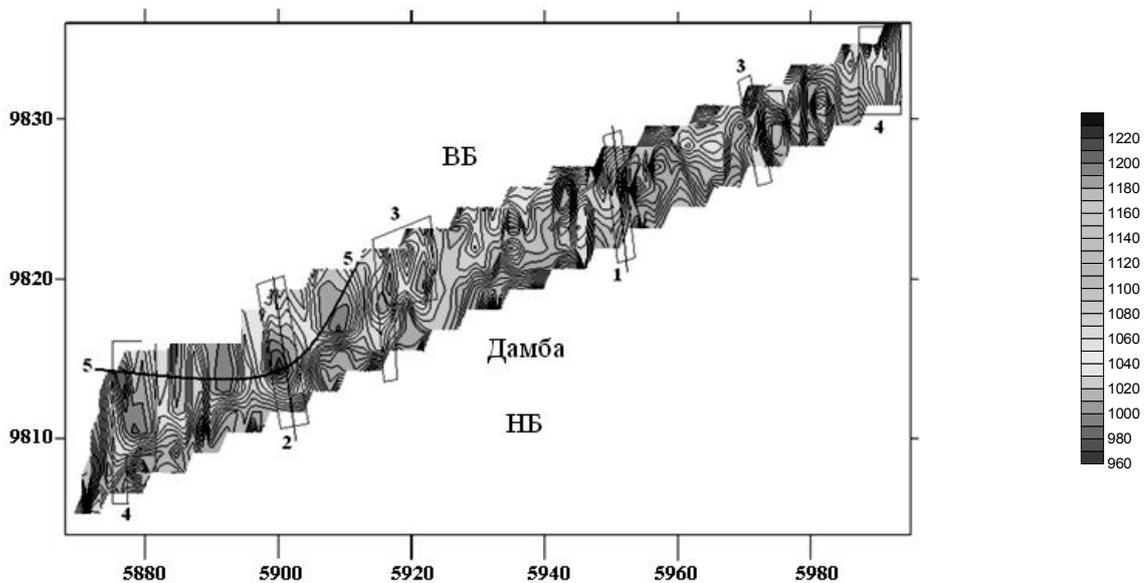


Рис. 2. Карта-схема щільності потоку магнітної складової ПЕМПЗ за даними вимірів по горизонтальній антені Пн-Пд. Система координат умовна в метрах. Вісь У спрямована на північ, вісь Х – на схід. Градаційна шкала характеризує кількість імпульсів ПЕМПЗ. Прямокутниками позначені зони підвищеної тріщинуватості і розущільнення ґрунту в тілі дамби. Чорна лінія – зона розмиву верхньої частини гребня дамби. ВБ та НБ – верхній та нижній б'єфи дамби відповідно

– зона розмиву верхньої частини гребня дамби (поз. 5 на рис. 2). Це найбільш небезпечна ділянка, вона розташована біля виходу фільтраційного потоку у нижній частині тіла дамби та добре проявлення як ділянка понижених значень сигналу ПЕМПЗ, що охоплює майже половину потужності ГТС. Положення зони розмиву біля верхнього б'єфу та її розповсюдження в тіло греблі свідчить про наявність процесу проникнення води зі ставка по зонах розущільнення та техногенної тріщинуватості. Додатковим чинником прояву цього процесу є обвальні-ерозійні явища у нижньому б'єфі.

Розрахунки параметрів можливого прориву дамби, які виконані за методикою, наведеною в [1] показують, що при ширині зони прориву біля 7 метрів час спорожнення водосховища становитиме 0,09 годин (5,4 хв.), висота хвилі прориву становитиме 1,8 м; через 0,15 годин хвиля підійде до об'єкту економіки (с. Старовишневецьке), яке розташоване на відстані 9 км.

*Дамба водосховища "Роздольське"* (рис. 1–2). Довжина руслового водосховища складає 4,0 км, ширина – 0,9-0,32 км. Водне дзеркало має площу 130,0 га при максимальній глибині 5,5 км, а середній – 2,14 м. у водосховищі сконцентровано 2,78 млн. м<sup>3</sup> води. Протяжність греблі – 1,1 км.

Під час візуального обстеження було виявлено, що загальний стан дамби справляє нормальне враження, явних порушень в тілі дамби немає; у лівій частині дамби, через бетонну частину водопропускної споруди, що знаходиться нижче рівня води у верхньому б'єфі (ВБ), відбувається перетік води зі значною витратою та тиском у НБ. Це призводить до руйнації та деформації водопропускної споруди.

Полеві дослідження проводились методом ПЕМПЗ. Відстань між профілями становила 2 м, між точками – 2 м. Точки профілю фіксувались за допомогою GPS. Кількість точок на об'єкті дослідження, що фіксуються приладом становить 945 шт.

За даними ПЕМПЗ побудовані карти щільності потоку магнітної складової за трьома антенами. Найбільш інформативною є карта щільності потоку магнітної складової ПЕМПЗ, яка отримана з антени Пн-Пд.

Аналізуючи карти щільності потоку можна сказати, що загальний стан дамби, як і при візуальному обстеженні, цілком задовільний, але в центральній частині дамби за даними ПЕМПЗ виділяються зони обводнення і дренажу води через тіло дамби у НБ. Ймовірно, це пов'язано з тим, що нижній б'єф характеризується зоною максимального пониження в рельєфі, де вода, що дренується, накопичується і виходить на денну поверхню.

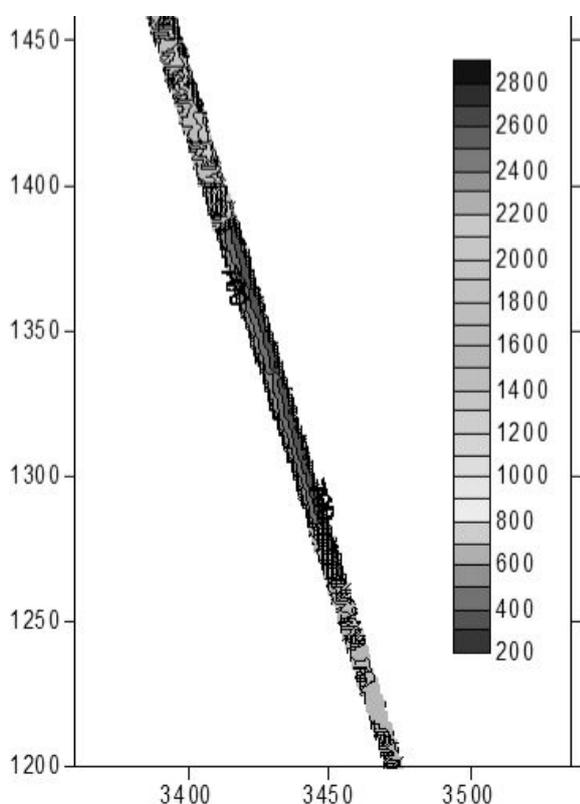


Рис. 3. Фрагмент карти-схеми щільності потоку імпульсів магнітної складової ПЕМПЗ за даними спостережень на горизонтальній антені Пн-Пд. Система координат умовна в метрах. Вісь У спрямована на північ, вісь Х – на схід. Градаційна шкала характеризує кількість імпульсів ПЕМПЗ.

Розрахунки параметрів можливого прориву дамби показують, що при ширині зони прориву 10 метрів час спорожнення водосховища становитиме 3,9 годин, висота хвилі прориву становитиме від 2 м у зоні прориву до 1,1 м в місті впадання у р. С. Терса, яка розташована на відстані 12 км і до якої хвиля підійде через 1,7 годин. При цьому час проходження проривної хвилі становитиме 3,9 годин.

*Дамба водосховища "Великомихайлівське"* (рис. 1–3). Довжина руслового водосховища складає 30,9 км, максимальна ширина – 0,9 км, середня – 0,28 км. Водне дзеркало має площу 72,0 га при повному об'ємі 16,5 млн. м<sup>3</sup>. Довжина ґрунтової дамби складає 650 м.

Під час візуального обстеження було виявлено, що загальний стан дамби задовільний, явних порушень немає; проїзна частина дамби у задовільному стані з твердим асфальтним покриттям.

Полеві дослідження ПЕМПЗ проводились аналогічно попереднім дамбам. Відстань між профілями становила 5 м, між точками – 5 м. Точки профілю фіксувались за допомогою GPS. Кількість точок спосте-

режень на об'єкті досліджень становить 329 шт. За даними ПЕМПЗ побудовані карти щільності потоку магнітної складової за трьома антенами. Найбільш інформативною є карта щільності потоку магнітної складової ПЕМПЗ, яка отримана з горизонтальної антени Пн-Пд (рис. 4).

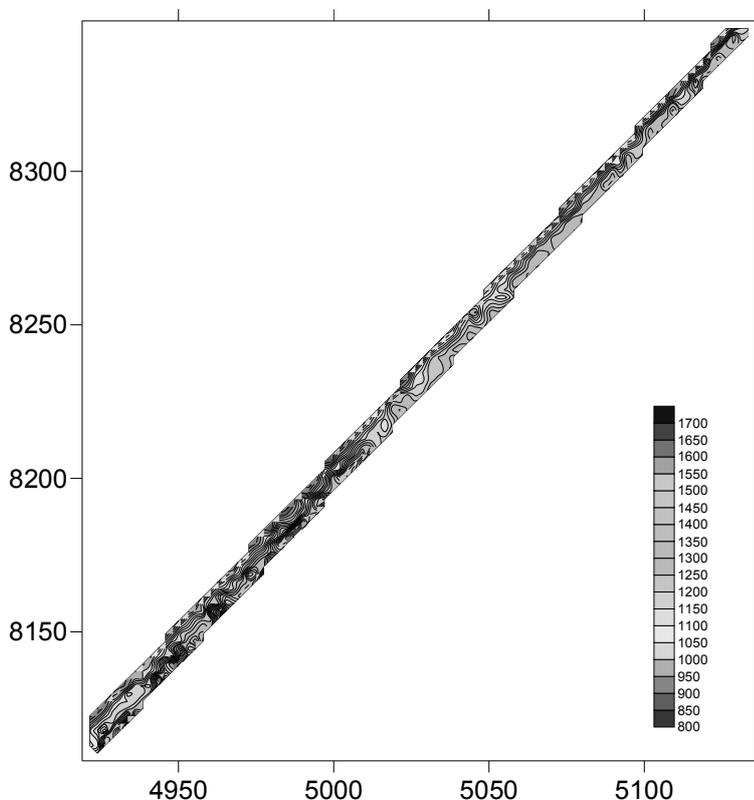


Рис. 4. Карта-схема щільності потоку імпульсів магнітної складової ПЕМПЗ за горизонтальною антеною орієнтування Пн-Пд.

Система координат умовна в метрах.

Вісь У спрямована на північ, вісь Х – на схід.

Градаційна шкала характеризує кількість імпульсів ПЕМПЗ.

Аналізуючи карти щільності потоку магнітної складової ПЕМПЗ можна відмітити, що загальний стан дамби, як і при візуальному обстеженні, цілком задовільний. В лівій частині зі сторони НБ виявлені зони обводнення тіла дамби, в яких спостерігається часткове її просідання, підйом ґрунтових вод, активний ріст рослинності. Ймовірним джерелом обводнення цих зон може бути також водовід, що проходить у нижньому б'єфі паралельно дамбі, адже в місці влаштування оглядового колодязя відбувається активний витік води крізь засувку.

Розрахунки параметрів можливого прориву дамби показують, що при ширині зони прориву 20 метрів час

спорожнення водосховища становитиме 7,6 годин, висота хвилі прориву становитиме від 5 м у зоні прориву до 2 м в тилівій частині водосховища «Воронезьке», яке розташоване на відстані 13,5 км. До нього хвиля підійде через 1,9 годин, при цьому час її проходження становитиме 12,9 годин.

*Дамба водосховища "Афанасівське" (рис 1–4).* Польові дослідження проводились аналогічно попереднім дамбам.

Під час візуального обстеження було виявлено, що загальний вигляд дамби незадовільний, немає чітких контурів, адже в деяких місцях дамба нерівномірна по ширині; проїзна частина в незадовільному стані, спостерігаються розмиви та звуження дорожнього полотна.

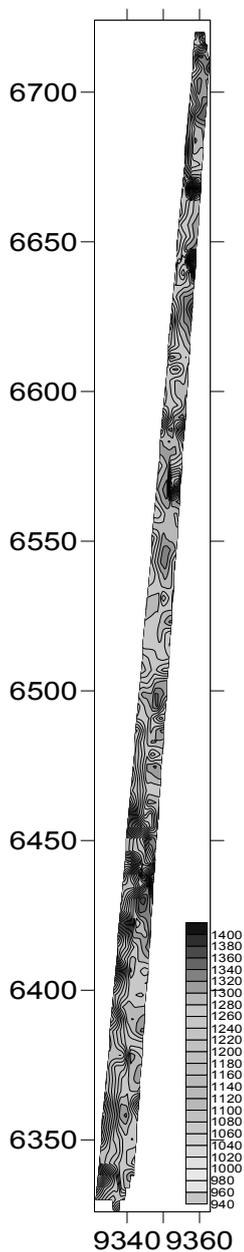


Рис. 5. Карта-схема щільності потоку імпульсів магнітної складової ПЕМПЗ. Система координат умовна в метрах. Вісь У спрямована на Пн, вісь Х – на схід. Градаційна шкала характеризує кількість імпульсів ПЕМПЗ.

За даними спостережень ПЕМПЗ побудовані карти щільності потоку магнітної складової за трьома антенами. Найбільш інформативною є карта щільності потоку магнітної складової ПЕМПЗ, яка отримана з антени Пн-Пд (рис. 5).

Аналізуючи результати польових досліджень, можна сказати, що на відміну від візуального обстеження, дамба знаходиться у цілком задовільному стані. Щільність потоку магнітної складової вказує на те, що вся дамба зазнає рівномірного навантаження по всій довжині, тому напружений стан однорідний по всьому периметру. Цілком можливо, що такий розподіл навантаження і відсутність суттєвих зон обводнення викликаний численною та рівномірною рослинністю (дерева та чагарники), яка закріплює ґрунти тіла дамби.

Розрахунки параметрів можливого прориву дамби показують, що при ширині зони прориву 15 м час спорожнення водосховища становитиме 2,6 год., висота хвилі прориву становитиме від 11 м у зоні прориву до 2,9 м в місці впадіння в р. Дніпро, яке розташоване на відстані 9 км. До нього хвиля підійде через 1,25 годин, при цьому час її проходження становитиме 2,6 год.

**Висновки.** Результати польових досліджень ПЕМПЗ по обстеженню ґрунтових дамб довели ефективність цього методу для оцінки їх міцностних властивостей. Низька собівартість, швидкість і результативність робіт дозволяє використовувати метод разом з візуальним обстеженням для перевірки стану дамб на невеликих водосховищах.

#### Список літератури

1. [http://www.nntu.ru/RUS/otd\\_sl/gochs/posobiya/posob7/posob7glava1\\_2\\_1\\_3.htm](http://www.nntu.ru/RUS/otd_sl/gochs/posobiya/posob7/posob7glava1_2_1_3.htm)

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 20.04.2012*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ТЕХНОГЕННОЙ СРЕДЫ С ОЧИСТНЫМИ РАБОТАМИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Рассмотрены различные формы образования техногенных зон вокруг горных выработок, находящихся в выемочных полях впереди подвигания очистных забоев и распределение напряжений при приближении зон опорного давления

Розглянуто різні форми утворення техногенних зон навколо гірничих виробок, що знаходяться у виїмковому полі на шляху посування очисних вибоїв та розподіл напружень при наближенні зон опорного тиску

Different forms of formation of anthropogenic zone in mine workings are considered situated in front of fields in front work stope and then effort close to pressure supporting.

**Введение.** В настоящее время на угольных шахтах Донбасса использование имеющегося ресурса очистных механизированных комплексов сдерживается природными и техногенными образованиями структур вмещающих пород. Большинство лав, оборудованных очистными механизированными комплексами нового технического уровня, работают на тонких пластах в сложных условиях. Эти комплексы имеют большой машинный ресурс, и эффективность их применения зависит от размеров выемочного столба и технологичности в подготовке запасов к очистной выемке. Обладая высоким энергоресурсом, современное высокоэффективное горное оборудование требует принятие новых планировочных решений.

В сложившихся планировочных решениях действующих шахт, когда длина выемочного участка планировалась до 1000–1200 м, а длина лавы до 200–250 м, найти участки запасов угля больших размеров невозможно. Как правило, эти запасы пересекают уклоны, ходки или бремсберги. Наличие горных выработок на пути движения очистного забоя является одним из техногенных образований, в которых находятся материалы крепления, обрушенные породы и рудничная атмосфера. Возникает дилемма перед выбором или принимать решение о демонтаже и монтаже комплекса, или искать пути технического решения о переходе горных выработок механизированным комплексом.

Эти выработки проводят заранее при формировании выемочного столба. К моменту приближения очистных работ они деформируются. Переход горных работ на большие глубины, интенсификация отработки запасов при бесцеликовой выемке угольных пластов и применение столбовой разработки в значительной степени ухудшили состояние горных выработок.

Потери площади подготовительных выработок достигают 60–70 % в зависимости от структурного строения и глубины разработки. Более 40 % выработок ремонтируется до сдачи их в эксплуатацию, 52 % выработок деформировано и 20 % находятся в аварийном состоянии. Особенно следует отметить неудовлетворительное состояние сопряжений, где 80 % не соответствуют технологическим требованиям. При этом 82,5 % протяженности выработок закрепле-

но металлической податливой крепью. Анкерные системы в общем решении вопросов крепления составляют всего 0,1 %.

В зависимости от интенсивности проявлений горного давления используются различные виды крепи с различным шагом установки рам. Плотность установки металлической податливой крепи следующая: 1,0 рама/м – 25,5 %; 1,25 рамы/м – 43,5 %; 1,5 рамы/м – 5,6 %; 2,0 рамы/м – 25,4 %

Безусловно доминирующими факторами на устойчивость выработок являются физико-механические характеристики вмещающих пород и угольного пласта. Такие как неоднородность состава массива горных пород и различие в их структурных связях, трещиноватость, наличие поверхностей ослабления, а также напряженно-деформированное состояние, которое сформировалось под действием внутренних и внешних источников энергии. Вокруг выработки сформировалась своеобразная техногенная среда.

Переход горных выработок очистными работами требует дополнительных затрат и создает трудности, но при этом не теряется работа по пласту и механизированный комплекс не подвергается демонтажно-монтажным работам. Это важно для сохранения работоспособности горного оборудования, которое имеет высокую производительность.

**Цель и задачи исследований** является рассмотрение механизма формирования техногенных сред и зоны ее распространения в длинных выемочных столбах впереди подвигания очистного забоя с учетом протекания геомеханических процессов во вмещающих породах.

**Изложение основного материала исследований.** Техническую задачу по переходу очистными работами 2-й северной лавы флангового конвейерного ходка уклона № 1 необходимо было решать на шахте ООО «Краснолиманская» при столбовой системе разработки по простиранию угольного пласта. Длина выемочного столба составляла 2700 м, длина лавы – 250 м. Лава оборудована очистным механизированным комплексом типа ДМ, в состав которого входил очистной комбайн УКД-200 и забойный конвейер СП-301М/90УЗ.

Конвейерный ходок предназначался для ведения аварийно-спасательных работ (АСР) и делил уклонную часть шахтного поля на части. Форма арочная, сечение  $21,0 \text{ м}^2$ . После осадки выработки сечение в свету сократилось до  $17,8 \text{ м}^2$  при ширине ходка 5,25 м и высоте 3,67 м. В выемочном поле конвейерный ходок расположен диагонально к выработкам. На состояние выработки значительно воздействует опорное давление, возникающее в результате концентрации напряжений в приконтурном пространстве. Этому давлению противодействует не только крепь, но и степень сопротивляемости окружающих выработку пород, их несущая способность, определяемая прочностными свойствами.

Исходными данными для расчета напряженно-деформированного состояния (НДС) вмещающих пород принят стратиграфический разрез и физико-механические свойства угольных пластов  $m_4^2$  и литологических разностей по данным разведочной скважины.

На глубине ведения горных работ 520 м пласт  $m_4^2$  имеет мощность 0,99-1,26 м, залегает под углом падения до  $10^\circ$ . Вмещающие породы представлены толщей чередующихся слоев песчаника, алевролита и аргиллита, угольные

пласты, прослои и известняки. Преобладающими породами в свите являются песчаники, которые составляют 51 %.

Для решения поставленных задач использован метод математического моделирования, в основу которого положены теоретические разработки, изложенные в работах [1–3]. Геомеханическая модель учитывает особенности сдвижения горного массива с его послойным делением и участие каждого слоя в формировании нагрузок на крепь горных выработок. Учитывается послойный изгиб пород с расслоением и образованием полостей, подвижки отдельных фрагментов слоев относительно друг друга.

При сокращении расстояния между очистным забоем и конвейерным ходком их опорные зоны накладываются друг на друга. Характер распределения нормальных нагрузок меняется на сопряжении выработок. Происходит наложение нормальных нагрузок от конвейерного ходка и очистного забоя. На рис. 1 приведена схема формирования горного давления в породном массиве по мере сокращения ширины угольного целика при приближении очистного забоя на переходимую выработку.

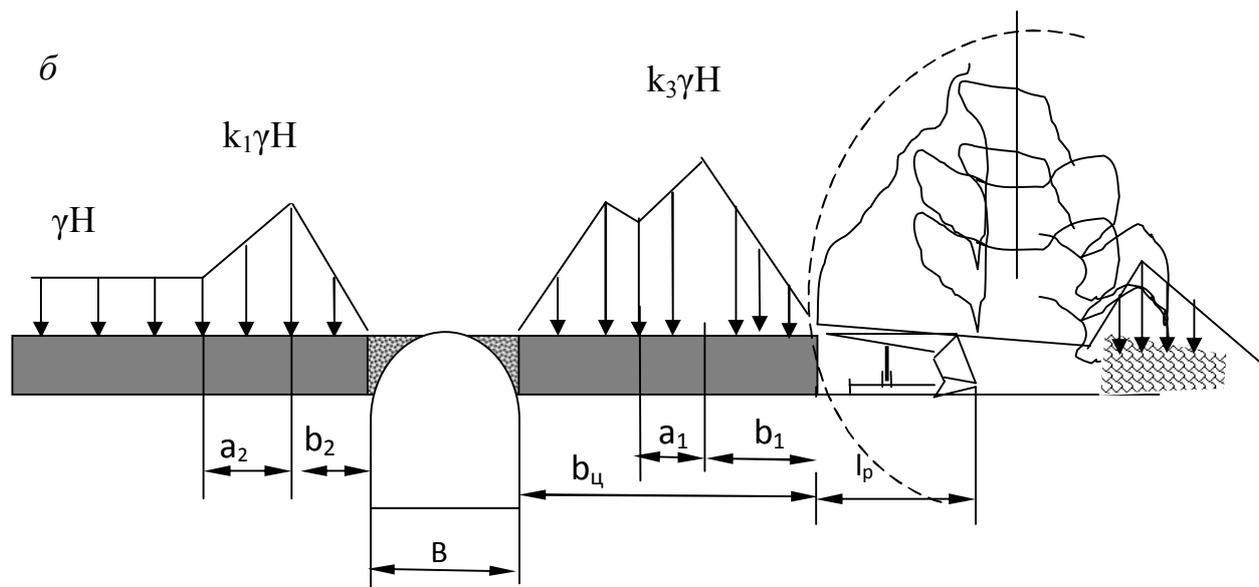


Рис. 1. Схема формирования горного давления в массиве при накатывании очистных работ на переходимую выработку

Известно, что зона опорного давления состоит из двух ветвей – возрастания величины напряжения ( $a$ ) до пикового значения и ее спада ( $b$ ) в глубину массива до геостатической величины напряжения ( $\gamma H$ ).

Деформация горной выработки может усиливаться еще на удалении от лавы за счет наложения зоны влияния очистного забоя на стационарную опорную зону. Контакт зоны опорного давления, которая формируется впереди очистного забоя, и опорной зоны вокруг переходимой выработки происходит их нисходящими ветвями. С этого момента начинается формирование ширины угольного целика ( $b_{ц}$ ), его нагрузки и влияние на состояние горной выработки впереди забоя. Нисходящие ветви эпюры напряжений зон опорного давления

накладываются, и угольный целик подвергается динамическим знакопеременным нагрузкам со стороны движущейся лавы и зависающих пород над выработанным пространством. Изменяется геомеханический характер взаимодействия крепи выработки с окружающими породами. Под действием суммарной нагрузки угольный целик деформируется, раскрываются природные трещины, изменяется газовый режим в массиве горных пород.

При подходе очистного забоя к ходу в массиве происходит изменение наряду деформированного состояния, и размеры техногенной зоны расширяются.

В результате математического моделирования установлены параметры опорного давления впереди движущегося забоя лавы с учетом всех наиболее жестких слоев надугольной толщи и сделан детальный расчет напряжений в породах основной и непосредственной кровли. Результаты расчета изменения нормальных напряжений в зависимости от расстояния приведены на рис. 2.

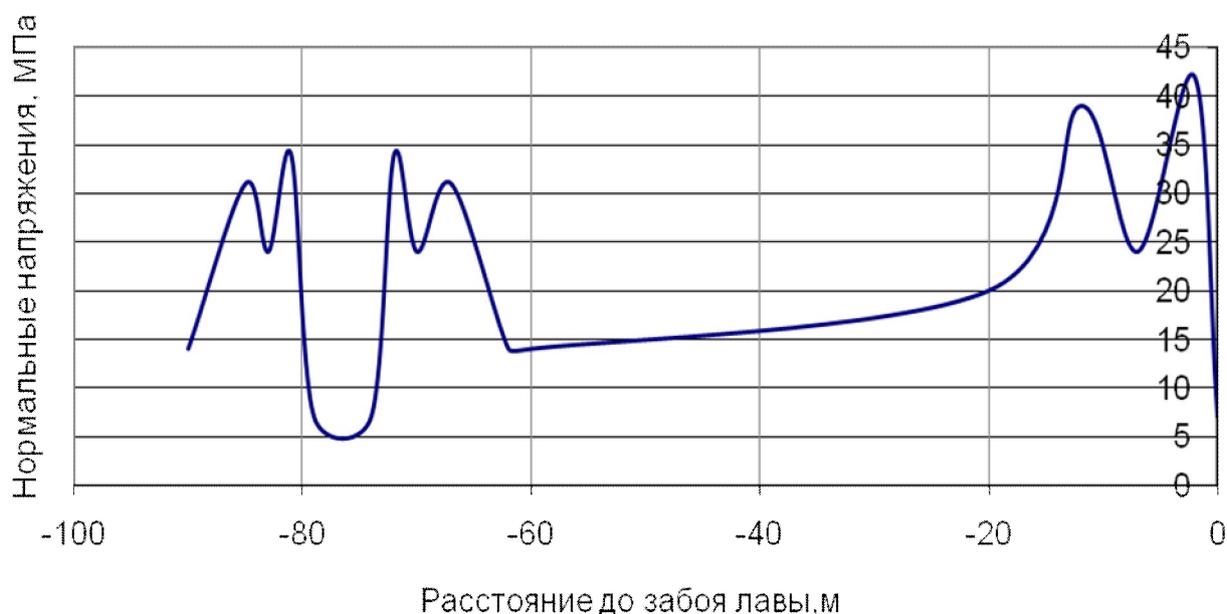


Рис. 2. Распределение нормальных напряжений в опорных зонах ходка и очистного забоя вне зоны влияния их друг на друга

В зоне влияния опорного давления на сопряжении сбойки с откаточным штреком максимальные опускания кровли сбойки увеличились в 2 раза. Заметно увеличились поднятия почвы. На сопряжении выработок поднятия почвы достигают 410 мм, а глубина разрушения пород над серединой конвейерного ходка достигает практически 3 м (вертикальная трещина). Вне сопряжения поднятия почвы составляют 390 мм.

Как показывают результаты моделирования при уменьшении ширины целика, разделяющего ходок и очистной забой, нормальная нагрузка на этот целик будет увеличиваться до 60 МПа. При прочности пород на вдавливание

12 МПа глубина погружения целика составит примерно 75 мм. Это вызовет смещение стенок ходка и увеличение поднятия почвы до 500 мм.

Если вблизи места передвижки секций крепи комплекса со стороны падения пласта будет находиться целик шириной 1,5-2,0 м, то опускание непосредственной кровли в указанных выше сечениях выработанного пространства, уменьшится с 400 мм до 320 мм, а у границы выработанного пространства уменьшится с 530 мм до 470 мм. При переходе очистным забоем техногенной зоны опускание кровли в ходке зависит от ширины целика, которая по мере приближения очистного забоя уменьшается (Рис. 3). Величина опускания пород кровли на контакте забоя лавы со стенкой конвейерного ходка выражается полиномиальной зависимостью вида  $U = -0,17b^2 + 5,93b - 40,43$  при  $R^2 = 0,99$ .

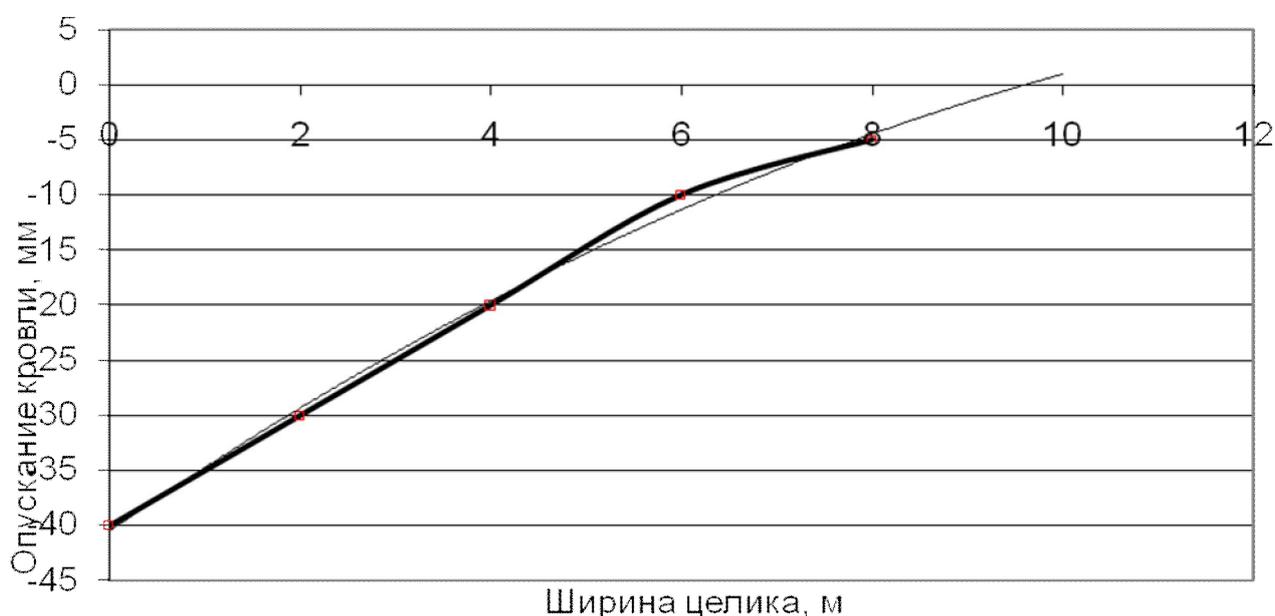


Рис. 3. Зависимость опусканий кровли в плоскости стенки конвейерного ходка

В какой-то момент времени площади двух сопряжений соприкасаются. Происходит перераспределение горного давления, возрастает нагрузка от зависающих пород на крепь подготовительной выработки. При соприкосновении забоя лавы с боком пересекаемой выработки величина предельного пролета пород на их сопряжении увеличивается практически мгновенно до величины  $l_{ml}$ , что приводит к возрастанию площади зоны разгрузки обнаженных пород. Чтобы противостоять данному геомеханическому процессу, необходимо увеличить плотность крепи на сопряжении и обеспечить необходимую податливость во времени.

Следует отметить формирование особой техногенной зоны, которая образуется при постепенном наложении зон сопряжения подготовительной выра-

ботки с секущей выработкой и сопряжения очистного забоя с подготовительными выработками. Угольный целик отсутствует, и нагрузка на крепи сопряжения формируется при иной геомеханической ситуации. Она может быть различной в зависимости от способа охраны подготовительной выработки, способа управления горным давлением в выработанном пространстве очистного забоя и положения нахождения выемочного столба в шахтном поле.

**Выводы.** Таким образом, параметры ослабленной зоны горных пород, которые требуют технологического вмешательства, находятся в прямой зависимости от ширины и высоты выработки. Прежде всего, форму выработки необходимо приспособить к параметрам рабочего пространства лавы.

При переходе очистными работами горной выработки напряженно-деформированное состояние вмещающих пород техногенной зоны имеет прямую зависимость от расстояния до забоя лавы, параметров опорного давления и времени их наложения, а также от структурного строения массива. Это позволит прогнозировать плотность установки крепи и ее характеристики работы в режиме деформации нарушенного массива техногенной зоны, учитывая структурные изменения во вмещающих породах.

Максимальные эквивалентные напряжения в основной кровле не превышают прочности породы на одноосное сжатие. В непосредственной кровле эквивалентные напряжения имеют максимальное значение вблизи плоскости забоя лавы, и есть высокая вероятность образования трещины. Из этого следует, что при переходе очистными работами техногенных зон, которые не подсекают основную кровлю, крепь усиления должна обеспечить поддержание веса непосредственной кровли и не допускать просыпание в рабочее пространство кусков породы.

#### Список литературы

1. Савостьянов А.В., Клочков В.Г. Управление состоянием массива горных пород. - К.: УМК ВО, 1992. - 276 с.
2. Савостьянов А.В., Кузьменко А.М. К вопросу о теории сдвижения слоистого горного массива при подземной разработке угольных месторождений. //Материалы международной конференции «Форум горняков – 2006». – Д.: Национальный горный университет, 2006. – С. 112-117.
3. Кузьменко О.М., Савостьянов О.В., Рябічев В.Д. Вплив технологичних параметрів виймання вугілля на структурні зміни гірського масиву/ Сб. наук. праць II Міжнародної наук.-практ. конф. 05-12 жовтня 2008 р. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2008. – С.113-116.

*Рекомендовано до публікації д.т.н.Бондаренком В.І.  
Надійшла до редакції 30.03.2012*

## АНАЛИЗ ДОСТОВЕРНОСТИ ПОЛУЧАЕМЫХ РЕЗУЛЬТАТОВ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНЫХ ЭКСПЕРИМЕНТОВ ПРИ ПРОГНОЗЕ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ КОНТУРА ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Проведен многопараметрический анализ адекватности методики вычислительного эксперимента разработанного для оптимизации параметров охраны подготовительных выработок на шахтах Западного Донбасса. Выполнено сравнение существующих и общепринятых методик прогнозирования перемещения контура выработки с результатами, получаемыми на основе расчетов учитывающих запредельное состояние пород.

Проведено багатопараметричний аналіз адекватності методики обчислювального експерименту розробленого для оптимізації параметрів охорони підготовчих виробок на шахтах Західного Донбасу. Виконано порівняння існуючих і загальноприйнятих методик прогнозування переміщення контура виробки з результатами, одержуваними на основі розрахунків враховують поза межне стан порід.

A multivariate analysis of the adequacy of the methods of computer simulation designed to optimize the protection of development workings in the mines of the Western Donbass. A comparison of existing and generally accepted methods of forecasting travel path generation with the results obtained on the basis of calculations taking into account the transcendental state of the rock.

Основные результаты исследований проведенных в работе [1] показали, что повышение точности геомеханических расчетов, выполняемых сеточными численными методами, может достигаться за счет учета нелинейных характеристик материалов вычислительной модели. В этой связи, становится необходимым провести комплексное сравнение получаемых результатов с аналитико-эмпирическими методиками, построенными на базе обширных шахтных исследований проявлений горного давления, и аналитическими методами, учитывающими характеристики запредельного состояния вмещающего массива, которые в шахтном эксперименте выявить и разделить чрезвычайно затруднительно.

**Цель и задачи исследований.** Определение адекватности показателей устойчивости подготовительных выработок на шахтах Западного Донбасса при проведении вычислительных экспериментов учитывающих предельное и запредельное состояние пород горного массива формирующих контур выработки.

**Изложение основного материала исследований.** К настоящему времени разработан и повсеместно используется ряд руководящих нормативных документов [2, 3], где в качестве базового прогнозируемого параметра проявлений горного давления использованы перемещения породного контура выработки, технология замера которых в шахтных условиях отработана и не вызывает затруднений. С другой стороны, особенности влияния характеристик запредельного состояния массива на развитие перемещений контура выработки (которые в нормативных документах выражены в интегральной форме) оцениваются по известным и апробированным аналитическим методам [4].

Предварительно отметим, что установленные закономерности позволяют определить эпоху полных перемещений в любой точке контура выработки, в то время как «базовые» (с точки зрения сравнительного анализа) методики способны прогнозировать лишь кусочно-линейную эпоху перемещений, равномерную

в пределах кровли, боков и почвы выработки. Поэтому сравнительный анализ проведен для максимумов вертикальных перемещений в замке свода  $U_{св}^y$  и в районе центральной оси по почве  $U_{поч}$ , а также для горизонтальных перемещений боков выработки  $U_{np}^x$  в зоне прохода людей на высоте 1,8 м от настила. Сравнение перемещений замка свода выработки вне зоны влияния очистных работ, рассчитанных по методике [5], с установленными закономерностями дало такие результаты (рис. 1).

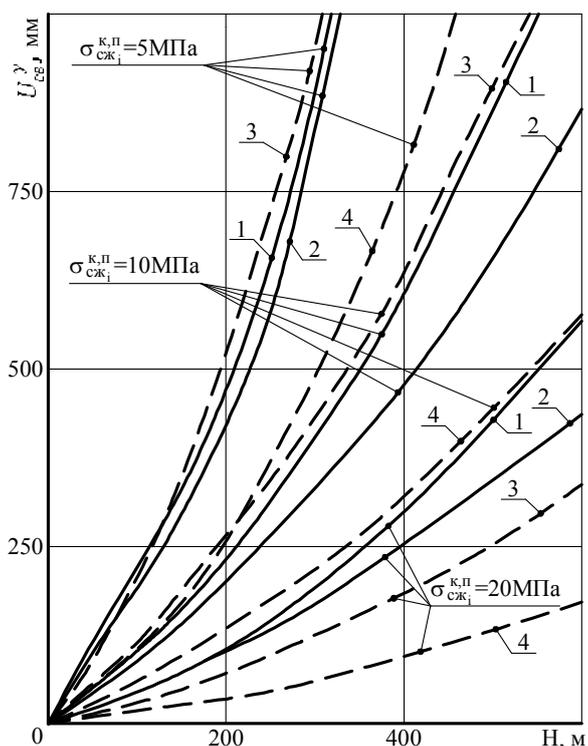


Рис. 1. Перемещения в замке свода выработки (срок службы более 15 лет) по нормативным документам (сплошная) и установленным закономерностям (пунктир): 1 – [3]; 2 – [5]; 3 –  $E_i^{K,П} = 0,3 \cdot 10^4$  МПа; 4 –  $E_i^{K,П} = 1 \cdot 10^4$  МПа

Качественно закономерности развития смещений подобны друг другу. В количественном плане при  $\sigma_{сж_i}^{K,П} = 5$  МПа и 10 МПа расчеты смещений в замке свода  $U_{поч}^y$  по нормативным методикам ложатся в область  $U_{поч}^y$  для интервала изменения  $E_i^{K,П} = (0,3...1) \cdot 10^4$  МПа по установленным закономерностям. При  $\sigma_{сж_i}^{K,П} = 20$  МПа смещения  $U_{поч}^y$  занижены по сравнению с [3]. Здесь следует отметить, что в нормативных методиках не учитываются деформационные характеристики близлежащих породных слоев в отличие от установленных закономерностей [1]. Поэтому при определенных сочетаниях деформационных характеристик породных слоев будет иметь место вполне удовлетворительное соответствие результатов расчетов  $U_{поч}^y$ , как это выявилось, например, при

$E_i^{K,II} = 0,3 \cdot 10^4$  МПа для  $\sigma_{сж_i}^{K,II} = 5$  МПа и 10 МПа (отклонения с методикой [3]

не превышают 11,3%). С другой стороны, вследствие действия увлажнения и реологических процессов деформационные характеристики породы снижаются, что вызывает увеличение перемещений  $U_{поч}^y$ , и при  $\sigma_{сж_i}^{K,II} = 20$  МПа вполне

возможно снижение отклонений в расчетах по анализируемой методике. Также

следует принимать во внимание влияние параметров  $\frac{M_i^{K,II}}{E_i^{K,II}}$  и  $\frac{(\sigma_{сж_i}^{K,II})^0}{\sigma_{сж_i}^{K,II}}$  пре-

дельного состояния породных слоев, которые в действующих нормативных документах не учитываются: исследования [4] доказывают тенденцию увеличения

перемещений породного контура с ростом  $\frac{M_i^{K,II}}{E_i^{K,II}}$  и снижением  $\frac{(\sigma_{сж_i}^{K,II})^0}{\sigma_{сж_i}^{K,II}}$ . По-

этому установленные закономерности, учитывающие гораздо большее количество механических характеристик слоистого массива, обладает более общим (с точки зрения геомеханических процессов) подходом к оценке устойчивости пластовой выработки.

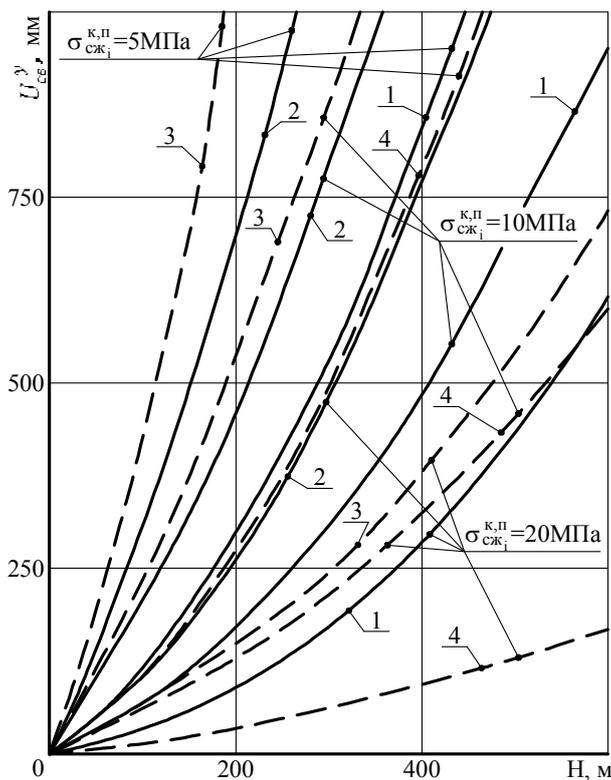


Рис. 2. Перемещения в замке свода выработки по инструкции и установленным закономерностям

Инструкция [2] разработана специально для условий шахт Западного Донбасса и отличается от предыдущих нормативных документов тем, что даже

вне зоны влияния очистных работ предполагает постоянный и равномерный во времени (за исключением начального периода в 20...40 суток после проведения выработки) рост перемещений породного контура. Действительно, в Западном Донбассе развитие перемещений протекает более длительный период, однако все же наблюдается эффект затухания скорости перемещения по мере эксплуатации подготовительных выработок, как это учтено в [3]. Тем не менее, на рис. 2 построены графики роста перемещений породного контура с увеличением  $H$  для периода эксплуатации выработки  $t = 1$  год и 5 лет (сплошные линии, график 1 и 2, соответственно) и проведено их сравнение с аналогичными зависимостями по установленным закономерностям, для которого построены гра-

фики при  $\frac{(\sigma_{сж_i}^{K,П})^0}{\sigma_{сж_i}^{K,П}} = 0,05$  и  $0,20$  (пунктир, графики 3 и 4, соответственно). Это

сделано с учетом предположения, что во времени остаточная прочность пород (под действием ослабляющих факторов) снижается более интенсивно, чем прочность ненарушенных пород (специальных измерений на этот счет авторы не обнаружили в современных источниках).

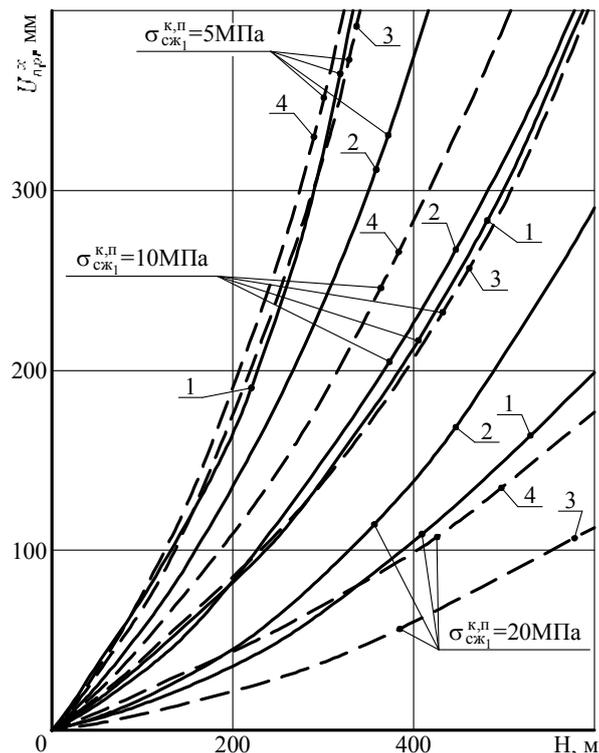


Рис. 3. Боковые перемещения в зоне прохода людей по нормативным документам (сплошная) и установленным закономерностям (пунктир) при:  
 1 – [3],  $t \geq 15$  лет; 2 – [5],  $t = 2$  года; 3 –  $\sigma_{сж_i}^{K,П} = 5$  МПа,  $E_i^{K,П} = 0,3 \cdot 10^4$  МПа;  
 4 –  $\sigma_{сж_2}^K = 20$  МПа,  $E_2^K = 1 \cdot 10^4$  МПа

Таким образом, отношение  $\frac{(\sigma_{сж_i}^{K,П})^0}{\sigma_{сж_i}^{K,П}}$  по мере эксплуатации выработки

будет снижаться и образуется некоторая область, в которую попадает семейство зависимостей  $U_{св}^y(H)$ ; для того, чтобы дать точное числовое различие в вычислениях  $U_{св}^y$ , необходим учет всей гаммы механических характеристик углевмещающего массива в нормативных методиках, что, к сожалению, пока не осуществлено. Из всего семейства  $U_{св}^y(H)$  выпадает только вариант  $\sigma_{сж_i}^{K,П} = 20$

МПа,  $\frac{(\sigma_{сж_i}^{K,П})^0}{\sigma_{сж_i}^{K,П}} = 0,2$ , хотя существует тенденция [4] снижения  $\frac{(\sigma_{сж_i}^{K,П})^0}{\sigma_{сж_i}^{K,П}}$  по мере увеличения прочностных характеристик породы.

Теперь перейдем к сравнению величины горизонтальных перемещений  $U_{np}^x$  в боках выработки на высоте зоны прохода людей. В нормативном документе [3] отношение перемещений в боках и кровле (почве) регулируется постоянным коэффициентом, равным 0,35 для выработок, пройденных по простиранию на пологих угольных пластах. Причем, считается, что величина горизонтальных перемещений постоянна по высоте выработки, хотя расчеты показывают переменное перемещение боков выработки по ее высоте. Поэтому координаты боков выработки зафиксированы некоторым средним значением (район прохода людей) ее высоты и для них проведено сравнение с установленными закономерностями (рис. 3).

Закономерности  $U_{np}^x(H)$  имеют одинаковую качественную картину, а в количественном плане необходимо отметить следующее: для однородного по механическим характеристикам близлежащего породного массива рассчитанное усредненное отношение  $\frac{U_{np}^x}{U_{св}^y} = 0,30...0,36$  близко к рекомендуемому (0,35)

по нормативной методике [3]; поэтому отклонения функций  $U_{np}^x(H)$  относительно невелики; – когда в кровле выработки залегает более крепкий и жесткий второй породный слой ( $\sigma_{сж_2}^K = 20$  МПа,  $E_2^K = 1 \cdot 10^4$  МПа), то усредненное от-

ношение  $\frac{U_{np}^x}{U_{св}^y}$  увеличивается до 0,56...0,59. Это объясняется механизмом развития боковых перемещений, когда более крепкий и жесткий второй породный слой кровли действует как штамп, выдавливая в полость выработки более слабые и менее жесткие первые породные слои кровли и почвы.

Что касается числовых значений отклонений, то при  $\sigma_{сж_i}^{K,П} = 5$  МПа и 10 МПа они составляют с [3] не более 5,8%, при  $\sigma_{сж_i}^{K,П} = 20$  МПа и

$E_2^K = 0,3 \cdot 10^4$  МПа отклонения  $U_{np}^x$  увеличиваются до 45...56%, при  $E_2^K = 1 \cdot 10^4$  МПа разница в боковых смещениях уменьшается до 6,3...8,8%. Методика [2] по сравнению с [3] дает заниженные боковые смещения при  $\sigma_{сж_i}^{К,П} = 5$  МПа, примерно, равную величину  $U_{np}^x$  при  $\sigma_{сж_i}^{К,П} = 10$  МПа и завышенное  $U_{np}^x$  при  $\sigma_{сж_i}^{К,П} = 20$  МПа.

Анализируя развитие перемещений в почве выработки по нормативным документам и установленным закономерностям необходимо отметить следующее: в методике [3] величина перемещений в кровле и почве принимается одинаковой; в методике [2] величина перемещения в почве оказывается несколько выше, чем в кровле. Однако с увеличением срока эксплуатации выработки  $t$  эта разница нивелируется; так, при  $t = 1$  год смещение в почве превышает смещение в кровле в 1,52...1,74 раза, при  $t = 10$  лет – в 1,10...1,27 раза; следует более внимательно подходить к результатам экспериментальных замеров смещений в кровле и почве: в большинстве публикаций либо не указывается методика измерения, либо она описывается таким образом, что разделить смещения в кровле и почве невозможно и, по сути, приводится величина сближения кровли и почвы – ведь известно, что для осуществления такого разделения необходимо вести маркшейдерскую съемку от более – менее неподвижной отметки в районе околоствольного двора. Кроме того, в слабых породах почвы наблюдается эффект вдавливания стоек рамной крепи, даже при наличии подпятников. Поэтому, следует также разделять величину вдавливания  $U_{вд}^y$  стоек в почву (под действием преимущественно вертикальных сил горного давления в кровле) и величину непосредственно пучения самой почвы. По нашим расчетам и шахтным наблюдениям  $U_{вд}^y = 0,1...0,5$  м; это значение (когда измеряется сближение кровли и почвы) следует приплюсовывать к перемещениям кровли  $U_{св}^y$  и отнимать от перемещений почвы.

Указанные причины способствовали появлению различий в конечных результатах прогноза пучения почвы выработки при малом сроке ( $t = 1$  год) ее эксплуатации (рис. 4, семейство кривых 1 и 2). Представление методики [2] о незатухающем во времени развитии перемещений породного контура (в том числе и почвы при  $t > 1$  года еще более усиливают расхождения с результатами расчета перемещений почвы по методике [3]. В этой связи численные значения закономерностей развития пучения, рассчитанные по установленным закономерностям, занимают промежуточное положение между методиками [2] и [3]. Обращает внимание тот факт, что при более крепком и жестком первом породном слое кровли рост пучения почвы выработки происходит более интенсивно до 2,06 раз. Такое влияние  $\sigma_{сж_1}^K$  и  $E_1^K$  объясняется самой природой пучения, когда относительно целостный первый слой кровли совместно с угольным пластом выдавливают (в зоне опорного давления) в полость выработки разупрочненный первый породный слой почвы.

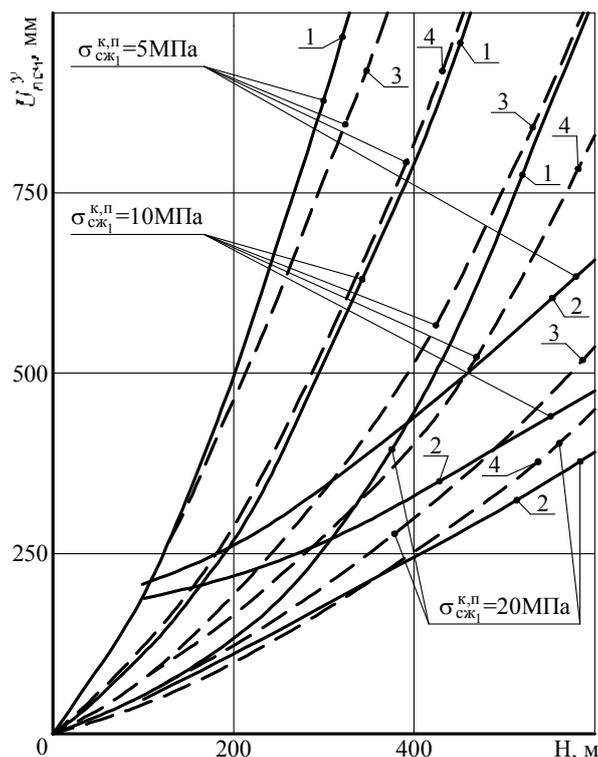


Рис. 4. Перемещения почвы выработки (в районе ее центральной оси) по нормативным документам (сплошная) и установленным закономерностям

(пунктир): 1 – [3],  $t = 1$  год; 2 – [5],  $t = 1$  год; 3 –  $\sigma_{сж1}^K = 20$  МПа,

$$E_1^K = 1 \cdot 10^4 \text{ МПа}; 4 - \sigma_{сж1}^K = 5 \text{ МПа}, E_1^K = 0,3 \cdot 10^4 \text{ МПа}$$

Таким образом, на основе сравнительного анализа результатов прогноза перемещений породного контура выработки по нормативным документам и по установленным в работах [1] закономерностям можно сделать следующие выводы: результаты расчетов перемещений контура выработки, особенно ее почвы, имеют существенное различие между собой по нормативным методикам [2] и [3]; в разрабатываемом алгоритме и нормативных документах [2, 3] имеют место схожие закономерности связи перемещения породного контура с глубиной разработки и сопротивлением сжатию вмещающего породного массива; как правило, расчеты по установленным закономерностям дают более широкий интервал перемещений, в который попадают величины перемещений, вычисленные по нормативным документам; это обусловлено учетом слоистости вмещающего выработку массива со всей гаммой влияния механических характеристик породных слоев в допредельной, предельной и запредельной стадиях их деформирования; разработанный алгоритм позволяет прогнозировать эпюру перемещений на всех участках контура выработки, что даст возможность оценивать ее эксплуатационную пригодность в соответствии с требованиями правил безопасности и технологическими требованиями функционирования выработки.

**Выводы.** В итоге, можно утверждать, что установленные закономерности прогноза перемещений контура пластовой выработки не противоречат нормативным документам [2, 3], а дают более полную картину развития перемещений

в зависимости от основных механических характеристик каждого из близлежащих породных слоев.

В плане более полного учета механических характеристик пород представляет интерес сравнения результатов расчета с методом проф. В.В. Виноградова [4]. Здесь можно провести в основном качественное сравнение закономерностей связи перемещений контура выработки с механическими характеристиками окружающего массива, поскольку исходные положения оцениваемых методологий имеют существенные отличия в части учета: слоистости с нарушенными контактами в окрестности выработки; реальной формы выработки взамен ее кругового очертания; реального паспорта крепления выработки с соответствующими особенностями взаимодействия крепи и приконтурного породного массива взамен приложения равномерно распределенной реакции крепи. Тем не менее, закономерности влияния механических характеристик близлежащего породного массива и тенденции развития перемещений с увеличением параметра  $\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}$  во многом схожи. Так, величина остаточной прочности породы

оказывает значительное влияние на величину перемещений (рис. 5). На этом рисунке приведены перемещения в замке свода выработки, поскольку метод [4] предполагает равномерное распределение перемещений по контуру выработки.

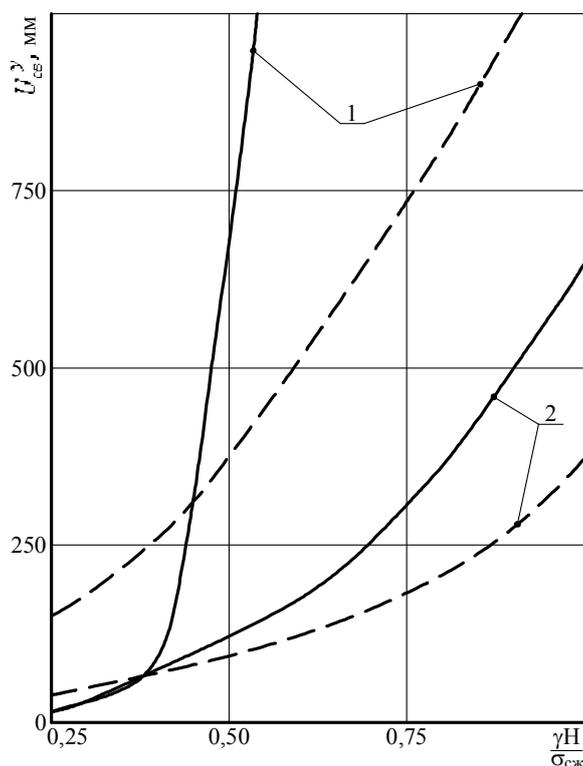


Рис. 5. Перемещения в замке свода выработки по методу [4] (сплошная) и установленным закономерностям (пунктир): 1 –  $\frac{\sigma_{сж}^0}{\sigma_{сж}} = 0,05$ ; 2 –  $\frac{\sigma_{сж}^0}{\sigma_{сж}} = 0,20$

По мере снижения отношения  $\frac{\sigma_{сж}^0}{\sigma_{сж}}$  происходит резкое увеличение перемещений породного контура. Причем, по методу [4] при  $\frac{\sigma_{сж}^0}{\sigma_{сж}} = 0,05$  возникает «катастрофическое» развитие перемещений в довольно узком диапазоне  $\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} = 0,40 \dots 0,55$ , что не наблюдается на практике. В установленных закономерностях такого скачка  $U_{св}^y$  не происходит, а имеет место плавный рост перемещений по некоторой степенной зависимости от  $\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}$ .

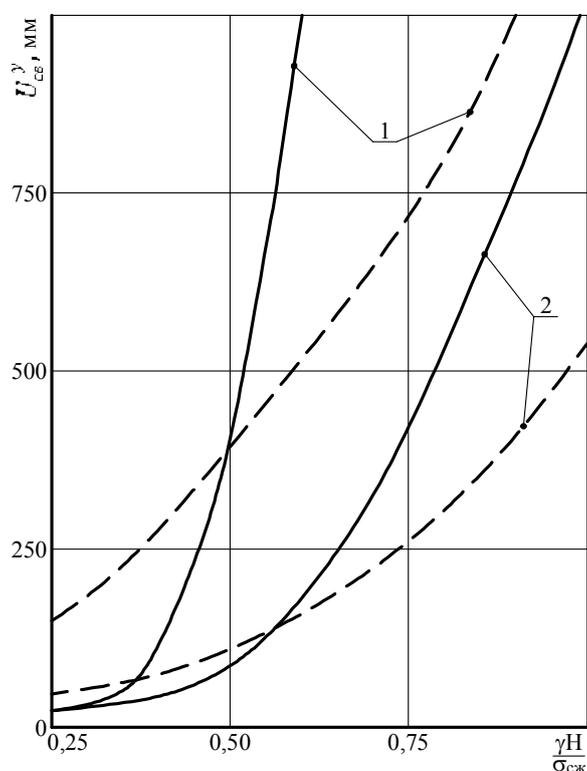


Рис. 6. Перемещения в замке свода выработки по методу [4] (сплошная) и установленным закономерностям (пунктир): 1 –  $\frac{M}{E} = 5$ ; 2 –  $\frac{M}{E} = 0,5$

Другим существенно влияющим параметром согласно [5] является отношение  $\frac{M}{E}$  модуля спада к модулю деформации породы, по которому оценивают степень хрупкости породы при ее разрушении. Общеизвестно, что склонность породы к хрупкому разрушению  $\left(\frac{M}{E} \rightarrow \infty\right)$  провоцирует развитие об-

ширных зон предельного состояния и, как следствие, значительных перемещений породного контура выработки. Только в установленных закономерностях функции  $U_{св}^y \left( \frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} \right)$  возрастают более плавно (рис. 6), без проявления скачка перемещений, как это наблюдается в методе [4].

В целом, результаты сравнительного анализа показывают, что разработанный алгоритм прогноза перемещений контура выработки не противоречит известным геомеханическим закономерностям проявлений горного давления, установленным как экспериментальным [2, 3], так и аналитическим [4] путем. Следовательно, исходные предпосылки алгоритма выбраны достаточно обоснованно, а их преимущество в сравнении с известными методиками прогноза заключаются в учете: реальной структуры углевмещающей породной толщи угольных пластов; нарушения сплошности массива по плоскостям напластования; реального паспорта крепления пластовой выработки; полных диаграмм деформирования каждого из элементов системы «слоистый массив-крепь выработки».

**Выводы.** Таким образом, перспектива развития численных методов учета реальных структур объектов и полных диаграмм нагружения материалов не вызывает сомнений при условии постоянного накопления экспериментальных данных о поведении углевмещающей слоистой толщи пород не только в допредельной, но и запредельной стадиях состояния, что будет способствовать повышению точности прогноза проявлений горного давления.

#### Список литературы

1. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелко-слоистого породного массива вокруг пластовой выработки. Книга 2. Предельное и запредельное состояние системы «порода-крепь» / В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев. – Днепропетровск: Системные технологии, 2007. – 198 с.
2. Руководство по поддержанию горных выработок на шахтах Западного Донбасса. – Спб.: ВНИМИ, 1992. – 51 с.
3. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи. – М.: Стройиздат, 1983. – 273 с.
4. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. – Киев: Наукова думка, 1989. – 192 с.
5. Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности КД 12.01.01.201-98. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания. – Киев: УкрНИМИ, 1998. – 149 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бондаренком В.І.  
Надійшла до редакції 10.05.2012*

## АКТИВНЫЕ СПОСОБЫ ГИДРОВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГЛЕГАЗОВЫЙ МАССИВ

Рассмотрены способы гидровоздействия на выбросоопасные угольные пласты при статическом, гидроимпульсном и гидродинамическом режимах подачи жидкости. Отмечены особенности способов при проведении мероприятий по предотвращению газодинамических явлений.

Розглянуто способи гідродії на викидонебезпечні вугільні пласти при статичному, гідроімпульсному і гідродинамічному режимах подачі рідини. Відмічені особливості способів при проведенні заходів щодо запобігання газодинамічним явищам.

The methods of hydro affect on outburst coal layers are considered at static, hydro-pulse and hydrodynamic modes of liquid supply. The features of methods during conducting of measures on prevention of the gas dynamic phenomena are marked.

В условиях больших глубин мероприятия по борьбе с газодинамическими явлениями (ГДЯ) стали производственной необходимостью. С этой целью разработан ряд нормативных документов, которые регламентируют проведение профилактических работ в технологическом цикле добычи угля.

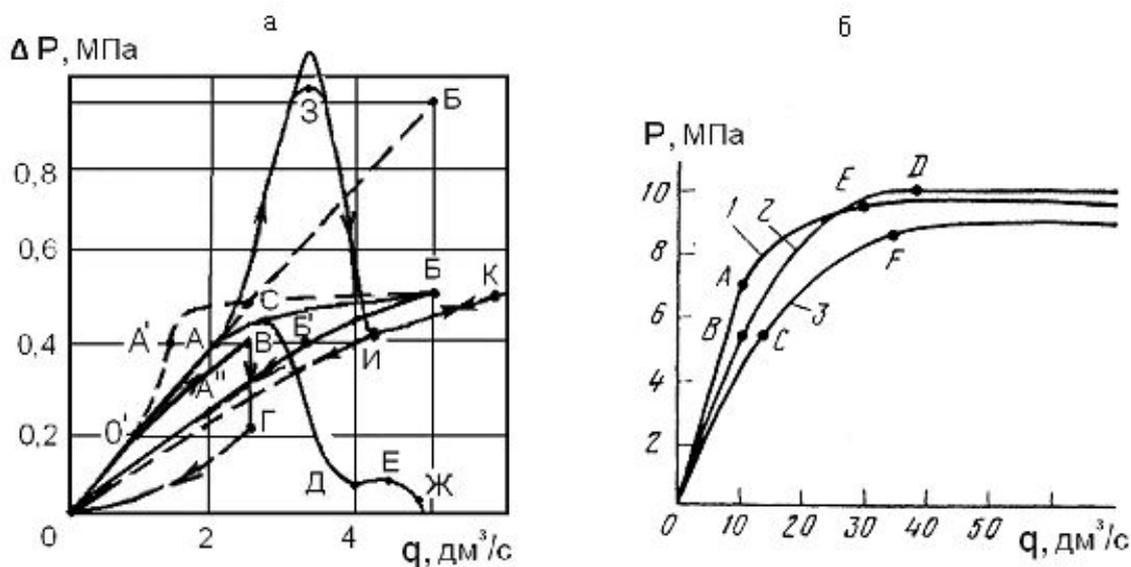
В данном направлении проведен огромный объем научно-технических исследований, на основании которых разработан ряд способов и средств воздействия на выбросоопасные угольные пласты с целью предотвращения внезапных выбросов угля и газа.

Наиболее простыми по своему исполнению являются способы, связанные с нагнетанием жидкости в статическом режиме. Однако, как показала практика ведения горных работ, статическое нагнетание жидкости на больших глубинах не позволяет в полной мере обеспечить безопасное ведение горных работ. Более того, в некоторых случаях, проведение работ по гидрорыхлению и гидротжиму приводит к провоцированию выбросов угля и газа.

Анализ изменения фильтрационных характеристик и зависимости давления нагнетания от темпа подачи жидкости в пласт (рис. 1) [1, 2] позволяет отметить следующее. Если под действием статического давления, соизмеримого с прочностными характеристиками угля, жидкость свободно проникает по трещинам в угольный массив, то режим течения жидкости будет фильтрационным. Если давление превышает прочностные свойства угля и в пласте образуются трещины гидроразрыва, то фильтрационный режим переходит в высоконапорный поток течения жидкости по этим трещинам.

На рисунке 1а приведены режимы гидравлического воздействия на угольный пласт: ОА – фильтрация по линейному закону; О'А' – фильтрация по нелинейному закону; А'Б, ИК – гидравлическое расчленение; ББ', ИО – гистерезис приемистости после гидрорасчленения, гидроразрыва; СД, ЕЖ – гидросбойка или гидротжим; ДЕ – прекращение процесса гидросбойки или гидротжима; АЗИ – гидравлический разрыв; ОВГО – гидравлический размыв. На рисунке 1б – зависимости давления нагнетания от темпа нагнетания жидкости в

пласт: 1 – пласт  $k_{17}$ ; 2 – пласт  $k_{10}$ ; 3 – пласт  $k_{12}$  (Карагандинский бассейн), АЕ, ВД, СF – переходные режимы от фильтрации к расчленению пласта.



а – режимы гидравлического воздействия; б – зависимости давления нагнетания от темпа нагнетания жидкости в пласт

Рис. 1. Характеристики статического режима нагнетания жидкости

Процесс трещинообразования и перехода фильтрационного течения жидкости в высоконапорный поток при статическом режиме нагнетании никак не контролируется. Если данным фактом при нагнетании жидкости через скважины, пробуренные с целью дегазации можно пренебречь, то при гидрорыхлении краевой части пласта в подготовительных или очистных выработках непредсказуемые прорывы жидкости приводят к неэффективности мероприятий. В очистных забоях это не вызывает особых затруднений и в технологическом цикле противовыбросных мероприятий можно перейти к гидроотжиму. В подготовительных выработках применение гидроотжима требует соблюдения дополнительных мер безопасности, что приводит к резкому снижению скорости их проведения.

Исследованием данной проблемы специалисты горного дела занимаются на протяжении многих десятилетий. Одним из путей решения является применение импульсных режимов воздействия. Как показывает практика, при импульсном нагнетании происходит развитие разнонаклонных трещин и равномерное распределение жидкости по всей мощности пласта. Это приводит к устранению причин проявления гидроразрыва и прорыва жидкости по угольным прослоям.

В Институте геотехнической механики НАН Украины (ИГТМ НАНУ) разработаны режимы гидродинамического и гидроимпульсного воздействия.

Принципиально новым оказался режим импульсно-волнового возмущения в скважине при пневмогидравлическом способе добычи угля [3], основанный на подаче жидкости в угольный пласт с последующим резким сбросом давления и извлечением разрушенного угля (рис. 2).

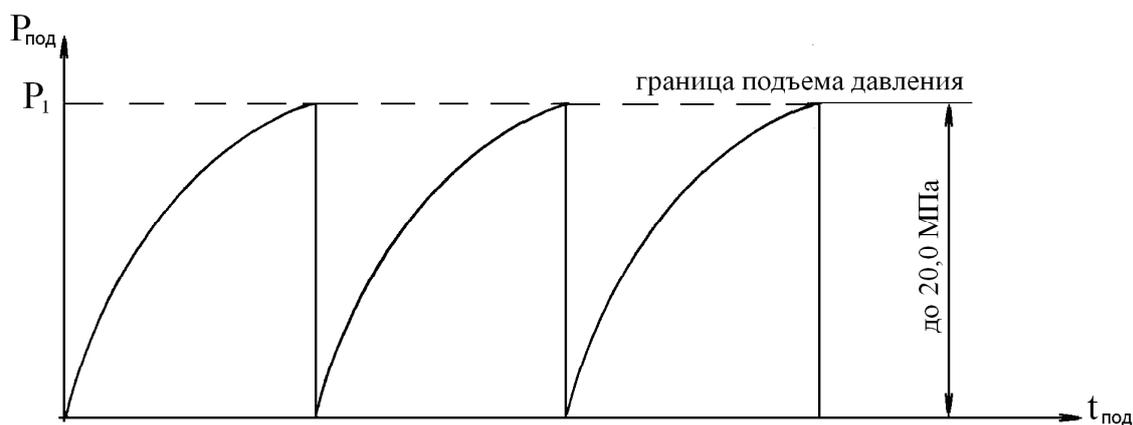
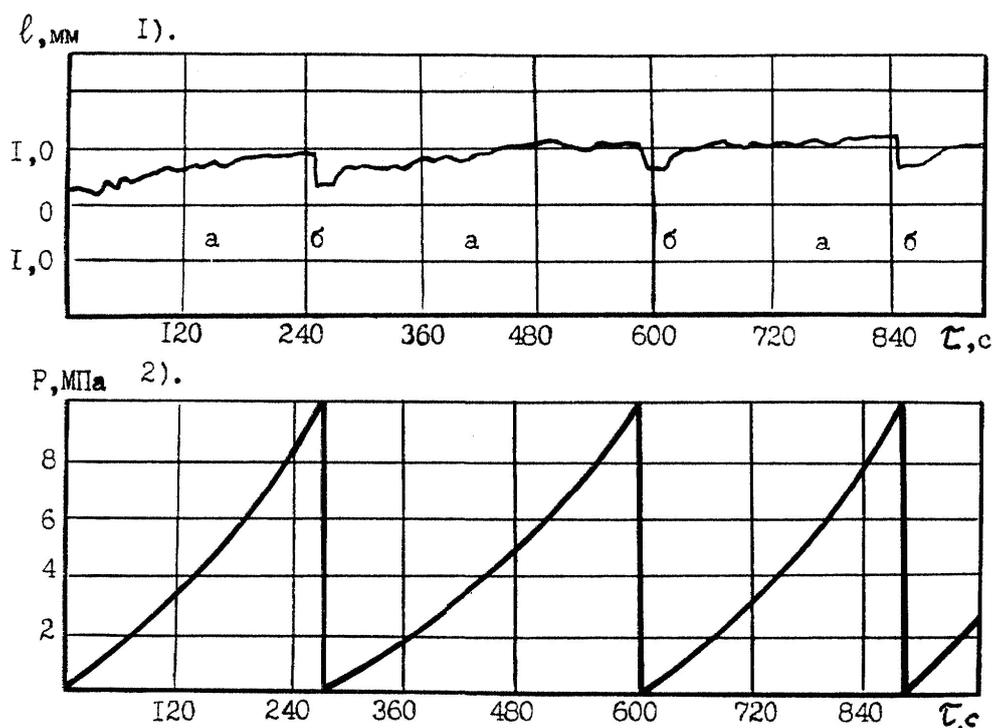


Рис. 2. Схема режима пневмогидравлического способа добычи угля

Механизм этого способа был исследован в лабораторных условиях (рис. 4) и получил развитие как нетрадиционный способ гидродинамического воздействия, а далее, как способ гидродинамического воздействия (ГДВ) [4].



1) – деформации сжатия (а) и растяжения (б); 2) – изменение давления

Рис. 4. Механизм режима гидродинамического воздействия

Способ гидродинамического воздействия прошел промышленную проверку и внедрен на шахтах Центрального района Донбасса при вскрытии крутых выбросоопасных пластов кваршлагами и в очистных забоях, оборудованных щитовыми агрегатами. При проведении горно-экспериментальных работ и промышленных испытаний способа вскрытия выбросоопасных пластов кваршлагами был отработан режим двухступенчатого воздействия (рис. 5).

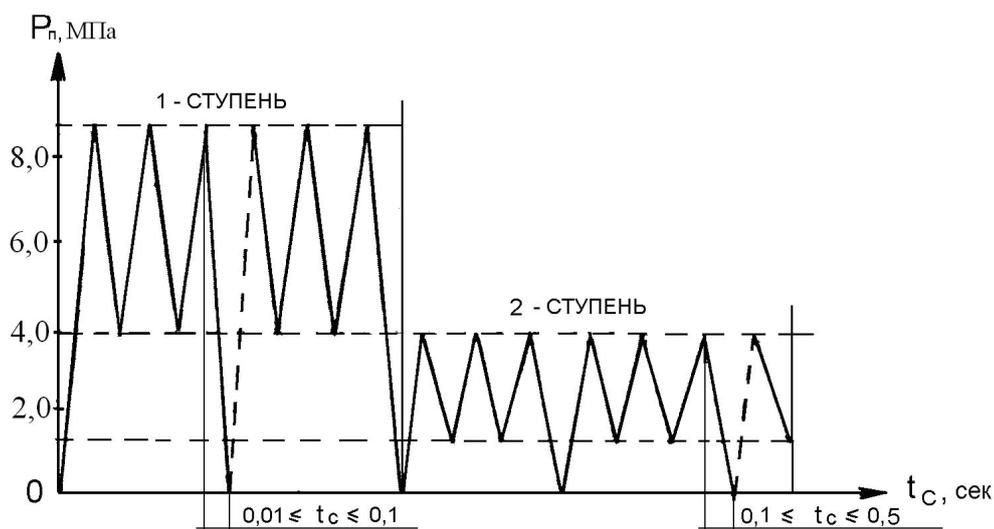


Рис. 5. Схема двухступенчатого режима гидродинамического воздействия

На первой ступени в импульсном режиме циклическими подъемами и сбросами давления в угольном пласте создавалась прискважинная зона с разрушенным углем. На второй ступени разрушенный уголь под действие энергии газа в виде водогазоугольной суспензии кратковременными сбросами извлекался через скважину в выработку. После прекращения выхода угля скважина открывалась для дегазации массива.

Однако, как показали дальнейшие исследования ГДВ в нижней части щитовых лав двухступенчатый режим, эффективно используемый при вскрытии пластов, потребовал существенной корректировки [5]. Основной причиной несоответствия параметров способа технологической схеме щитовой отработки оказался газовый фактор. Средствами вентиляции не удавалось обеспечивать нормальный режим проветривания, что приводило к загазированию участка.

Для этих условий был предложен многоступенчатый режим ГДВ, который состоит из трех основных этапов (рис. 6).

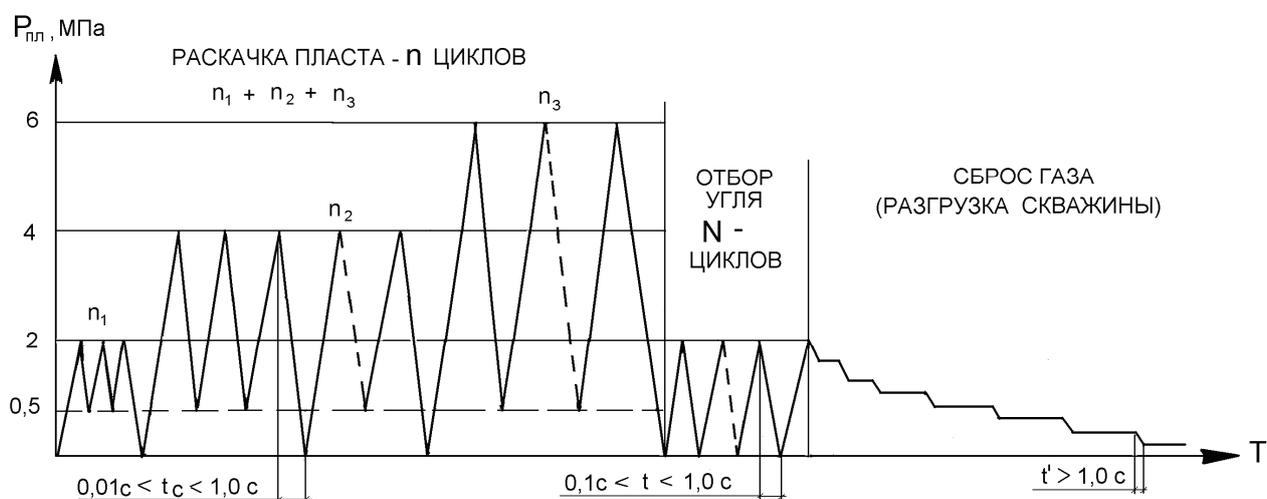


Рис. 6. Схема трехэтапного режима гидродинамического воздействия

На первом этапе осуществляется раскачка пласта и провоцирование газодинамического саморазрушения. Давление в циклахратно давлению газа в пласте. На втором – за счет самоподдерживающегося процесса разрушения извлекается расчетное количество угля, а на третьем, после определенной выдержки во времени, проводится циклический сброс газа и разгрузка скважины. Кратковременные циклические сбросы газа позволяют средствами проветривания обеспечить безопасные нормы содержания метана в атмосфере выработки. Разработанный механизм ГДВ был положен в основу способа дегазации и снижения выбросоопасности в нижней части полос, обрабатываемых щитовыми агрегатами [6].

В рассмотренных способах ГДВ реализуется через скважины, пробуренные из подземных горных выработок. Многоступенчатым режимом воздействия обеспечивается эффективное разрушение угля и формирование прискважинной коллекторной зоны [5].

Процессы, происходящие при гидродинамическом воздействии можно разделить на три составляющие. Первое, это процессы, связанные с инициированием саморазрушения углегазового массива в прискважинной зоне. Второе – извлечение через скважину твердой и газообразной составляющих в виде водогазоугольной пульпы различной консистенции и формирование прискважинной коллекторной зоны. Третье – свободное истечение через скважину газа и увеличение прискважинного коллектора вследствие перераспределения напряжений, развития деформаций сдвига и трещинообразования.

Механизм гидродинамического воздействия и основанные на нём режимы нагнетания жидкости в угольный пласт показали высокую надежность и эффективность в промышленных условиях. За весь период проведения исследований (с 1984 г.) и применения ГДВ на шахтах Центрального района Донбасса не произошло ни одного проявления признаков газодинамических явлений.

Особенности статического и импульсного режимов нагнетания жидкости при гидрорыхлении угольных пластов уже рассматривались ранее, например, в работе [7]. Вместе с тем вопрос достаточности импульсного нагнетания жидкости по-прежнему требует дополнительных исследований. Учитывая, что устройство гидроимпульсного воздействия позволяет измерять давления подпора в фильтрационной части скважины, теоретические исследования можно сопоставить с результатами эксперимента.

Проявление высоконапорных кавитационных автоколебаний на поверхности трещин и дефектов угля в виде высокочастотной гидроимпульсной вибрации приводит к снижению сил внутреннего и внешнего трения и зарождению касательных напряжений, при критических значениях которых возникают деформации сдвига [8]. Известно, что скорость относительной деформации определяется  $\dot{\varepsilon} = d\varepsilon/dt$  (м/с). Наиболее резкий спад прочности углей наблюдается в интервале развития деформаций со скоростью от 1 до  $10 \text{ с}^{-1}$ . При скорости развития деформаций более  $10 \text{ с}^{-1}$  инициируется разрушение угля на сдвиг. В случае приложения импульсных нагрузок

$$\dot{\varepsilon} = \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{\Delta P \cdot f}{E}, \quad (1)$$

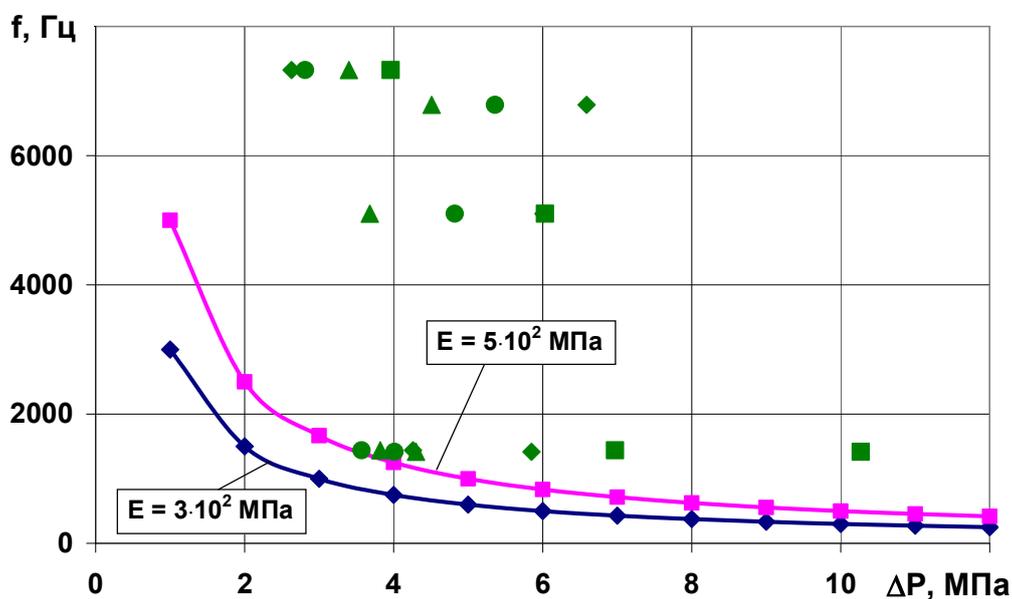
где  $\varepsilon$  – линейная деформация угля;  $\Delta P$  – импульсное давление;  $f$  – частота импульсов;  $E$  – модуль упругости угля.

Из выражения (1) для предельного случая скорости деформации  $\dot{\varepsilon}=10\text{ с}^{-1}$  определим частоту следования импульсов

$$f = \frac{10E}{\Delta P}. \quad (2)$$

Известно, что модуль упругости угля по напластованию, так как именно в этом направлении динамическое воздействие приводит к трещинообразованию, находится в пределах  $3 \cdot 10^2 \text{ МПа} \leq E \leq 5 \cdot 10^2 \text{ МПа}$ .

Для принятого нами условия по выражению (2) установлены теоретические зависимости частоты следования импульсов давления от их величины (рис. 7). Там же представлены экспериментальные рабочие точки устройства гидроимпульсного воздействия при давлении на входе в устройство 21,9 МПа и изменении давления подпора в диапазоне от 3,1 МПа до 14,4 МПа.



Экспериментальные точки замеров в скважине на удалении от генератора:

□ - 0,5 м; ○ - 1,0 м; ◇ - 1,5 м; Δ - 2,0 м

Рис. 7. Зависимости частоты  $f$  следования импульсов давления от их величины  $\Delta P$

Сопоставление теоретических и экспериментальных данных показывает, что все рабочие точки устройства гидроимпульсного воздействия на угольный пласт находятся в зоне инициирования разрушение угля на сдвиг (выше теоретической кривой с  $\dot{\varepsilon}=10\text{ с}^{-1}$ ). Следовательно, гидроимпульсное воздействие обеспечивает развитие деформаций сдвига и инициирование трещинообразования. Здесь необходимо отметить, что трещины сдвига образуются в точке концентрации максимальных касательных напряжений под различными углами наклона к напластованию. Чем выше сопротивляемость угля на сдвиг, тем больше угол наклона трещины к плоскости напластования.

Учитывая, что на берегах реальных трещин, всегда имеется множество дефектов поверхности в виде изломов, в точках перегиба высокочастотной гидроимпульсной вибрацией будет обеспечиваться развитие максимальных касательных напряжений и массовое образование трещин под углами от 0 до  $\pm\pi/4$  к плоскости напластования. Причем, с уменьшением коэффициентов трения угол развития максимальных касательных напряжений возрастает и стремится к  $\pm\pi/4$ . Отсюда следует, что силы внутреннего и внешнего трения, изменение которых приводит к развитию максимальных касательных напряжений, являются критериями давления гидроимпульсного воздействия.

Давление подпора жидкости в фильтрационной камере строго соответствует определенному уровню частоты и размаха автоколебаний, генерируемых генератором упругих колебаний (ГК). Поэтому, зная давление подпора  $P_1$  в фильтрационной части скважины, можно изменяя давление на входе генератора  $P_0$ , управлять режимом периодически срывной кавитации (рис. 8) и интенсивностью трещинообразования в угольном массиве.

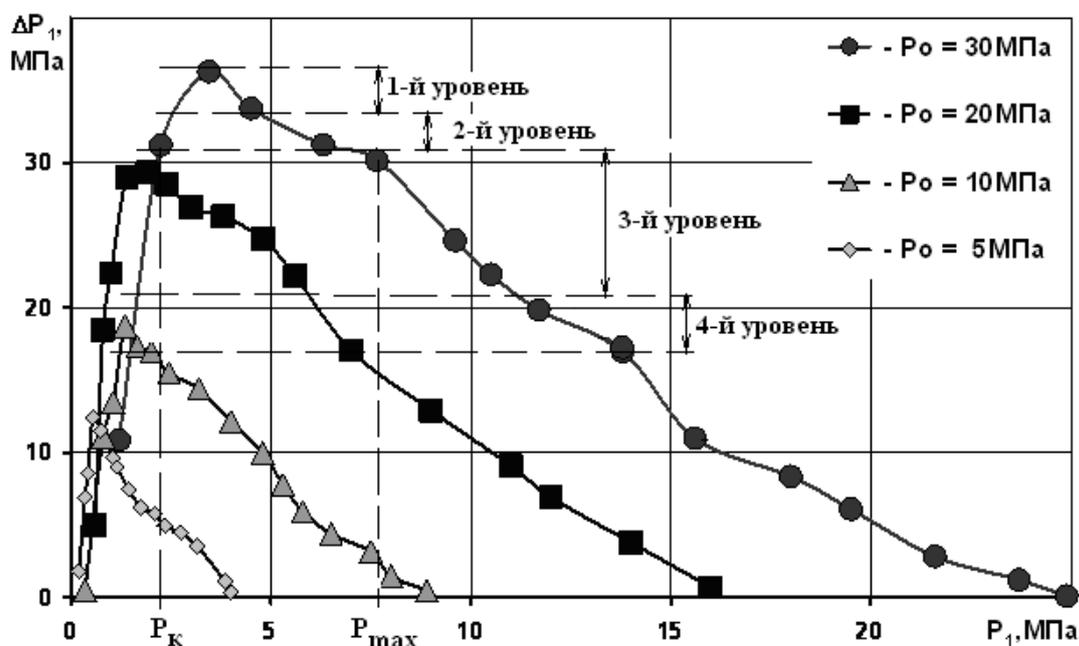


Рис. 8. Характеристики гидродинамических параметров ГК-2,5 при различных значениях давления подпора в фильтрационной камере

Достаточность гидроимпульсного воздействия в установленном режиме будет определяться снижением давления подпора от его максимального значения, что в свою очередь соответствует интенсивному трещинообразованию и росту фильтрации жидкости в угольный пласт. Падение давления до уровня, при котором кавитационное течение жидкости уже не инициирует развитие трещин (на 2-3 уровня), соответствует его контрольному значению  $P_k$ , т.е. критерию достаточности гидроимпульсного воздействия для данных условий.

Применение гидроимпульсного воздействия в забоях подготовительных выработок при их проведении комбайнами показало, что гидрорыхление выбросоопасных пластов происходит без проявления признаков гидроразрыва пласта или гидроотжима угольных пачек.

Таким образом, переход от статического режима нагнетания жидкости к импульсному, позволяет более активно воздействовать на краевую часть напряженно-деформированных угольных пластов и эффективно использовать энергию газа и горного массива в процессе перераспределения напряжений, иницировании деформаций сдвига и разнонаклонного трещинообразования. Эти процессы способствуют интенсификации газовыделения и повышению эффективности гидрорыхления, что в свою очередь повышает уровень безопасности при ведении горных работ на выбросоопасных угольных пластах.

#### Список литературы

1. Ржевский В.В. Управление свойствами и состоянием угольных пластов с целью борьбы с основными опасностями в шахтах / В.В. Ржевский, Б.Ф. Братченко, Н.В. Ножкин; под общей ред. В.В. Ржевского. – М.: Недра, 1984. – 327 с.
2. Васючков Ю.Ф. Физико-химические способы дегазации угольных пластов / Ю.Ф. Васючков. – М.: Недра, 1986. – 155 с.
3. Импульсно-волновое возмущение в скважине при пневмогидравлическом способе добычи угля / А.Н. Зорин, В.Г. Колесников, А.Т. Диденко, Я.Т. Пирич // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1984. – №4. – С. 88 – 92.
4. Софийский К.К. Нетрадиционные способы предотвращения выбросов и добычи угля / К.К. Софийский, А.П. Калфакчян, Е.А. Воробьев. – М.: Недра. – 1994. – 192 с.
5. Зберовский В.В. Обоснование метода и параметров активной дегазации выбросоопасных пластов на больших глубинах / В.В. Зберовский // Науковий Вісник Національної гірничої Академії.– Днепропетровск, 2000. – №1. – С. 28–32.
6. Правила ведения горных работ на пластах склонных к газодинамическим явлениям. – К.: Минуглепром Украины, 2005. – 224 с.
7. Жулай Ю.А. Решение концептуальных задач гидроимпульсного рыхления выбросоопасных угольных пластов в режиме периодически срывной кавитации / Жулай Ю.А., Зберовский В.В. // Збірник наукових праць НГУ України. – Дніпропетровськ: РВК НГА, 2010 - № 35, Том 2 – С. 246-253.
8. Васильев Л.М. Механизм формирования горизонтальных нормальных напряжений в массивах горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень МГГУ. - М.: Мир горной книги, 2008г. - №5.- С. 190-195.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бойком В.А.  
Надійшла до редакції 22.03.2012*

УДК 622.831.322:532.528

© В.В. Зберовский, Л.М. Васильев, Д.Л. Васильев, Ю.Е. Поляков

## **ГИДРОИМПУЛЬСНОЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ НА ВЫБРОСООПАСНЫЙ УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ**

Рассмотрены результаты исследований параметров гидроимпульсного воздействия при гидрорыхлении выбросоопасных угольных пластов с целью предотвращения внезапных выбросов угля и газа.

Розглянуто результати досліджень параметрів гідроімпульсної дії при гідророзпушуванні викидонебезпечних вугільних пластів з метою запобігання раптовим викидам вугілля і газу.

The results of parameters researching of the hydro-pulse influence at hydro breaking of outburst coal layers are considered with the purpose of prevention of the instantaneous outburst of coal and gas.

Решение проблемы газодинамического фактора при освоении углегазовых месторождений неразрывно связано с исследованием сложных геомеханических процессов, протекающих в краевой части пласта. Специалисты всех угледобывающих государств занимаются решением задач в данной области исследований. Однако до настоящего времени нет общепризнанной теории напряженно-деформированного состояния (НДС) и саморазрушения краевой части выбросоопасных угольных пластов. Вместе с тем имеется ряд гипотез и моделей запредельного состояния горных пород, а так же природы и механизма внезапных выбросов, которые положены в основу способов гидродинамического воздействия с целью предотвращения газодинамических явлений [1–3].

Сложность решения задач в данной области исследований в первую очередь поясняется многофакторностью и тем, что в условиях больших глубин углепородный массив уже находится в напряженно-деформированном состоянии. Фильтрация газа и жидкости в нем практически отсутствует. Кроме этого, при ведении горных работ в краевой части пласта формируются зоны от разгруженного до запредельного квазистатического состояния угольного массива.

В краевой части пласта между водопроницаемостью угольных пластов и горным давлением  $P$  имеется четкая обратная связь – при увеличении горного давления она уменьшается и, наоборот, по мере уменьшения горного давления водопроницаемость возрастает. Коэффициент проницаемости жидкости  $k$  в этих зонах имеет прямо противоположные значения, от максимальных значений при свободном течении потока жидкости по трещинам, до практического отсутствия фильтрации вообще (рис. 1).

Как показала практика проведения профилактических мероприятий при высоконапорном нагнетании жидкости, расположение фильтрационной камеры в разгруженной зоне приводит к фильтрации жидкости по трещинам в выработанное пространство. При расположении камеры в зоне с повышенным горным давлением или за ней, из-за низкой водопроницаемости угля происходят неуправляемые процессы гидроразрыва пласта или гидроотжима.

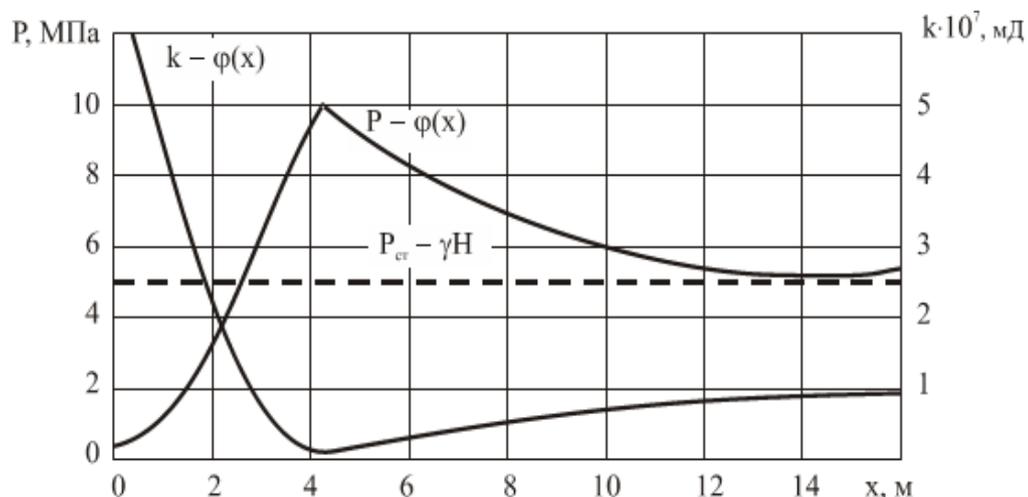


Рис.1. Изменение водопроницаемости угля и величины горного давления на удалении от забоя выработки

В условиях больших глубин высоконапорное нагнетание жидкости в статическом режиме не дает желаемых результатов и не обеспечивает в полной мере безопасность ведения горных работ. В условиях неразгруженных угольных пластов, единственным безопасным способом проведения выработок является применение буровзрывных работ в режиме сотрясательного взрывания. Что в свою очередь является сдерживающим фактором проведения выработок и дополнительным источником провоцирования возгорания метановоздушной смеси.

На протяжении нескольких десятилетий Институтом геотехнической механики НАН Украины ведутся исследования импульсного нагнетания жидкости. Для увлажнения угольных пластов с целью пылеподавления были разработаны насосные установки УНР и УНИ. В настоящее время на базе этого оборудования ведется разработка способа гидроимпульсного рыхления выбросоопасных угольных пластов при проведении выработок комбайнами. Горно-экспериментальные работы, проведенные в условиях шахт ПАО «Краснодон-уголь» позволили оценить надежность и эффективность способа.

В промышленных условиях были подтверждены аналитические и лабораторные исследования механизма гидроимпульсного разрушения выбросоопасных угольных пластов. Вместе с тем решение задачи предельного состояния угольного пласта при гидроимпульсном воздействии или при каком-либо ином режиме высоконапорного нагнетания жидкости в условиях больших глубин не имеет достаточно точного решения.

Учитывая, что эффективность профилактических мероприятий зависит, не только от гидродинамических параметров и свойств горных пород, а и от перераспределения напряжений в массиве, был выполнен анализ теорий внезапных выбросов угля и газа и предельного состояния материалов, раскрывающих природу их разрушения. При проведении исследований было учтено, что теории предельного состояния материалов основаны на результатах исследований образцов в лабораторных условиях. Поэтому, для получения результата, который будет соответствовать рассматриваемой нами задаче, необходимо объединить факторы, объединяющие эти направления исследований.

Для определения гидродинамических параметров и условий решения задачи была использована модель предельного состояния выбросоопасных угольных пластов при их гидрорыхлении [4]. В модели предельного состояния угольного пласта при гидроимпульсном воздействии учитываются как физико-механические свойства угля, так и НДС углепородного массива. Для краевой части пласта условие равновесия сил на контактирующих поверхностях угольный пласт – вмещающие породы запишется с учетом закона Кулона-Амонтона следующим образом:

$$(P_n - P_1)m_n = 2f\gamma_n H(l_2 - l_0), \quad (1)$$

где  $P_n$  – давление нагнетания жидкости, МПа;  $P_1$  – давление жидкости в кромке пласта, МПа;  $m_n$  – мощность пласта, м;  $f$  – коэффициент внешнего трения меж-

ду углем и вмещающими породами;  $\gamma_n$  – удельный вес горных пород т/м<sup>3</sup>;  $H$  – глубина залегания м;  $l_c$  – глубина герметизации шпура, м;  $l_0$  – разрушенная часть кромки пласта, м;

Гидроотжим или его признаки могут проявиться при условии, если давление газа в пласте и давление жидкости, создаваемое в фильтрационной камере, превысят силы горного давления и сопротивляемость угля сдвигу. Последняя определяется силами внешнего и внутреннего трения, которые, в свою очередь, характеризуются коэффициентами внешнего и внутреннего трения угля.

При математическом описании граничного состояния угольного пласта при гидроимпульсном воздействии использовано решение системы уравнений [3]. Так как в системе трех уравнений, описывающих условие решения задачи, содержит более трех неизвестных, для её решения был определен один наиболее значимый фактор. Таким параметром – константой, характеризующей механические свойства горных пород, является сопротивляемость их образца правильной формы одноосному раздавливанию. Исходя из этого в основу модели граничного состояния угольного пласта при гидроимпульсном воздействии положено условие равновесия сил, действующих по граням элемента тела (рис. 2).

Для упрощения решения напряжения по граням приняты равномерно-распределенными. При этом учитывается, что породы кровли и угольный пласт являются, как правило, разномодульными, т.е. при их деформировании они имеют разные значения деформаций. Тогда, рассматривая модель векторной диаграммы для определения горизонтальных нормальных напряжений, можем принять, что в качестве граничных условий на одном из катетов равновесного треугольника приложено горное давление в виде вертикальной нагрузки  $\sigma_y = \gamma H$  и контактные касательные напряжения  $f\sigma_y$ . На втором катете действуют горизонтальные напряжения  $\sigma_x$  и те же касательные напряжения  $f\sigma_y$  (по закону парности касательных напряжений), а на наклонной площадке – активные касательные напряжения  $\tau_\alpha$  и нормальные напряжения  $\sigma_\alpha$ .

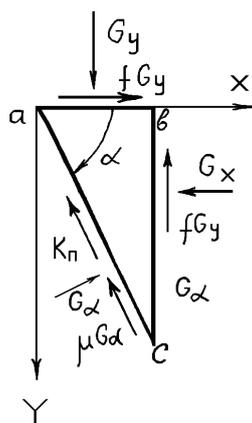


Рис. 2. Векторная диаграмма определения сжимающих горизонтальных нормальных напряжений  $\sigma_x < \sigma_y$

Для решения математической модели удельного давления на образцы горных пород воспользуемся теорией прочности Кулона-Амонтона, которая используется в теории обработки металлов давлением [5].

Из решения системы уравнений [3] для условия равенства напряжения сдвигу материала ( $k$ ) напряжению ( $\tau_3$ ) при экстремальном угле  $\alpha$  относительно горизонтальной оси, на котором эффективные касательные напряжения достигают максимального значения, получено уравнение равновесного состояния горного массива

$$2\tau_3 = \sqrt{(1 + \mu^2) \left[ (\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4f^2 \sigma_y^2 \right]} - \mu(\sigma_x + \sigma_y). \quad (2)$$

Из уравнения (2) путем алгебраических преобразований получено выражение для расчета горизонтального нормального напряжения

$$\sigma_x = -\frac{2(\tau_3 + \mu\sigma_y)}{\cos \rho} \cdot \left( \sin \rho - \sqrt{1 - b^2} \right) + \sigma_y, \quad (3)$$

где  $\rho = \arctg \mu$  – угол внутреннего трения;  $b$  – параметр касательных напряжений  $b = f\sigma_y / (\tau_3 + \mu\sigma_y)$ .

Параметр  $b$  физически означает отношение касательного напряжения от трения на контактной поверхности к максимальному значению касательного напряжения (с учетом внутреннего трения) внутри материала на плоскости, параллельной контактной плоскости.

Так как горизонтальные напряжения в массиве возникают под воздействием давления нагнетаемой жидкости, то учитывая в выражении (3) касательные напряжения и напряжения в массиве можно определить критическое значение давления нагнетаемой жидкости. В результате проведенных преобразований получено выражение для расчета давления импульсного нагнетания, при котором возможно развитие трещин разрушения и проявление гидроотжима

$$P = \frac{1}{m} \int_0^m \left( \frac{2 \cdot \left( k + \mu \cdot \gamma_n \cdot H \cdot \left( 1 + \frac{f \cdot l_2}{m} \right) \right)}{\cos \rho} \cdot \left( \sin \rho - \sqrt{1 - b^2(y)} \right) + \gamma_n \cdot H \cdot \left( 1 + \frac{f \cdot l_2}{m} \right) \right) dy - P_г; \quad (4)$$

$$b(y) = \frac{f \cdot \gamma \cdot H \cdot \left( 1 + \frac{f \cdot l_2}{m} \right) \cdot \left( 1 - \frac{2 \cdot y}{m} \right)}{k + \mu \cdot \gamma \cdot H \cdot \left( 1 + \frac{f \cdot l_2}{m} \right)},$$

где  $k$  – сопротивление сдвига (сцепление);  $\mu$  – коэффициент внутреннего трения,  $\mu = \operatorname{tg} \rho$ ;  $\rho$  – угол внутреннего трения, град.;  $\gamma_n$  – удельный вес горных пород;  $H$  – глубина залегания;  $f$  – коэффициент трения горных пород в массиве;  $l_2$  – глубина герметизации скважины;  $m$  – мощность пласта;  $P_г$  – давление газа в угольном пласте, МПа;  $y$  – параметр интегрирования.

Давление на входе генератора должно превышать его расчетное значение

$$P_{min} = \frac{\sqrt{2E\gamma}(\sqrt{1+\mu^2+\mu})}{2\mu\sqrt{\pi \cdot l}} + \frac{\gamma_n H \left[ \sqrt{(f+\mu-\eta\mu)^2 + (1-f\mu-\eta)^2} - (f+\mu+\eta\mu) \right]}{2}, \quad (5)$$

где  $E$  – модуль упругости;  $\gamma$  – удельная поверхностная энергия;  $l$  – полудлина трещины;  $\eta$  – коэффициент бокового распора,  $\eta = \sigma_x / \gamma_n H$ , но не превышать давление гидроразрыва пласта  $P_p = 0,75\gamma_n H$  [1].

Углы внутреннего и внешнего трения угля определяются экспериментальным путем.

Отличием предложенного решения является то, что в расчете давления нагнетания жидкости для конкретных горно-геологических условий учитываются как физико-механические свойства угольного пласта, так и напряженно-деформированное состояние углепородного массива.

Учитывая, что интегральное выражение (4) и выражение (5) для проведения инженерных расчётов представляют собой сложное математическое решение, в программном обеспечении Matchcad 14 разработан алгоритм расчёта составляющих параметров модели.

Расчет давления гидроотжима, как критерия граничного состояния краевой части пласта, при высоконапорном нагнетании жидкости выполнен по трём вариантам:

- по нормативной методике гидроотжима и/или гидрорыхления угольных пластов [1];
- по методике высоконапорного нагнетания [6];
- по предложенной модели гидроимпульсного воздействия.

К расчету приняты следующие параметры и показатели пласта  $i_3^1$  гор. 915м, залегающего в условиях СП «Шахтоуправление «Суходольское-Восточное» ПАО «Краснодонуголь»: сопротивление сдвигу (сцепление)  $k=10 \text{ кгс/см}^2$ ; коэффициент внутреннего трения  $\mu=\text{tg}\rho$ ; угол внутреннего трения  $\rho=26,57^\circ$ ; удельный вес горных пород  $\gamma=2,65 \text{ т/м}^3$ ; глубина залегания  $H=915 \text{ м}$ ; коэффициент трения горных пород в массиве  $f=0,5$ ; мощность пласта  $m=1,75 \text{ м}$ ; ширина выработки  $b=5,1 \text{ м}$ ; глубина герметизации  $l_2=2,5 \dots 5,5 \text{ м}$ ; глубина скважин для нагнетания жидкости от 6,0 м до 8,0 м.

Принято, что гидроотжим угольного пласта происходит если в условии равновесия сил (1)  $P_I=0$ .

По результатам выполненных расчетов установлены зависимости давления гидроотжима от глубины герметизации шпура при высоконапорном нагнетании жидкости по всем рассмотренным вариантам.

При гидроимпульсном воздействии эмпириоаналитическое уравнение зависимости давления гидроотжима от глубины герметизации при достоверности аппроксимации  $R_2 = 0,9462$  (рис. 3) имеет следующий вид

$$P = 4,123l_2 + 11,478. \quad (6)$$

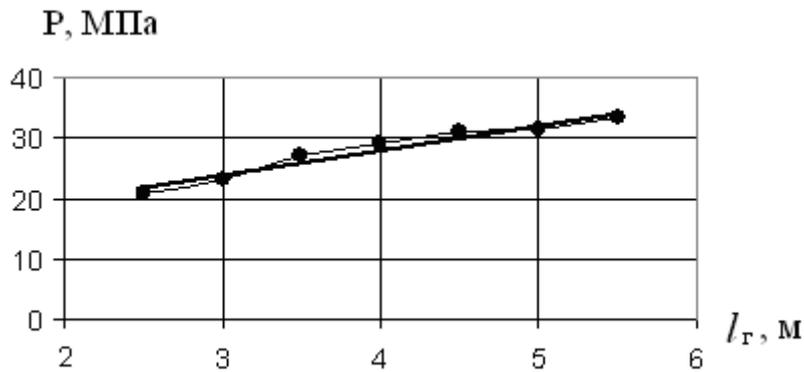


Рис. 3. Зависимость граничного давления нагнетания жидкости от глубины герметизации скважин при гидроимпульсном воздействии

Учитывая, что до настоящего времени исследования вероятности проявления гидроотжима при гидрорыхлении угольных пластов не производились, для анализа и наглядности полученных результатов расчета, совместим полученные графические зависимости (рис. 4). На рисунке: зависимость – 1 характеризует вероятность проявления гидроотжима пласта при его гидрорыхлении по нормативной методике [1], зависимость – 2 при гидроимпульсном воздействии, зависимость – 3 при высоконапорном нагнетании [6].

Анализ установленных зависимостей позволяет отметить, что принятые нормативные методики расчета параметров гидроотжима и гидрорыхления выбороопасных пластов для глубин более 900 м (кривая 1, рис. 4) не соответствуют результатам, установленным практикой для горно-геологических условий залегания выбороопасных угольных пластов Донецкого бассейна.

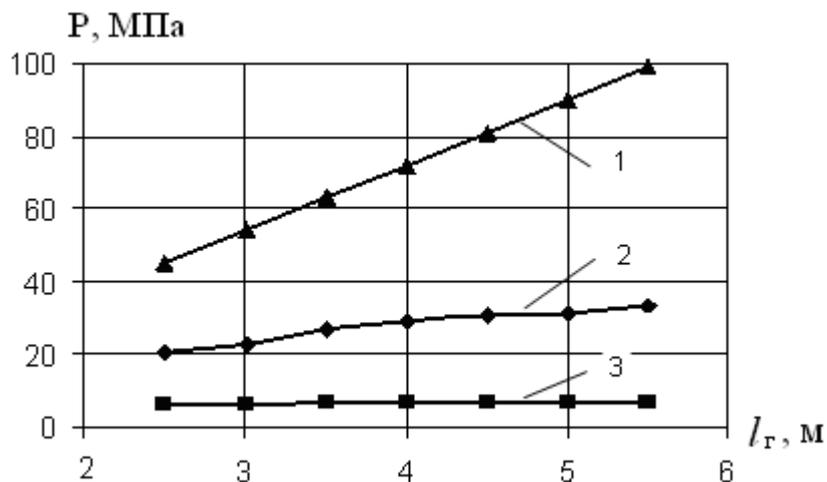


Рис. 4. Зависимости давления гидроотжима от глубины герметизации скважин при нагнетании жидкости

Известно, что при проведении работ по гидроотжиму или гидрорыхлению угольных пластов на глубинах более 800 м с герметизацией шпуров или скважин на глубину более 2,5 м признаки гидроотжима начинают проявляться при давлении нагнетания 20,0 МПа и более. Здесь необходимо отметить, что исследования параметров гидроотжима краевой части при гидрорыхлении выбороопасных угольных пластов на больших глубинах не производились.

Применение модели и методики расчета давления высоконапорного нагнетания жидкости [6] (кривая 3, рис. 4), также требуют корректировки и дополнительных исследований в условиях больших глубин шахт Донецкого бассейна.

Расчет давления гидроотжима по предложенной модели расчета гидроимпульсного воздействия (кривая 2, рис. 4) наиболее точно подтверждаются экспериментальными данными. При проведении горно-экспериментальных работ по гидроимпульсному воздействию на выбросоопасные пласты  $i_3^1$  гор. 915м и  $k_2^H$  гор. 617м, залегающие в условиях шахт ПАО «Краснодонуголь» установлено следующее.

При гидрорыхлении пластов по нормативной методике через скважины длиной от 6,0 м до 8,0 м установлено, что признаки гидроразрыва пласта проявляются при давлении жидкости 0,75γН и более. Для глубины более 650 м это составляет 15,0...18,0 МПа. Признаки гидроотжима прослоев угля проявляются при давлении более 18,0 МПа. Для глубины более 900 м признаки гидроразрыва и гидроотжима прослоев угля проявляются при давлении более 23,0 МПа.

При гидроимпульсном рыхлении пластов по технологической схеме нормативного способа гидрорыхления в диапазоне давления 14,0...23,0 МПа признаков проявления гидроразрыва пласта или гидроотжима зафиксировано не было.

Исходя из проведенных исследований, сделаны следующие выводы.

Отличительной особенностью в расчете параметров гидроимпульсного воздействия на выбросоопасные угольные пласты является, то что в физической модели граничного состояния краевой части пласта и математической модели расчета давления высоконапорного нагнетания жидкости учитываются, как напряженно-деформированное состояние массива, так и физико-механические свойства угля.

Алгоритм расчёта параметров нагнетания жидкости в программном обеспечении Matchcad 14 упрощает сложное решение интегральных выражения и позволяет вести инженерные расчеты задач на ПЭВМ.

Результаты горно-экспериментальных работ в полной мере подтверждают теоретические исследования и лабораторные испытания способа.

#### Список литературы

1. СОУ 10.1.00174088.011-2005, Правила ведения горных работ на пластах склонных к газодинамическим явлениям. Киев, Минуглепром Украины, 2005. –224 с.
2. Булат А.Ф., Софийский К.К., Силин Д.П. и др., Гидродинамическое воздействие на газонасыщенные угольные пласты, Днепропетровск, 2003.–220с.
3. Васильев Д.Л. Закономерности формирования горизонтальных нормальных напряжений в массиве горных пород / Д.Л. Васильев // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины. – Днепропетровск, 2001. – Вып. 29. – С. 17–21.
4. Зберовский В.В. Предельное состояние выбросоопасных угольных пластов при их гидрорыхлении с учетом сопротивляемости угля сдвигу / В.В. Зберовский, Ю.А. Костандов // Збірник наукових праць НГУ України. – Дніпропетровськ: РВК НГА, 2011 - № 36, Том № 2.– С. 36–43.
5. Сторожев, М.В. Теория обработки металлов давлением / М.В. Сторожёв, Е.А. Попов. – М.: Наука, 1967. – 423 с.
6. Теоретические основы гидроотжима и гидрорыхления на угольных шахтах / А.А. Борисенко. – М.: «Наука», 1986. – 114 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бойком В.А.  
Надійшла до редакції 22.03.2012*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК КАВИТАЦИОННОГО ГЕНЕРАТОРА И ОЦЕНКА ИХ СООТВЕТСТВИЯ ПАРАМЕТРАМ ВЫБРОСООПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

В работе приведены результаты экспериментального определения динамических характеристик кавитационного генератора и их сравнение с расчетными зависимостями при разных значениях давлений нагнетания и подпора. Определено соответствие режимов гидроимпульсного воздействия параметрам выбросоопасных угольных пластов.

В роботі наведені результати експериментального визначення динамічних характеристик кавітаційного генератора і їхнє порівняння з розрахунковими залежностями при різних значеннях тисків нагнітання й підпора. Визначено відповідність режимів гідроімпульсного впливу параметрам викидонебезпечних вугільних пластів.

The results of experimental definition of dynamic characteristics of the cavitation generator and their comparison with calculated dependencies at different values of forcing and backup pressures are given in the paper. The compliance of modes of hydropulse influence to the parameters of outburst-prone coal layers is defined.

Единственным принципиальным способом увлажнения угольных пластов, реализованным в широких масштабах на практике, является закачка воды или водных растворов химреактивов (ПАВ или ХАВ) статическим нагнетанием. Статическое нагнетание является нормативным и применяется для предотвращения внезапных выбросов угля и газа [1].

Однако практикой ведения горных работ выявлен ряд существенных недостатков, которые заключаются в следующем: при сложном строении угольного пласта или наличии слоев и пропластков угля с низкими фильтрационными свойствами, непрерывное (статическое) нагнетание воды сопровождается прорывом жидкости в трещины напластования и по ним в забой выработки. Свободная фильтрация жидкости не позволяет закачать необходимое количество жидкости в пласт и провести эффективную гидрообработку по всей его мощности для создания равномерной дегазированной зоны вокруг скважины. В результате в угольном пласте формируются локальные зоны пригрузки, которые при проведении работ по выемке угля являются инициаторами газодинамических явлений. Это приводит к снижению эффективности мероприятий по извлечению метана из угольного пласта и пылеподавлению, особенно при освоении углегазовых месторождений на больших глубинах.

Одним из перспективных направлений, позволяющих исключить эти недостатки, является создание высокоамплитудных гидродинамических волн в скважине за погружным кавитационным генератором, реализующим режим периодически-срывного течения, и передача энергии импульсов угольному массиву, подлежащему гидрорыхлению. Кавитационный генератор (КГ) представляет собою трубку Вентури специальной геометрии с углом раскрытия диффузора  $\beta > 15^\circ$  и более.

В последние годы значимые результаты в этом направлении получены Институтом геотехнической механики (ИГТМ) НАН Украины совместно с ПАО

«Краснодонуголь». Авторами работы [2] разработано новое устройство гидроимпульсного воздействия (УГИВ) на угольный пласт. Оно прошло комплекс исследований в лабораторных условиях на модели скважины и опытную проверку в промышленных условиях, которые показали перспективность УГИВ.

Схема расположения УГИВ в скважине забоя подготовительной выработки приведена на рис.1.

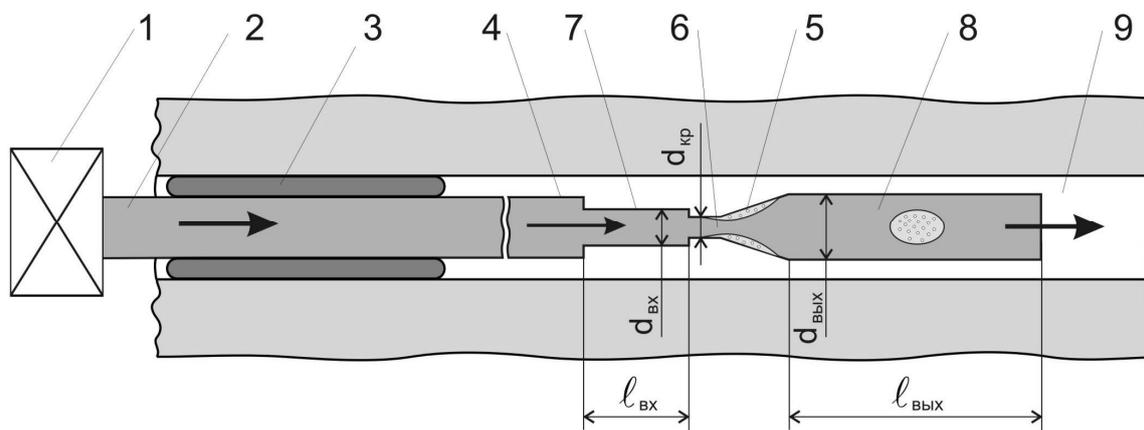


Рис.1. Схема устройства для гидроимпульсного воздействия на угольный пласт: 1 – насосная установка; 2 – напорный трубопровод; 3 – герметизатор; 4 – наконечник герметизатора; 5 – КГ; 6 – критическое сечение генератора; 7,8 – входной и выходной каналы; 9 – скважина

Однако при исследовании такого импульсного воздействия остались нерешенными следующие задачи:

- не определен диапазон давления нагнетания жидкости, обеспечивающий развитие трещин, наклонных к напластованию слоев и пропластков, и как следствие, формирование коллекторной зоны в условиях выбросоопасных пластов;
- не исследовано влияние давления подпора на динамические характеристики КГ и не определено их соответствие параметрам выбросоопасных угольных пластов. Под параметрами выбросоопасных угольных пластов здесь понимаются давление газа (давление подпора), которое в среднем составляет 2-6 МПа, а в некоторых случаях достигает 12,0 МПа, и расчетная величина давления нагнетания  $P_n \leq 0,75\gamma H$ , которая должна обеспечить безопасность ведения горных работ и для глубины шахты  $H=1000\text{м}$  составляет 21 МПа;
- не определены амплитудно-частотные характеристики (АЧХ) КГ.

Это определяет **цель работы**: исследование динамических характеристик КГ при разных значениях давлений нагнетания и подпора и определение их соответствия параметрам выбросоопасных угольных пластов.

Основные геометрические размеры КГ (с диаметром критического сечения  $d_{кр} = 2,5\text{мм}$ , углом раскрытия диффузора  $\beta = 20^\circ$  и диаметром диффузора на выходе  $D = 10\text{мм}$ ) определены для реально действующей насосной установки, используемой на практике шахтами Донецкого бассейна.

Схема автономных испытаний кавитационного генератора по определению его динамических параметров приведена на рисунке 2.

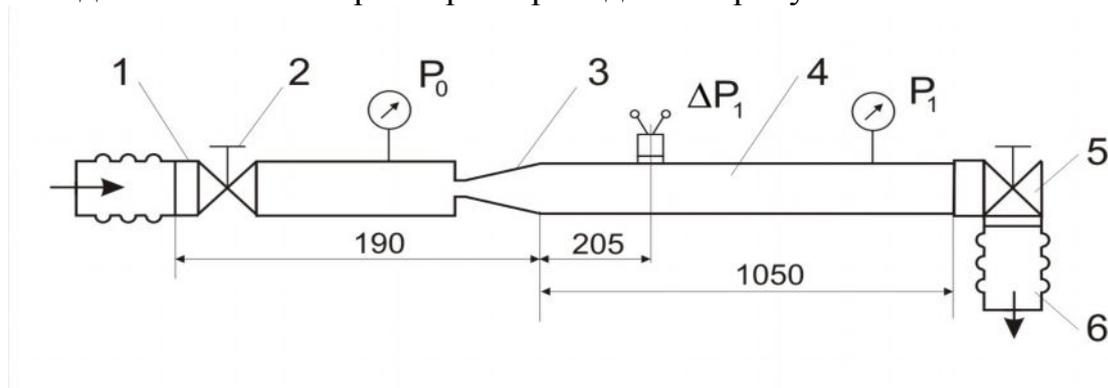


Рис. 2. Схема испытаний КГ: 1 – входной трубопровод с регулируемым дросселем – 2; 3 – КГ; 4 – выходной трубопровод с бобышкой для установки датчика давления и подпорным дросселем – 5; 6 – сливной трубопровод

Исследование зависимостей размаха колебаний давления  $\Delta P_1$  и частоты их следования  $f$  от давления подпора  $P_1$  и определение АЧХ КГ проводилось следующим образом. При открытых регулируемых дросселях 2 и 5 осуществлялось заполнение системы водою. После чего производился запуск подкачивающего насоса и после появления воды на сливе через 10–30с основного насоса УНР-01[3]. Входным дросселем 2 задавалось установившееся значение давления на входе  $P_0 \approx 5, 10; 20; 30$  МПа. При каждом установившемся давлении на входе  $P_0$  выходным дросселем 5 дискретно изменялось давление на выходе  $P_1$  с шагом  $\approx 0,1-2$  МПа.

При измерении статических параметров давления использовались манометры со значением приведенной погрешности 0,6 %, которые разрешают получить среднее значение давления в месте установки манометров.

Измерения колебаний давления  $\Delta P_1$  и частоты их следования  $f$  производилось индуктивным датчиком полного давления типа ДДИ-20, который дает возможность измерять значение давления до  $\approx 120,0$  МПа в импульсе. Принцип работы датчика основан на изменении индуктивности катушки в зависимости от прогиба мембраны при воздействии статико-динамического давления. Собственная частота мембраны составляет не меньше 20000 Гц, гистерезис не более 2 %, не линейность тарировочной характеристики в диапазоне от 0 до  $P_{max}$  не более 5 %.

Сигнал от датчика ДДИ-20 через преобразователь ИВП-2 поступает в многоканальную плату ввода аналоговой информации типа L-1250, в которой аналогово-цифровым преобразователем (АЦП-12) превращается в цифровой вид и подается в аппаратно программный комплекс на базе ПЭВМ. Суммарная приведенная погрешность измерений давления датчиком ДДИ-20 с преобразователем ИВП-2 составляет 5,19 %.

Частота пульсаций давления на выходе из КГ определяется из осциллограммы по формуле  $f = n \cdot (1/t)$ , где  $n$  – количество периодов пульсаций, а  $t$  – длительность  $n$ -периодов пульсаций в секундах.

Размах колебательной величины  $\Delta P_1 = \Delta P_{1\max} - \Delta P_{1\min}$  представляет собой разницу между максимальным  $P_{1\max}$  и минимальным  $P_{1\min}$  значениями давления в импульсе.

В качестве примера на рис. 3 представлена осциллограмма записи величины размаха давления  $\Delta P_1$  во времени на выходе из КГ при его испытании с давлением на входе  $P_0 = 20$  МПа и значении давления подпора  $P_1 = 1,0$  МПа.

Из приведенного рисунка видно, что на выходе из КГ наблюдаются периодические колебания давления  $P_1$ , которые имеют ударный характер с крутым фронтом нарастания и падения давления. При этом колебания давления  $\Delta P_1$  не симметричны относительно среднего значения давления  $P_1$ .

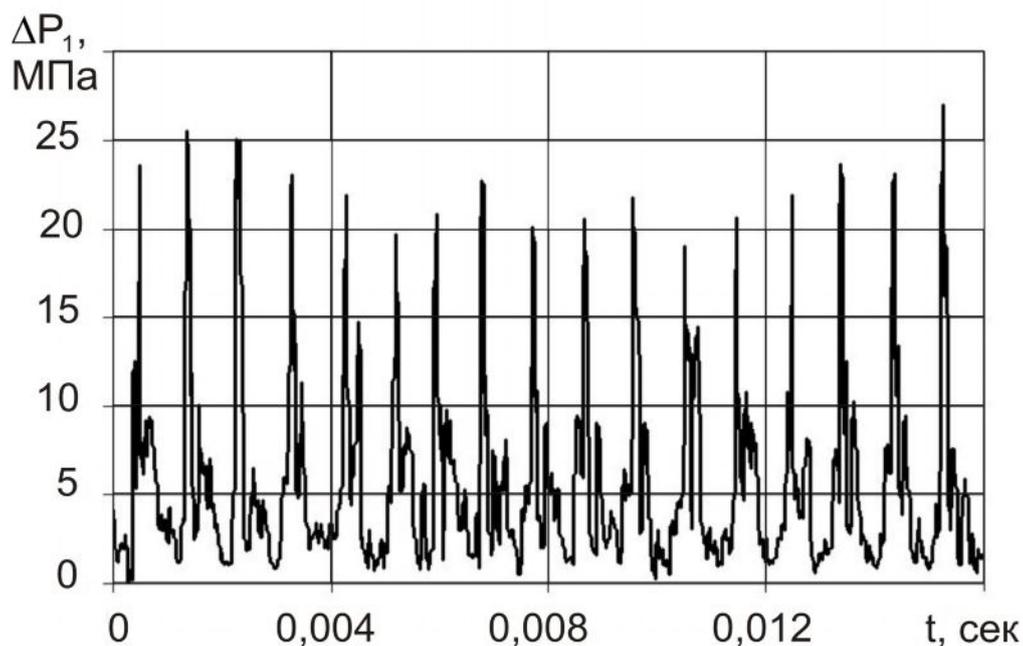


Рис. 3. Фрагмент осциллограммы записи пульсаций давления жидкости во времени:  $P_0 = 20$  МПа,  $P_1 = 1,0$  МПа ( $\Delta P_1 \approx 22$  МПа,  $f \approx 1090$  Гц)

Такой вид колебаний в гидродинамике имеет название пульсаций давления и характеризуется частотой и размахом колебательной величины давления. Это говорит о не акустической природе этих колебаний и дает основания утверждать, что наблюдаемые колебания обусловлены возникновением в проточном канале КГ режима периодически-срывной кавитации, который и предопределяет эти колебания. Этот вывод подтверждается тем, что при постоянном давлении на входе  $P_0$  расход жидкости  $Q$  остается постоянным в широком диапазоне изменения давления подпора  $P_1$ .

Экспериментальные зависимости частоты  $f$  и размаха колебаний давления  $\Delta P_1$  от давления подпора  $P_1$  при давлениях нагнетания  $P_0 = 5, 10, 20,$  и  $30$  МПа и расходах через генератор  $Q = 29,9; 38,7; 54,7;$  и  $67,9$  дм<sup>3</sup>/мин. соответственно приведены на рис. 4 и 5. На этих же рисунках выделен рабочий диапазон по давлению подпора газа для выбросоопасных угольных пластов.

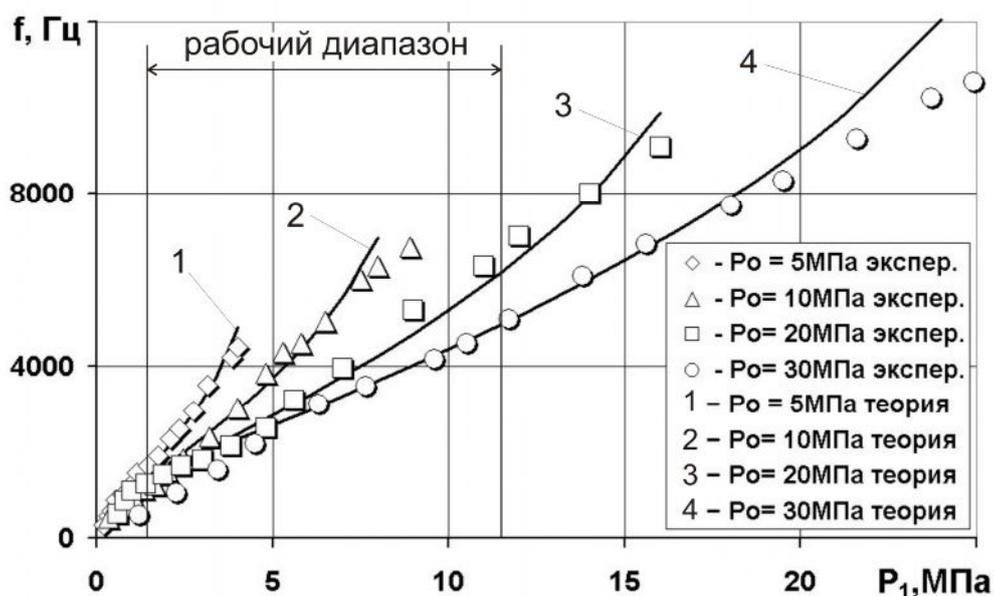


Рис. 4. Совмещенные экспериментальные и теоретические зависимости частоты  $f$  от давления подпора  $P_1$  для различных давлений питания  $P_0$

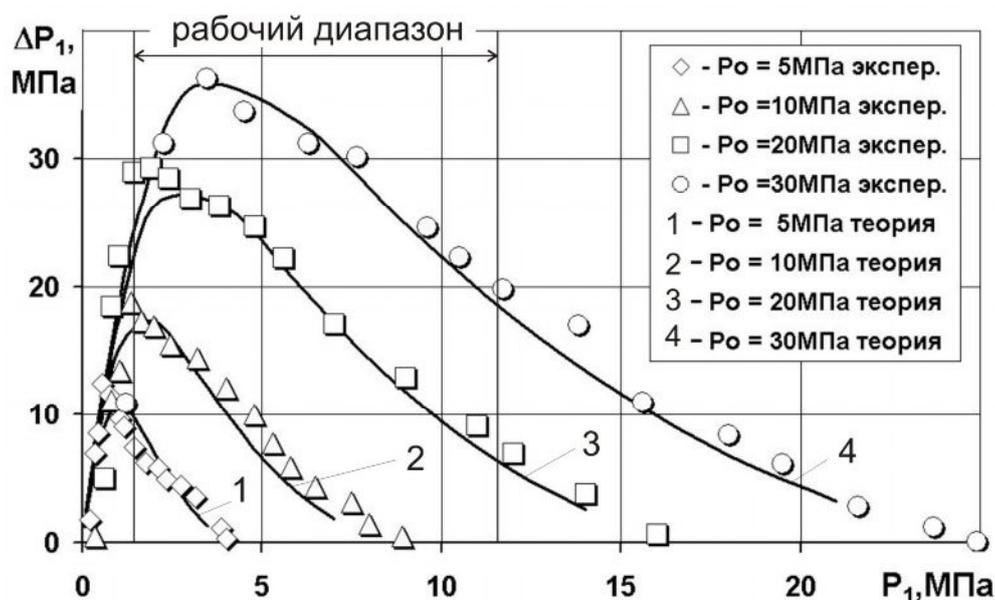


Рис. 5. Совмещенные экспериментальные и теоретические зависимости размаха колебаний давления  $\Delta P_1$  от давления подпора  $P_1$  при различных давлении питания  $P_0$

Из рассмотрения рисунков видно, что с ростом давления подпора  $P_1$  частота  $f$  растет практически по линейному закону. Характер зависимости размаха колебательной величины  $\Delta P_1$  от давления подпора  $P_1$  нелинейный. При фиксированном значении давления подпора  $P_1$  увеличение давления на входе в КГ  $P_0$  приводит к снижению частоты  $f$ . Так, при значении давления подпора  $P_1 = 5,0$  МПа и с ростом давления нагнетания  $P_0$  от 10,0 до 30,0 МПа частота кавитационных автоколебаний падает с  $\approx 4000$  до  $\approx 2200$  Гц. Увеличение давле-

ния на входе  $P_0$  приводит к росту размаха  $\Delta P_1$  колебательной величины давления. При давления на входе  $P_0 = 5, 10, 20,$  и  $30$  МПа максимальные значения размаха  $\Delta P_1 = 12,4; 18,7; 29,3$  и  $36,3$  МПа и наблюдаются при давлениях подпора  $P_1 \approx 0,6; 1,4; 1,9$  и  $3,5$  МПа соответственно. В то же время установлена тенденция снижения относительных значений  $\Delta P_1 / P_0$  с увеличением давления нагнетания  $P_0$ , так при  $P_0 = 5$  МПа  $\Delta P_1 / P_0 = 2,4$ , а при  $P_0 = 30$  МПа  $\Delta P_1 / P_0 = 1,2$ .

В процессе экспериментального исследования размаха колебаний давления и частоты следования импульсов в зависимости от режимных параметров работы КГ (давления нагнетания и подпора) были определены его АЧХ, которые потребуются при установлении соответствия режимов импульсного нагнетания жидкости рациональным параметрам гидрорыхления угольных пластов. На рис.6 представлены совмещенные экспериментальные АЧХ КГ при значениях давления нагнетания  $P_0 = 5; 10; 20; 30$  МПа с указанным рабочим диапазоном по частоте импульсного воздействия на выбросоопасные угольные пласты.

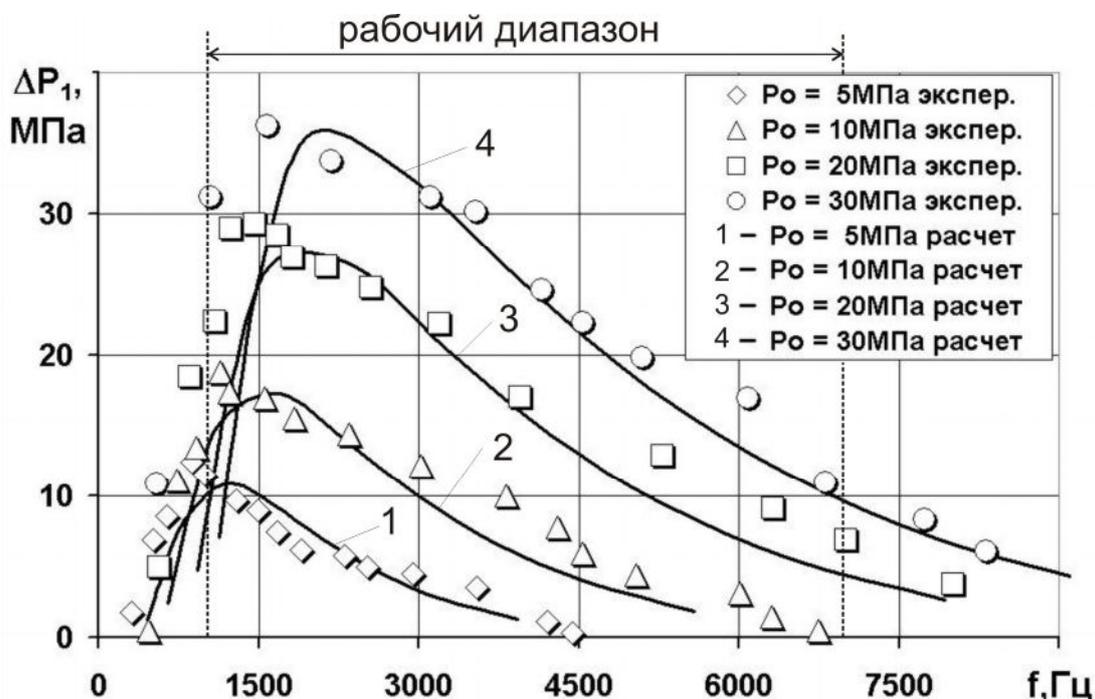


Рис. 6. Расчетные и экспериментальные АЧХ КГ при давлениях на входе  $P_0 = 5; 10; 20$  и  $30$  МПа

Эти зависимости имеют четко выраженный нелинейный характер с максимумом размаха колебаний давления  $\Delta P_1$ , существенно превышающим давление на входе в экспериментальный образец кавитационного генератора.

Рассмотрение экспериментальных зависимостей, представленных на рис. 4–6, позволяет обосновать давление жидкости на входе в кавитационный генератор  $P_0 = 20$  МПа как обеспечивающее достаточный уровень импульсного нагружения (6–29 МПа, рис. 5) выбросоопасных пластов в диапазоне значений давления подпора  $P_1 = 2–12$  МПа с частотой  $f = 1–7$  кГц (рис. 6) и не превышающее расчетную величину давления нагнетания  $P_n \leq 0,75\gamma H$ . Напомним, что

расчетная величина давления нагнетания для безопасного ведения горных работ при глубине шахты  $H = 1000$  м составляет 21 МПа.

Теоретическое определение размаха колебаний давления и частоты их следования, создаваемых кавитационным генератором, выполним в соответствии с математической моделью, изложенной в работе [4] применительно к зависимости размаха от давления подпора.

Для расчета частот кавитационных колебаний воспользуемся формулой, предложенной в этой работе применительно к зависимости частоты от давления подпора

$$f = \frac{v_{кр} \cdot \operatorname{tg} \frac{\beta}{2}}{r_{кр} \sqrt{\mu}} \cdot \left(1 - \sqrt{1 - P_1/P_0}\right), \quad (1)$$

где  $r_{кр}$  – радиус критического сечения генератора;

$\mu$  – коэффициента расхода генератора;

отношение  $P_1 / P_0$  – параметр, характеризующий степень развития кавитации и представляющий собой отношение давления подпора, под действием которого происходит захлопывание каверны, к давлению нагнетания, под действием которого каверна возникает и растет.

Скорость жидкости в критическом сечении генератора определяем по известной формуле

$$v_{кр} = \sqrt{2(P_0 - P_к)/\rho}, \quad (2)$$

где  $\rho$  – плотность жидкости.

Для расчетов амплитуд высокочастотных кавитационных колебаний давления была получена формула в виде

$$|\delta P_1| = \rho \cdot v_{кр}^2 (2\pi)^2 Sh_M^2 \frac{I_d}{\sqrt{1 + \frac{(2\pi)^2 \cdot v_{с.кр}^2 \cdot I_d^2 \cdot F_2^2}{l_k^2 \cdot c^2}}} \cdot \frac{|\delta V_k|}{l_k^2} \quad (3)$$

где  $Sh_M$  – число Струхалия

$$Sh_M = \sqrt{1 - \sqrt{1 - P_1/P_0}} - \frac{1}{\sqrt{\mu}} \left(1 - \sqrt{1 - P_1/P_0}\right); \quad (4)$$

$I_d$  – коэффициент инерционного сопротивления участка диффузора генератора колебаний, расположенного между новой оседлой каверной и выходом из диффузора, определяются по формуле

$$I_d = \frac{1}{\pi \cdot \operatorname{tg} \frac{\beta}{2}} \cdot \left[ \frac{1}{r_{кр} + l_k \cdot \operatorname{tg} \frac{\beta}{2}} - \frac{1}{r_{кр} + l_d \cdot \operatorname{tg} \frac{\beta}{2}} \right]; \quad (5)$$

$r_{кр}$  – радиус критического сечения генератора;

$l_d$  – осевая длина диффузора генератора;

$F_2$  – площадь выходного сечения диффузора генератора;

$\delta V_k$  – амплитуды колебаний объема каверны определялись с учетом, что ее объем равен максимальному объему оседлой кавитационной каверны в момент отрыва

$$|\delta \bar{V}_k| = \frac{\pi l_k}{2} \left[ 3r_{кр}^2 (1 - \mu) + 3r_{кр}^2 l_k \left( \operatorname{tg} \frac{\beta}{2} - \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} \right) + l_k^2 \left( \operatorname{tg}^2 \frac{\beta}{2} - \operatorname{tg}^2 \frac{\alpha}{2} \right) \right], \quad l_k \leq l_d, \quad (6)$$

$l_k$  – длина кавитационной полости, определяется по формуле

$$l_k = \frac{r_{\text{сд}}}{\operatorname{tg} \frac{\beta}{2}} \cdot \left( \sqrt{\frac{\mu}{1 - \sqrt{1 - P_1/P_0}}} - 1 \right) \quad (7)$$

$\alpha$  – угол расширения струи жидкости;

$F_2$  – площадь выходного сечения диффузора генератора.

При решении тестовой задачи формула (3) с учетом выражений (2,4 – 6) дает удовлетворительное согласование расчетных и экспериментальных значений амплитуд колебаний на выходе из генератора с геометрическими и режимными параметрами ( $\beta = 20^\circ$ ,  $r_{кр} = 7\text{мм}$ ,  $l_d = 13\text{мм}$ ,  $D = 56\text{мм}$ ,  $\mu = 0,95$  при давлении нагнетания  $P_0 = 3,0\text{МПа}$ ), приведенными в работе [4].

Однако расчеты, выполненные для кавитационного генератора с геометрическими параметрами  $\beta = 20^\circ$ ,  $r_{кр} = 1,25\text{мм}$ ,  $l_d = 21,3\text{мм}$ ,  $D = 10\text{мм}$ ., указали на заметное расхождение теоретических и экспериментальных зависимостей размаха колебаний давления  $\Delta P_1$  от давления подпора  $P_1$ , как это видно из рис. 7.

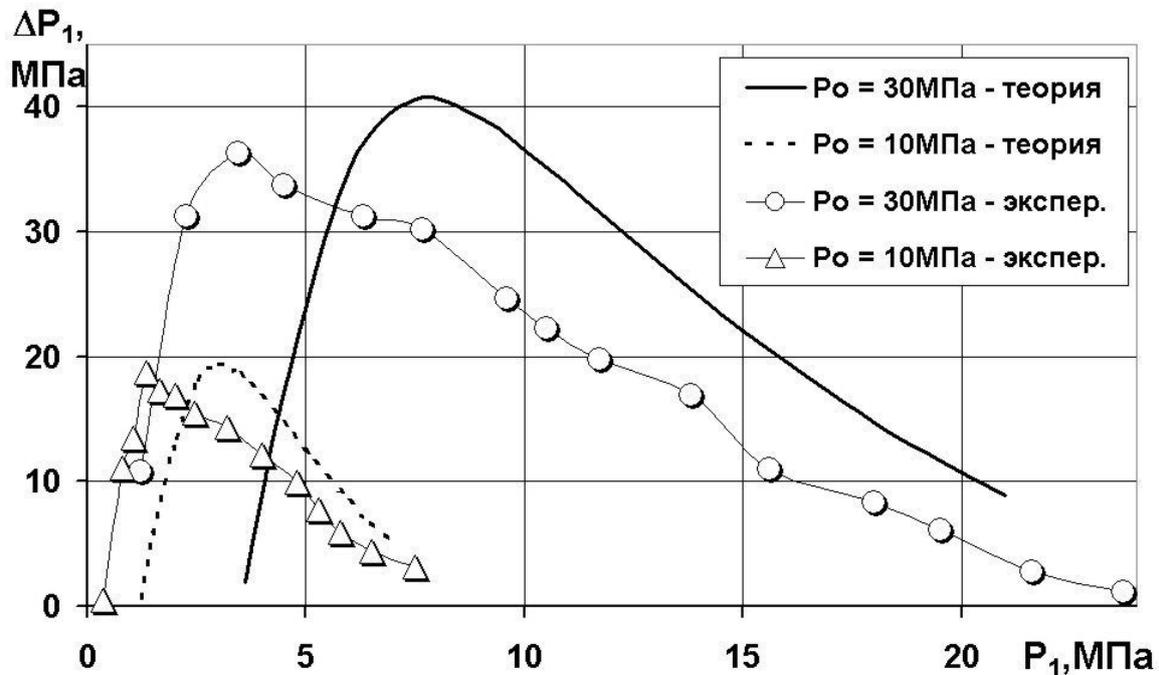


Рис. 7. Расчетные и экспериментальные зависимости размаха колебаний  $\Delta P_1$  от давления подпора  $P_1$  при значениях давления нагнетания  $P_0 = 10$  и  $30\text{МПа}$

Из сопоставления этих зависимостей видно, что теоретические значения пульсаций по сравнению с экспериментальными данными завышены  $\approx 5-20\%$ , а их максимальные значения сдвинуты в сторону увеличения давления подпора  $\approx$  на 2 МПа для давления нагнетания  $P_0 = 10$  МПа и на 5 МПа для  $P_0 = 30$  МПа.

Возможно, это связано с тем, что приведенные расчетные формулы были получены на базе анализа экспериментальных исследований колебаний, возбуждаемых генераторами, диаметры критических сечений которых были значительно большими (а, следовательно, и расходы) диаметра исследуемого погружного малорасходного КГ с  $d_{кр} = 2,5$  мм. Обстоятельства, которые вызывают расхождения в расчетных и экспериментально полученных зависимостях размаха  $\Delta P_1$  от подпора  $P_1$ , были изучены при анализе результатов экспериментального исследования характеристик этого КГ.

Было установлено, что независимо от величины давления подачи жидкости на вход генератора, режим кавитационного течения жидкости в нем возникает при значениях давления подпора  $P_1$  от  $0,01P_0$  до  $0,015 P_0$  и прекращается при достижении  $P_1$  от  $0,85P_0$  до  $0,9P_0$ . В формулах по определению частоты следования импульсов (1), длины кавитационной полости (7) и модифицированного числа Струхаля (4) входит подкоренное выражение  $\sqrt{1 - P_1/P_0}$ , т.е. считается, что кавитационный режим течения жидкости прекращается при достижении граничного значения  $P_1 / P_0 = 1$  ( $P_0 = P_1$ ), когда течение жидкости отсутствует. Снижение граничного значения  $P_1 / P_0$  обусловлено потерями полного давления при внезапном расширении потока жидкости за кавитационной камерой и потерями по длине трубопровода.

Как показали автономные испытания генератора, кавитационно-срывное течение жидкости за ним прекращается при  $P_1/P_0 \approx 0,88$ . Следовательно, в расчетах подкоренное выражение  $\sqrt{1 - P_1/P_0}$  следует поменять на выражение  $\sqrt{0,88 - P_1/P_0}$ . Исходя из вышеизложенного, выражения для определения частоты, длины кавитационной полости и модифицированного числа Струхаля приобретают вид:

$$f = \frac{v_{кр} \cdot \operatorname{tg} \frac{\beta}{2}}{r_{кр} \sqrt{\mu}} \cdot \left(1 - \sqrt{0,88 - P_1/P_0}\right), \quad (8)$$

$$l_k = \frac{r_{кр}}{\operatorname{tg} \frac{\beta}{2}} \cdot \left( \sqrt{\frac{\mu}{1 - \sqrt{0,88 - P_1/P_0}}} - 1 \right), \quad (9)$$

$$\operatorname{Sh}_m = \sqrt{1 - \sqrt{0,88 - P_1/P_0}} - \frac{1}{\sqrt{\mu}} \left(1 - \sqrt{0,88 - P_1/P_0}\right) \quad (10)$$

Использование в расчетах зависимостей (8 – 10) при определении размаха кавитационных автоколебаний давления (3) и их частоты от давления подпора и теоретических АЧХ позволило получить удовлетворительное согласование с экспериментальными данными, как показано рис. 4 – 6 настоящей работы.

Из сопоставления экспериментальных и теоретических АЧХ следует (рис.6), что как по результатам испытаний, так и по расчетам получены АЧХ с четко выраженным нелинейным характером зависимостей размаха колебаний давления жидкости  $\Delta P_1$  от частоты их следования  $f$ . Максимумы размаха колебаний давления  $\Delta P_{1max}$  от  $\approx 2,5 P_0$ , до  $\approx 1,2P_0$  наблюдаются в частотном диапазоне  $f \approx 800 - 1600$  Гц и смещаются вправо по частоте с ростом давления на входе.

Выполненное исследование динамических характеристик малорасходного КГ с выбранными геометрическими размерами проточного канала позволяют сформулировать следующие **выводы**:

– обосновано давление жидкости на входе в кавитационный генератор  $P_0 = 20$  МПа, как обеспечивающее достаточный уровень импульсного нагружения от 6 до 29 МПа выбросоопасных пластов в диапазоне значений давления газа  $P_1 = 2-12$  МПа и частоты  $f = 1-7$  кГц. Давление нагнетания не превышает расчетную величину  $P_n \leq 0,75\gamma H$ , которая должна обеспечить безопасность ведения горных работ и для  $H=1000$  м составляет 21 МПа;

– установлено, что амплитудно-частотные характеристики КГ имеют нелинейный характер с четко выраженным резонансом. Максимум размаха колебаний давления  $\Delta P_1$ ,  $\approx 1,2-2,5$  раза превышает давление на входе в КГ. Резонансные значения размаха колебаний давления  $\Delta P_1$  смещаются вправо по частоте с ростом давления на входе;

– несмотря на сложную гидродинамическую картину течения в проточной части КГ и трудности ее математического описания, получено удовлетворительное согласование расчетных и экспериментальных данных. Это позволит в дальнейшем значительно сократить объем экспериментальных исследований по определению динамических характеристик погружных малорасходных кавитационных генераторов для обеспечения повышения эффективности предварительного увлажнения угольных пластов и борьбы с вредными явлениями в шахтах.

#### Список литературы

1. Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям. / Стандарт Минуглепрома Украины СОУ 10.1.00174088-2005.- Киев: Минуглепром Украины. – 2005. – 225 с.
2. Пат. 87038 Украина, МКИ E21F 5/02. Устройство для гидроимпульсного воздействия на угольный пласт/ Л.М. Васильев, Ю.А. Жулай, В.В. Зберовський, П.Ю. Моисеенко, Н.Я. Трохимец; заявитель и патентообладатель ИГТМ НАН Украины. – № а 2007 10209/9822; заявл.13.09.07; опубл.10.06.09, Бюл. № 11.
3. Зберовский В.В. Стендовая установка для моделирования работы кавитационного генератора в скважине. / В.В. Зберовский В, Ю.А. Жулай, А.А. Ангеловский, И.Ф.Чугунков // Геотехническая механика. Сб. науч. трудов ИГТМ НАН Украины. Днепропетровск. Вып. № 82, 2009. – С. 190-198.
4. Пилипенко В.В. Кавитационные автоколебания: монография / В.В. Пилипенко. – К: Наук. думка, 1989. – 316 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кузьменком О.М.  
Надійшла до редакції 07.05.2012*

## КОМБІНОВАНИЙ СПОСІБ ВИДОБУВАННЯ БІДНИХ ГАЗОВИХ СУМІШЕЙ ПРИ ДЕГАЗАЦІЇ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ ТА ЇХ АДАПТАЦІЯ ДЛЯ ПРОМИСЛОВОЇ ПЕРЕРОБКИ

Представлені результати розробки технології комплексного використання газу метану попередньої дегазації вугільних пластів, а також біогазів виробничої діяльності людини. Представлена технологічна схема такої установки і області її застосування.

Представлены результаты разработки технологии комплексного использования газа метана предыдущей дегазации угольных пластов, а также биогазов производственной деятельности человека. Представлена технологическая схема такой установки и области ее применения.

Results of development the technology of complex usage the methane from degasation of coal mines together with biogas from industrial human activity are suggested. Technological scheme of such installation and sphere of its application is presented.

**Вступ.** Покращення стану енергетичного забезпечення нашої держави вимагає провадити переорієнтацію паливно-енергетичного комплексу України на використання нових альтернативних джерел енергії. Одним із таких джерел є метан вугільних родовищ. Нині цей невідновлюваний енергоресурс мало використовується промисловістю, притому, що попутне видобування цього газу на вугільних шахтах складає великі обсяги, а за його запасами наша держава посідає четверте місце у світі.

Згідно даних Національної комісії регулювання електроенергетики України (НКРЕ України) у вугільних родовищах на теренах нашої держави знаходяться значні запаси метану 12–22 трлн м<sup>3</sup>. Більша частина запасів газу метану знаходиться у сорбованому стані інша (менша) – у розчиненому або вільному. Видобуток метану на шахтах вугільних басейнів України дорівнює 0,9 трлн м<sup>3</sup>. На більшості з них дегазація вугільних пластів є необхідністю забезпечення безпеки видобутку вугілля. Згідно даних Міністерства енергетики та вугільної промисловості України на 62 вугільних шахтах забезпечується дегазація вугільних пластів, при цьому біля 96 % метану (близько 80 млн м<sup>3</sup>) викидається у атмосферу і лише 4 % газу утилізується.

**Критичний аналіз існуючих досягнень і публікацій.** Екологічно чиста утилізація метану обумовлена фізичними властивостями, які дають можливість повністю спалювати його при використанні когеренераційних технологій в замкнутому циклі очищення й переробки продуктів згоряння. Основним з отриманих продуктів є вуглекислий газ. Сучасні технології дозволяють відбирати його і нагнітати у вугільні пласти для подальшого захоронення. При цьому вирішується важлива проблема зниження викиду парникових газів до атмосфери. Досить перспективним вважаються також технології нагнітання азоту N<sub>2</sub> (як інертного газу) у вугільні пласти. Нагнітання згаданих газів сприяє виділенню сорбованого метану із вуглевміщуючої товщі. Особливу зацікавленість до подібних технологій проявляють у США, Австралії, Англії, Німеччині, Китаї, Японії та ін. Саме у цих країнах дослідження з витіснення метану із вугільних пластів та бічних порід за допомогою вуглекислого газу та азоту доведені до промислового впровадження [1, 2].

Створення мобільного енергохімічного комплексу на базі поверхневої модульної дегазаційної установки дає можливість створити підприємство, що забезпечує інтенсивну дегазацію, якісну і комплексну переробку метану вугільних родовищ, різноманітність видобутку кінцевого продукту у вигляді теплової, електричної енергії та хімічної сировини.

Рентабельність та ефективність таких підприємств пов'язана, у першу чергу, зі зростанням ціни на нафту та природний газ. Протягом багатьох років вугілля показувало достатню стабільність на біржових торгах, проте, останніми роками його ціна стабільно зростає. До цього призводять значні витрати на видобуток, збагачення, транспортування і підготовку до технологічного циклу. Крім цього, спостерігається ускладнення гірничо-геологічних умов, зниження якості видобутого вугілля через присікання пустих порід, підвищення відстані між видобувними підприємствами і споживачами сировини, а також іншими проблемами, пов'язаними з підготовкою вугілля до переробки та використання у технологічних циклах.

Одним із найбільших недоліків, що спостерігаються при дегазації вуглепородного масиву на шахтах України, є низький вміст метану у дегазаційних сумішах, що видаються на поверхню за допомогою вакуум-насосів. Лише у поодиноких випадках метан утилізується і використовується як хімічна сировина, паливо для двигунів внутрішнього згорання або енергетична сировина у когенераційних установках. У більшості випадків це газові суміші з низьким вмістом горючих газів. У багатьох випадках їх промислове використання вимагає додаткових заходів безпеки, адже при зниженні концентрації зростає вибухонебезпечність метану. Для вирішення даної проблеми застосовуються різні методи, у тому числі, спеціальні гірничі виробки, які ізолюються від гірського масиву за допомогою тампонування закріпного простору, газгольдерів (що при великих об'ємах метану є майже неможливим), а також додають до газоповітряної суміші природний газ тощо.

**Формування мети та задачі дослідження.** Метою роботи є розробка технологічної схеми комплексного використання суміші газу метана попередньої дегазації шахт та біогазу виробничої діяльності людини для створення додаткового енергетичного джерела.

**Основна частина.** Загальновідомо, що у вуглевидобувних регіонах суттєву проблему має газ метан, який по тріщинах вуглепородного масиву потрапляє у жилі та промислові приміщення і створює загрозу для життя і здоров'я людей. Іншим суттєвим джерелом виділення метану в атмосферу (сприяє глобальному потеплінню) є сільське господарство. Сучасний розвиток суспільства, технологій і техніки призводить до росту споживання електричної та теплової енергії.

Вирішення цих проблем потребує:

- знайти спосіб для утилізації метаноповітряних сумішей із низькою концентрацією метану;
- забезпечити переробку сільськогосподарських відходів із отриманням додаткових джерел енергії;
- знайти екологічно безпечний спосіб утилізації метану та сільськогосподарських відходів.

Одним із рішень поставлених завдань є створення маловідходної комплексної технології з видобутку і переробки бідних метанових сумішей.

Для створення технологічного комплексу з земної поверхні буряться вертикальні або похило-горизонтальні свердловини, на поверхню Землі. В усті дегазаційних свердловин встановлюються вакуум-насоси і формується зона розвантаження у вуглепородному масиві, що забезпечує вихід метаноповітряної суміші на поверхневий комплекс. За допомогою обладнання поверхневого комплексу відбувається змішування дегазаційної суміші з біогазом, отриманим шляхом бродіння біомаси у біогазових установках. Далі така суміш подається у силові агрегати для вироблення електроенергії, теплої води та пари. Основним джерелом метану при такій схемі є відпрацьовані вугільні шахти. Перевага таких шахт – це можливість регулювання об'ємів надходження метану та відсутність необхідності відбору метаноповітряної суміші, яка існує під час розробки вугільних пластів, адже основною метою дегазації в таких умовах є забезпечення відповідних правил безпеки умов шахтарської праці.

Наведений спосіб дегазації вуглепородного масиву, збагачення дегазаційних сумішей і їх переробки дає можливість утилізації бідних дегазаційних сумішей, підвищення їх енергетичної цінності з забезпеченням потрібної концентрації метану, що дає можливість:

- отримання тепла, електроенергії та енергетичного газу на місці дегазації вугільного пласта (свити пластів, відробленого простору);
- локалізації викидів газів дегазації, утилізації відходів сільськогосподарського виробництва ;
- забезпечення функціонування метантенків протягом всього року в замкнутому технологічному циклі;
- отримання добрив.

За рахунок цього забезпечується вироблення дешевої електроенергії й тепла на енергогенеруючих установках, паливного газу (метану) й добрив на місці дегазації вуглепородного масиву. Протягом всього року забезпечується ефективність і екологічність процесу дегазації вугільних пластів та переробки відходів сільського господарства.

На рис. 1 представлений загальний вигляд технологічної схеми підвищення енергетичної цінності газів свердловинної дегазації вуглепородного масиву при розробці вугільних пластів [3].

При реалізації способу ділянка вугільного пласта розкривається дегазаційною свердловиною 1 (вертикальна або похило-горизонтальна), для здійснення дегазації до ведення очисних робіт, під час ведення очисних робіт і після проходження ділянки дегазації очисним вибоєм.

За допомогою вакуум-насоса 2, який встановлюється в усті свердловини на поверхні землі, формується зона вилучення шахтного метану з вуглепородного масиву. По свердловині газ дегазації направляється у резервуар 4 для змішування з біогазом який містить 60–90 % метану. Збагачені таким чином газ дегазації (26–44 %  $\text{CH}_4$ ) під тиском 0,6–1,6 МПа направляються на газотурбінну (газопоршневу) установку 5 для вироблення електроенергії. Тепло вихлопних газів газотурбінної (газопоршневої) установки із залишковим тиском 0,4–0,6 МПа направляється до котла 6, де виробляється пара та тепла вода. Пара направляється на паротурбінну установку 7 для отримання електроенергії, тепла вода по трубопроводу 8 подається до кожуху 14 біогазової установки 3. При періодичному змішуванні за допомогою гвинта мішалки 11 помеленої біомаси

12 (відходи годівлі рогатої худоби й свійських птахів, відходи асенізації, продукти переробки соняшника й буряка, мелена солома, фураж, листя, тощо) відбуваються процеси бродіння. Двигун отримує електрострум, який надходить по проводу 9 і виробляється на газотурбінній установці 5.

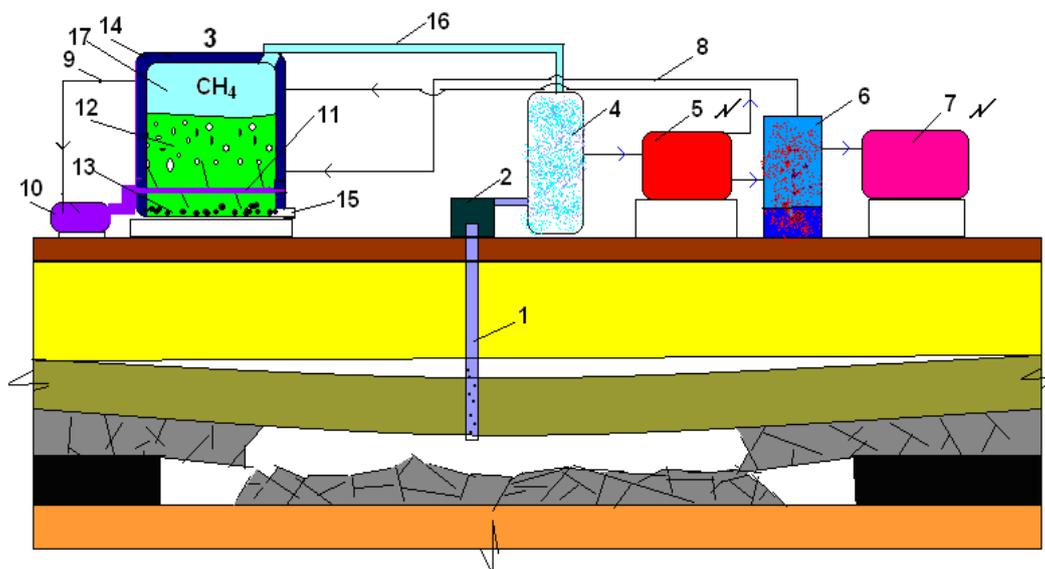


Рис. 1. Спосіб дегазації вуглепородного масиву при розробці вугільних пластів (на відпрацьованих шахтних полях): 1 – дегазаційна свердловина; 2 – вакуум-насос; 3 – біогазова установка; 4 – резервуар для змішування газів дегазації та біогазу; 5 – газотурбінна установка; 6 – котел; 7 – паротурбінна установка; 8 – трубопровід гарячої води ( $T = 40-60\text{ }^{\circ}\text{C}$ ); 9 – провід електроструму до двигуна гвинта мішалки біомаси; 10 – двигун гвинта мішалки біомаси; 11 – гвинт мішалки біомаси; 12 – біомаса; 13 – продукти біорозпаду (добриво); 14 – кожух з теплою водою; 15 – отвір для випуску продуктів біорозпаду (добриво); 16 – газопровід; 17 – газгольдер

Під дією тепла у біогазовій установці 3 відбуваються процеси бродіння біомаси, що забезпечує розмноження та ріст бактерій (метано-агентів) з отриманням біогазу, значну частину якого складають метан ( $\text{CH}_4$  – 50–90%) і вуглекислий газ ( $\text{CO}_2$ ) та продукти біорозпаду 13 органічної маси, що являють собою знезаражене добриво, одна тонна якого еквівалентна 4 тоннам азотно-фосфатних добрив, що виробляються у промисловості.

Біогаз накопичується у верхній частині (газгольдері 17) біогазової установці 3 з продуктивністю  $0,3-0,9\text{ м}^3$  на 1 кг органічної сировини, а продукти біорозпаду 13 виводяться за допомогою гвинта мішалки біомаси 11 через отвір для випуску продуктів біорозпаду (добриво) 15.

Термін процесу переробки біомаси у біогаз та добрива з коефіцієнтом корисної дії 0,9 становитиме 8–20 діб, прискорення процесу можливо до однієї доби за рахунок інтенсивного перемішування, підтримання постійної температури для бродіння, використання якісної фітомаси. Теплота згоряння отриманої газової суміші складатиме  $11,43-20,2\text{ МДж/м}^3$ . Потужність енергетичного комплексу по електроенергії складе  $4572-10486\text{ кВт}$ , по теплу  $3,9-9\text{ Гкал}$ , при вартості 1 кВт  $0,21-0,32\text{ грн}$ . Також можливе використання одержаної газової суміші замість природного газу залежно від потреб споживачів та сезонних коливань пікових навантажень на мережу газопостачання.

Запропонована технологічна схема дозволяє розширити область застосувань та ефективного використання технології дегазації вугільних пластів, локалізувати негативну дію процесу дегазації вугільних пластів на довкілля, забезпечити ефективну, комплексну переробку відходів у паливний газ та знезаражене добриво, зробити процес переробки суміші газів дегазації та біогазу у замкнутому технологічному циклі на компактному й мобільному біодегазаційному енергетичному комплексі.

Концептуальний розвиток технології дегазації вугільних пластів та утилізації метану являє собою комплекс завдань які необхідно вирішити щонайближчим часом:

- комбінування попередньої дегазації вугільних пластів, під час ведення гірничих робіт і після їх закінчення з застосуванням направлено буріння дегазаційних свердловин;
- дегазація відпрацьованих шахтних полів, що поліпшить екологічну ситуацію та підвищить безпеку у жилих та промислових приміщеннях, де є небезпека виділення метну;
- моделювання напружено-деформованого стану порід з урахуванням простору і часу ведення очисних робіт для визначення місць скупчення метану, в порожнинах, над виробленим простором з метою закладення дегазаційних свердловин;
- максимально комплексне використання метану вугільних родовищ, у тому числі у суміші з природним газом та метаном, що утворюється у біогазових установках;
- кондиціонування шахтного повітря за рахунок спалювання метану вугільних шахт;
- розвантаження масиву та підвищення тиску у газоємних породах та вугільних пластах для покращення газовіддачі для інтенсифікації процесів десорбції та дифузії метану за рахунок ефективного підбору бінарних газів, включаючи вуглекислий газ ( $\text{CO}_2$ ) і азот ( $\text{N}_2$ ).

**Висновки.** Комбінування різних способів видобутку метану з застосуванням технологічних схем замкнутого циклу дає можливість адаптувати бідні дегазаційні суміші до технологічного циклу з переробки відходів сільського господарства, отримання з них біогазу, добрив, електричної, теплової енергії за когенераційною схемою та газових моторних палив, що забезпечує комплексність використання вторинних ресурсів, екологічність і ефективність процесу дегазації вугільних пластів.

#### Список літератури

1. Сторишко В.Е, Кирик Г.В, Стадник А.Д. Новые технологии и оборудование для увеличения метаноотдачи угольных пластов // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць / Ін-т Геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. - Дніпропетровськ, 2008. – С. 40–46.
2. Szlązak N., Tor A., Jakubów A., Gatnar K. Methane as a Source of Energy in an Air-Conditioning System in “Pniówek” Coal Mine // International Mining Forum 2004. – P. 83-98
3. Патент на корисну модель №50709 МПК (UA). Спосіб дегазації вуглепородного масиву при розробці вугільних пластів / В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський, М.М. Табаченко, В.Ю. Медяник, Ю.В. Сорбат. - Опубл. 25.06.2010. Бюл. № 12.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.  
Надійшла до редакції 27.03.2012*

## **К ВОПРОСУ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ В ПОЛУМУЛЬДЕ С УЧЕТОМ РЕЛЬЕФА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ**

На основе результатов натуральных инструментальных наблюдений на наблюдательной станции установлены основные особенности распределения горизонтальных деформаций в полумульде с учетом рельефа подработанной территории для условий Никопольского марганцевого месторождения.

На основі результатів натурних інструментальних спостережень на спостережній станції встановлені основні особливості розподілу горизонтальних деформацій у напівмульді з урахуванням рельєфу підробленої території для умов Нікопольського марганцевого родовища.

On the basis of results of instrumental supervisions of models the values of functions of distributing of the vertical moving and deformations of earthly surface are set on the before earned additionally territory.

Выбору эффективных мер охраны сооружений и объектов при подработках предшествуют расчёты сдвижений и деформаций земной поверхности от вредного влияния очистных горных выработок. Для условий Никопольского марганцевого месторождения эти расчёты должны выполняться по методике, изложенной в нормативном документе – Правилах охраны [1].

Указанная методика разработана для условий полной подработки земной поверхности и отработки марганцеворудного пласта лавами или комплексномеханизированными заходками в целике в нетронутом массиве. Такие ограничения не предусматривают влияния на процесс сдвижения ранее отработанных соседних выемочных столбов.

Кафедрой маркшейдерии НГУ проводились исследования процесса сдвижения земной поверхности при подземной разработке марганцеворудного пласта шахтами Марганецкого ГОКа. Для этого были заложены 4 наблюдательные станции: № 1 (шахта № 4-7), №№ 2,3 (шахта № 6), № 4 (шахта № 9-10). Каждая наблюдательная станция состоит из 2-4 профильных линий грунтовых реперов, расположенных как в главных сечениях, так и в краевых частях мульды сдвижения над очистными горными выработками шахт. Ведение горных работ на шахтах осложнено наличием в толще горных пород нескольких водоносных горизонтов (как безнапорных, так и напорных), являющихся источниками обводнения горных выработок.

С целью предотвращения прорывов воды в горные выработки перед началом ведения очистных горных работ проводится предварительное снижение уровней водоносных горизонтов на участках, намечаемых к разработке выемочных столбов, при помощи восстающих скважин, пробуренных из подготовительных горных выработок.

Ранее было установлено, что проводимое водопонижение отрицательно сказывается на состоянии подрабатываемого породного массива, вызывая его дополнительные сдвижения и деформации.

Натурными инструментальными наблюдениями, выполненными на наблюдательных станциях №№ 1-4 было установлено значительное превышение

величин максимальных оседаний земной поверхности по отношению к вынимаемой мощности марганцеворудного пласта (до 1 м и более).

Следует отметить, что практически все наблюдательные станции расположены на относительно равнинных участках земной поверхности, за исключением наблюдательной станции №4. Параметры процесса сдвижения, характерные для указанных условий, представлены в нормативном документе – Правилах охраны [1] и не учитывают особенности рельефа подрабатываемой территории.

В дальнейших исследованиях нами было отмечено влияние рельефа земной поверхности на параметры процесса сдвижения, которое можно проиллюстрировать на примере наблюдательной станции № 4, заложенной на склонах балки Грушевская. При этом при горизонтальном залегании марганцеворудного пласта из-за резко изменяющегося рельефа земной поверхности фактические длины полумульд по профильной линии № 3 (рис.1) значительно отличались друг от друга и соответственно составили: в сторону падения склона балки – 85 м, а в сторону восстания склона – 116,4 м.

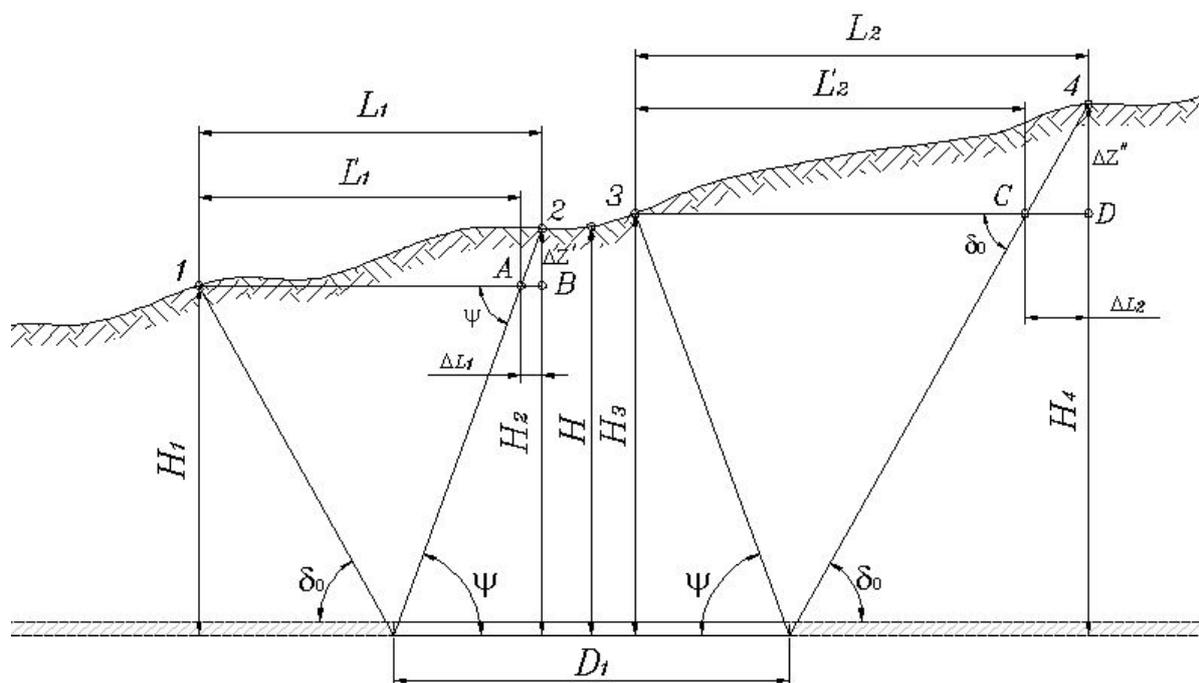


Рис.1. Схема к определению длин полумульд  $L_1$  и  $L_2$  на участке с резко изменяющимся рельефом земной поверхности

Рассчитанная по методике Правил охраны [1] длина полумульды (98,6 м) значительно отличается от фактических значений. Такие существенные расхождения в длинах полумульд на участке с резко изменяющимся рельефом (до 20 %) могут привести к большим погрешностям в расчетах сдвижений и деформаций земной поверхности и, как следствие, к искаженному представлению о характере процесса сдвижения в мульде в целом.

Наблюдательная станция № 4 была заложена над северной лавой на шахте № 9-10 и состоит из трёх профильных линий. Профильная линия №1 заложена вдоль выемочного столба и находится в плоском дне мульды над серединой ла-

вы. Профильные линии № 2 и № 3 также были полностью подработаны вначале лавой, а впоследствии заходками, линии расположены перпендикулярно к профильной линии № 1 и проходят по склонам балки Грушевская.

Натурные инструментальные измерения на наблюдательной станции выполнялись по известной традиционной методике и состояли из нивелирования грунтовых реперов и измерения длин интервалов между реперами при помощи жестких отвесов конструкции ВНИМИ.

По результатам камеральной обработки были построены графики сдвижений и деформаций земной поверхности по профильным линиям реперов и наблюдательной станции в целом.

По профильной линии № 3 представлены некоторые параметры процесса сдвижения (табл.1).

Таблица 1

Характеристика процесса сдвижения по профильной линии №3  
наблюдательной станции №4

№№ пп	Наименование параметров	Отработка лавой	Отработка заходками
1	Глубина ведения горных работ, м	56-68	78-86
2	Вынимаемая мощность марганцеворудного пласта, м	3,09	2,15
3	Максимальное оседание земной поверхности, мм	3835	2157
4	Максимальное горизонтальное сдвижение, мм	1753	930
5	Максимальная горизонтальная деформация, $10^{-3}$	48,0	36,0
6	Относительная величина максимального оседания	1,241	1,003
7	Относительная величина максимального горизонтального сдвижения	0,457	0,431

В соответствии с рис.1 на участках с резко изменяющимся рельефом земной поверхности длины полумульд могут быть определены следующим образом [2]:

$$L_1 = L_1' + \Delta L_1 = H_1(\text{ctg}\delta_0 + \text{ctg}\psi) + \Delta Z' \text{ctg}\psi = H_1 \text{ctg}\delta_0 + H_2 \text{ctg}\psi;$$

$$L_2 = L_2' + \Delta L_2 = H_3(\text{ctg}\delta_0 + \text{ctg}\psi) + \Delta Z'' \text{ctg}\delta_0 = H_3 \text{ctg}\psi + H_4 \text{ctg}\delta_0,$$

где  $\Delta Z' = Z_2 - Z_1$ ;  $\Delta Z'' = Z_4 - Z_3$ ;  $\delta_0$ ,  $\psi$  – граничный угол и угол полных сдвижений, град.

При горизонтальном залегании пласта  $\Delta Z' = H_2 - H_1$ ,  $\Delta Z'' = H_4 - H_3$ .

Высотные отметки точек  $Z_1$ ,  $Z_2$ ,  $Z_3$  и  $Z_4$  могут быть определены на вертикальном разрезе участка земной поверхности с резко изменяющимся рельефом

при горизонтальном залегании пласта или как величины  $H_1, H_2, H_3$  и  $H_4$  – расстояния от рассматриваемых точек до марганцеворудного пласта, м.

В Правилах охраны [1] для расчетов ожидаемых сдвижений и деформаций земной поверхности для закончившегося процесса сдвижения при полной подработке рекомендованы следующие формулы:

$$\eta_{(x)} = \eta_0 S_{(z)},$$

$$i_{(x)} = \frac{\eta_0}{L} S'_{(z)},$$

$$k_{(x)} = \frac{\eta_0}{L^2} S''_{(z)},$$

$$\xi_{(x)} = \eta_0 F_{(z)},$$

$$\varepsilon_{(x)} = \frac{\eta_0}{L} F'_{(z)},$$

где  $\eta_{(x)}, i_{(x)}, k_{(x)}, \xi_{(x)}, \varepsilon_{(x)}$  – соответственно оседание, наклон, кривизна, горизонтальное сдвижение и горизонтальная деформация в точке с абсциссой  $X$ ; начало координат принимают в точке максимального оседания,  $\eta_0$  – величина общего максимального оседания земной поверхности вследствие ведения очистных горных работ и водопонижения (определяется по специальной методике [3]);  $L$  – длина полумульды сдвижения (рис.2);  $S(z), S'(z), S''(z), F(z), F'(z)$  – функции распределения величин оседаний, наклонов, кривизны, горизонтальных сдвижений и горизонтальных деформаций в полумульде сдвижения;  $Z = \frac{x}{L}$  – отношение абсциссы определяемой точки к длине полумульды.

Функции распределения величин оседаний, наклонов и кривизны получают в результате камеральной обработки нивелировок, а функции распределения горизонтальных сдвижений и горизонтальных деформаций – по результатам обработки длин интервалов между реперами.

В табл.2 представлены значения единичной кривой  $F'(z)$  для различных полумульд по профильной линии № 3. Здесь же для сравнения приведены значения функции  $F'(z)$ , принятые для Никопольского марганцевого месторождения и Донбасса [1,4].

Распределение функции  $F'(z)$  в полумульде в сторону восстания склона балки, в принципе, имеет приблизительно такую же конфигурацию, что и для Никопольского марганцевого месторождения и Донбасса в целом, однако несколько отличается от указанных из-за особенностей горно-геологических и гидрогеологических условий.

Что касается распределения функции  $F'(z)$  в полумульде по падению склона, то здесь отмечаются принципиальные отличия. Это касается особенно краевой части полумульды, где в отличие от традиционных горизонтальных деформаций растяжений происходит значительное сжатие на земной поверхности (участок с  $Z = 0,7-0,9$ ).

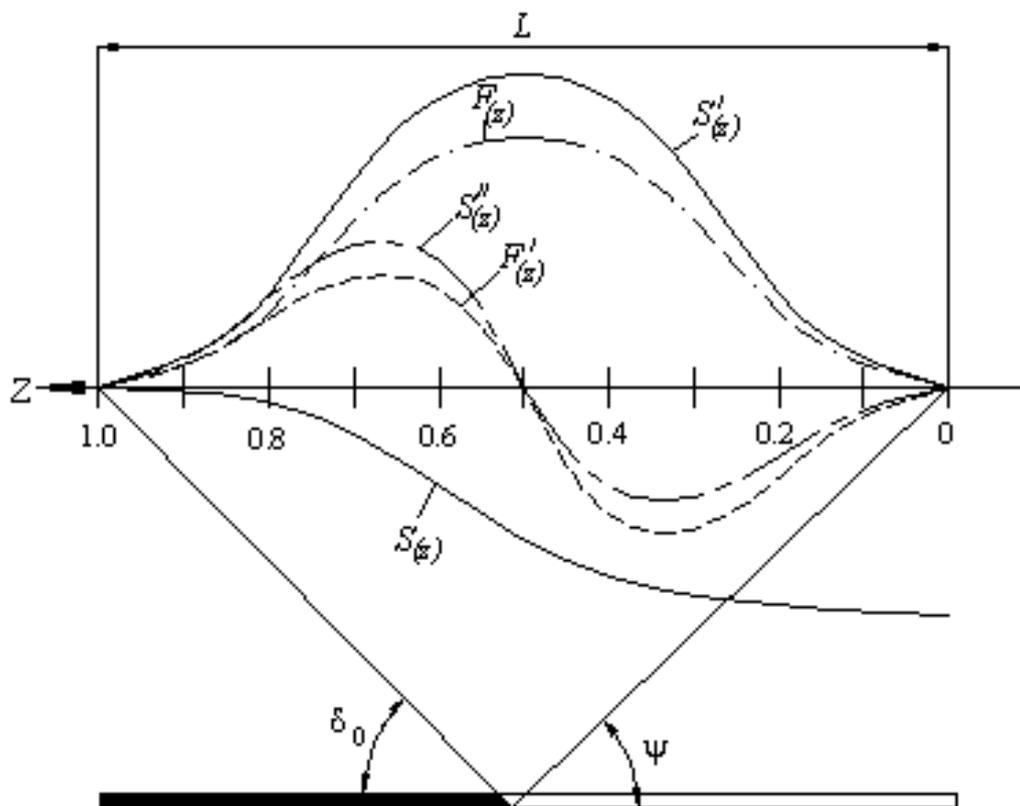


Рис.2. Схема распределения сдвигов и деформаций в полумульде

Таблица 2

Значения функций  $F'(z)$  по профильной линии №3 при полной подработке земной поверхности

$Z = \frac{x}{L}$	$F'(z_1)$ по падению склона	$F'(z_2)$ по восстаню склона	$F'(z)$ по Правилам охраны [1]	$F'(z)$ для Донбасса
0	0	0	0	0
0,1	-0,563	-1,022	-0,39	-2,3
0,2	-0,730	-0,964	-0,66	-5,6
0,3	-0,417	0,438	-0,85	-10,8
0,4	0,166	1,110	-0,72	-8,0
0,45	—	1,402	0	—
0,5	0,626	1,285	0,23	6,8
0,6	0,355	1,051	0,83	11,0
0,7	-0,209	0,584	0,82	6,0
0,75	-0,584	—	—	—
0,8	-0,417	0,438	0,52	2,0
0,9	-0,083	0,175	0,28	1,0
1,0	0	0	0	0

Это обстоятельство, очевидно, можно объяснить тем, что в подрабатываемом массиве возникают дополнительные напряжения, связанные со сдвижением (сползанием) пород в сторону падения склона балки и водопонижением.

Выполненные исследования по изучению закономерностей распределения горизонтальных деформаций в полумульде с учетом рельефа земной поверхности позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. На Никопольском марганцевом месторождении при подработках участков с резко изменяющимся рельефом процесс сдвижения земной поверхности имеет принципиальные отличительные особенности [5,6].

2. При горизонтальном залегании марганцеворудного пласта распределение горизонтальных деформаций в полумульде по падению склона подчиняется определенным закономерностям. При этом абсолютные значения функции распределения в полумульде по падению склона несколько меньше тех, что в полумульде по восстанию.

3. С целью уточнения полученных закономерностей целесообразно было бы заложить на одной из шахт типовую наблюдательную станцию над очистными горными выработками на участке с резко изменяющимся рельефом и организовать инструментальные наблюдения за сдвигами земной поверхности для дальнейшего обобщения полученных результатов.

#### Список литературы

1. Лисица И.Г. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на Никопольском марганцевом месторождении / Лисица И.Г., Антипенко Г.А., Гаврюк Г.Ф. – Днепропетровск, 1985. – 38 с. *ил., табл.* – (Нормативный документ Министерства черной металлургии УССР. Инструкция).

2. Гаврюк А.Г. Графоаналитический способ определения длин полумульд с учетом рельефа земной поверхности / А.Г. Гаврюк, Г.А. Антипенко, Г.Ф. Гаврюк / Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 2. – С.30-33. – *Библиогр.: с.33.*

3. Лисица И.Г. Особенности процесса сдвижения земной поверхности при разработке Никопольского месторождения / И.Г. Лисица, Г.А. Антипенко, Г.Ф. Гаврюк // Разработка месторождений полезных ископаемых. Вып. 91, К.: Техніка, 1992. С.38-43. – *Библиогр.: с. 43.*

4. ГСТУ 101.00159226.001–2003. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. – Офіц. вид. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. – 128 с.: *ил., табл.* – (Галузевий стандарт України).

5. Троицкий В.С. Некоторые особенности сдвижения пород в условиях горного рельефа / В.С. Троицкий, В.А. Внуков, А.И. Коваль // Тр. ВНИМИ, сб. 89, Л.: 1973. – С.73-77. – *Библиогр.: с.77.*

6. Троицкий В.С. Некоторые особенности наблюдений за сдвижением земной поверхности в условиях горного рельефа / В.С. Троицкий, В.А. Внуков // Тр. ВНИМИ, сб. 89, Л.: 1973. – С.89-92. – *Библиогр.: с.92.*

7. Медянцев А.Н. О точности расчета деформаций земной поверхности / А.Н. Медянцев // Тр. ВНИМИ, 1963, сб. L, – С.190-193. – *Библиогр.: с. 193.*

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 14.05.2012*

## ПРОГНОЗУВАННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРІД ПРИ ЗМІНІ ФОРМИ ОЧИСНОГО ВИБОЮ

В статті представлені результати досліджень зміни напружено-деформованого стану порід при зміні форми очисного вибою в результаті ведення очисних робіт за допомогою стругових комплексів останнього покоління.

В статье представлены результаты исследований изменения напряженно-деформированного состояния массива пород при изменении формы очистного забоя в результате ведения очистных работ с помощью струговых комплексов последнего поколения.

In article the results of studies of stress-stain state of rock forms when the working face as a result of treatment works with plow systems of last generation are described.

**Вступ.** Впровадження стругової техніки останнього покоління дає можливість істотно збільшити обсяг видобування вугілля з тонких вугільних пластів. Серед переваг даної техніки є можливість роботи в повністю автоматизованому режимі, забезпечення максимальної безпеки роботи у очисному вибої, надійну роботу, навіть за наявності хвилястої гіпсометрії пласта, перешкод, у вигляді тектонічних порушень, максимальне зменшення кількості порожньої породи серед вугілля. Проте, одним із основних параметрів при вийманні вугілля такою технікою є дотримання кута дуги лінії очисного вибою.

**Метою дослідження** є визначення впливу форми очисного вибою, яка має форму дуги, на прояв гірського тиску в очисному вибої при інтенсивному вийманні вугілля та визначення діапазону збільшення або зменшення кута радіуса форми вибою для оптимальної роботи очисного вибою.

**Основна частина.** Серед технологічних факторів, що впливають на регулювання форми очисного вибою, є необхідність утримання скребкового конвеєра лави в площині вибою, а також для утримання в стані натягу ланцюгів скребкового конвеєра лави та привідного ланцюга струга. Якщо радіус дуги прогину буде зменшено, то втрачається контроль за керуванням скребкового конвеєра лави в площині вибою, при збільшенні – буде надмірний натяг ланцюгів конвеєра лави та струга, що призводить до перевантаження електродвигунів та збільшення зносу ланцюгів та напрямних «зірок».

Розглянемо три положення зміни форми дуги очисного вибою при вийманні вугілля:

- нормальне – згідно з рекомендаціями фахівців та паспорта з ведення очисних робіт;
- поступове збільшення радіуса форми вибою – до максимально можливого за технологічними факторами;
- поступове зменшення радіуса до відносно прямолінійного вибою, з можливістю створення радіуса «від вибою».

При дотриманні форми вибою, відповідно до вимог та рекомендацій напружено-деформований стан є досить стабільним, опір секцій механізованого кріплення становить  $\max - 30,6$  МПа,  $\min - 24$  МПа. При цьому максимальні

навантаження спостерігаються на сполученні очисного вибою з конвеєрним штреком упродовж 13–20 секцій з поступовим зменшенням до мінімального та підвищенням навантажень приблизно в середині лави, та розповсюджуються на 5–10 секцій в обидві сторони від відносної середини лави, тобто зміна напружень проходить від штреків із певним відставанням у часі і досягає середини лави. Мінімальні навантаження спостерігаються на сполученні очисного вибою з вентиляційним штреком (рис. 1). Це явище пояснюється тим, що штрек, який виконує роль вентиляційного, повторно використовується і, відповідно, знаходиться в зоні розвантаження. Встановлено, що при такій формі очисного вибою крок обрушення порід безпосередньої покрівлі складає 2 м, основної – 12 м.

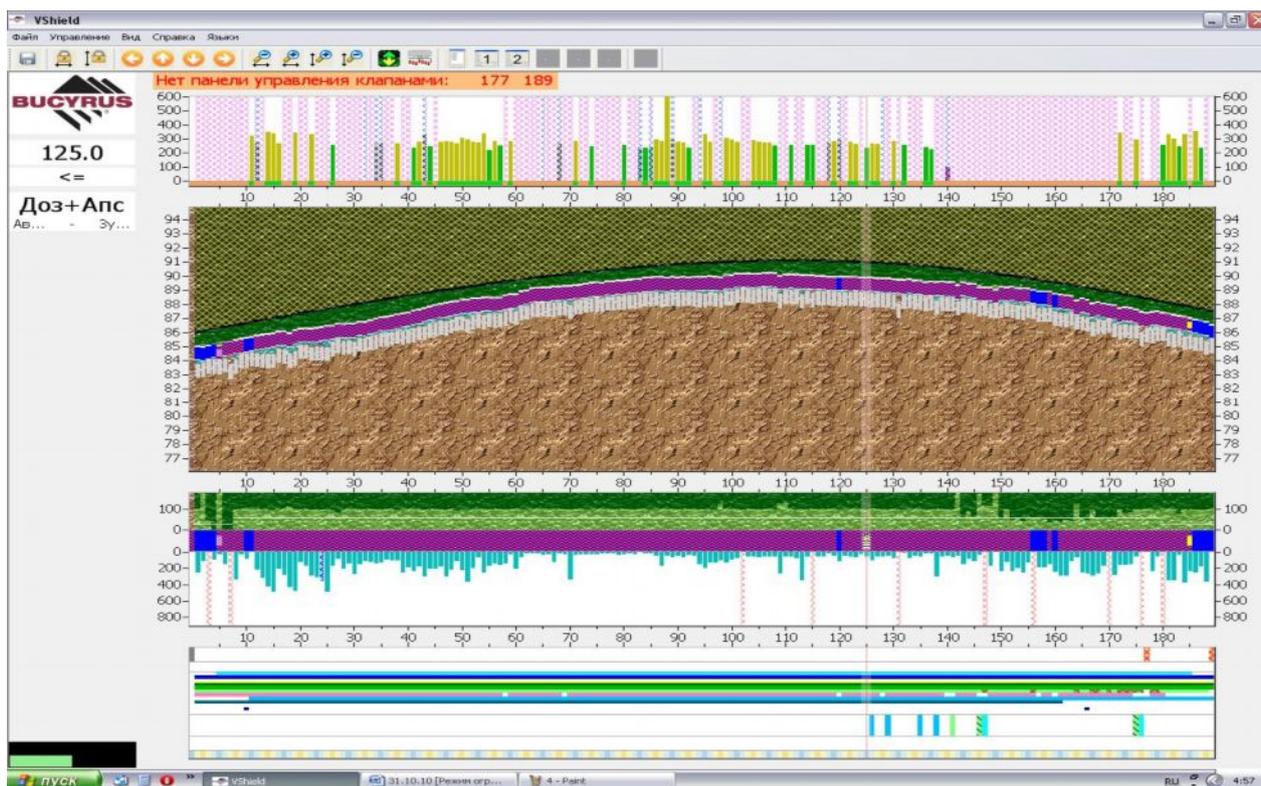


Рис. 1. Зображення робочих процесів в очисному вибої при виконанні робіт згідно з виданими рекомендаціями

Збільшення радіуса дуги лінії очисного вибою спостерігається перш за все, при інтенсивному відпрацюванні пласта. При такій роботі спостерігається зменшення тиску на секції механізованого кріплення до  $\max - 34$  МПа,  $\min - 23$  МПа. Причому мінімальні навантаження спостерігаються в тій частині лави, де форма лінії вибою має нормальне положення (рис. 2). В цій зоні спостерігається зависання порід основної та безпосередньої покрівель та збільшується крок обрушення: безпосередньої – до 4 м, основної – до 18 м. В зоні збільшеного радіусу лінії очисного вибою обрушення порід покрівлі відбувається після кожного пересування секцій механізованого кріплення. В цій зоні за таких умов при осіданні порід покрівлі спостерігається збільшений опір секцій механізованого кріплення лави, який приблизно дорівнює 42 МПа, а на кінцевих ділянках лави – мінімальні навантаження.

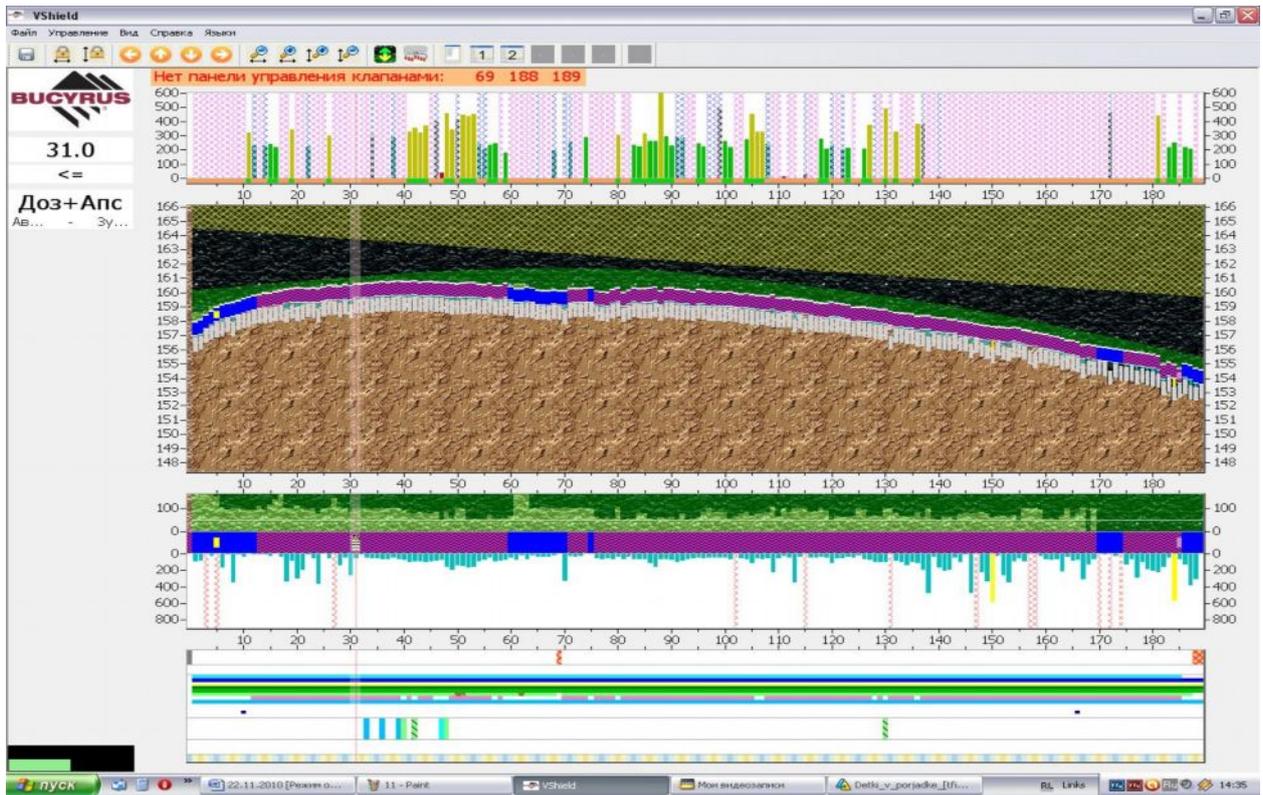


Рис. 2. Зображення робочих процесів в лаві при збільшенні радіуса дуги лінії очисного вибою

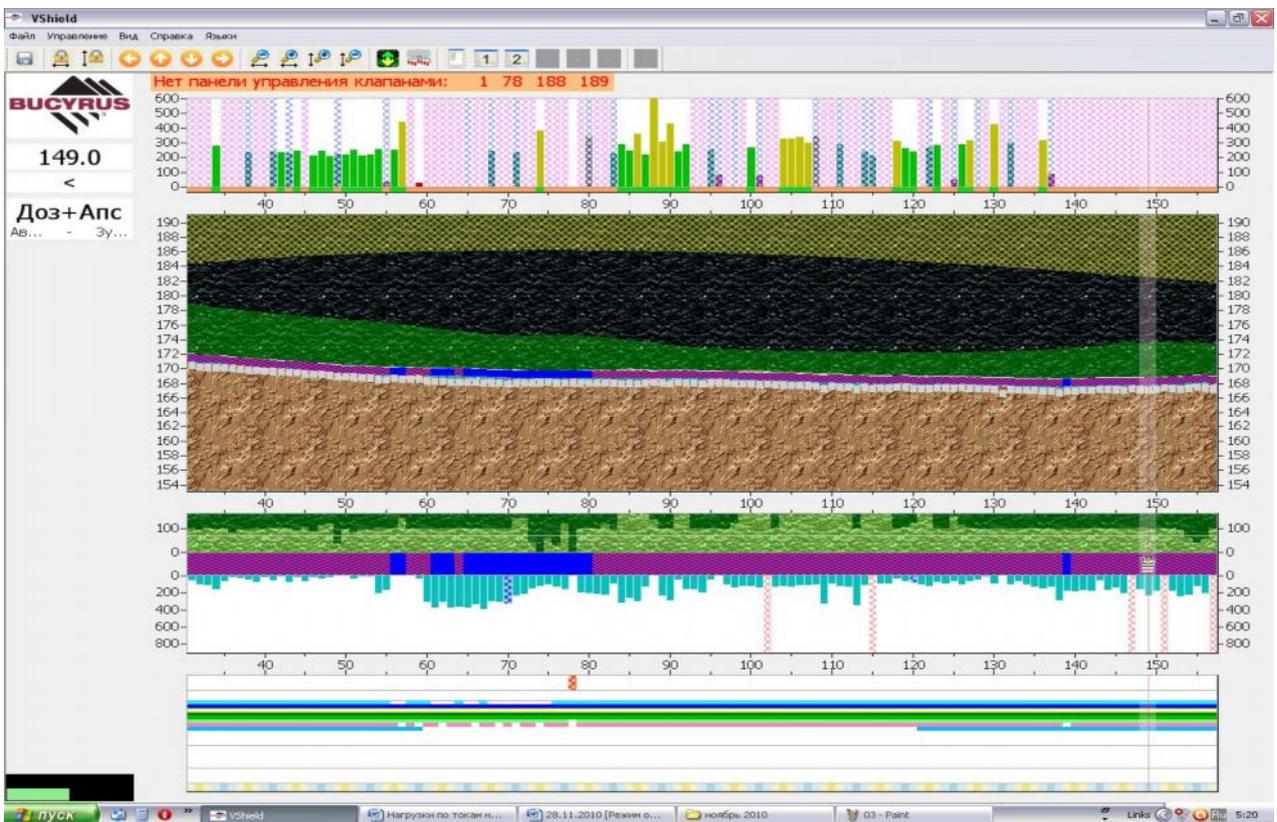


Рис. 3. Зображення робочих процесів у лаві при відносно прямолінійній формі лінії очисного вибою

При зменшенні радіуса дуги лінії очисного вибою та аж до відносно прямолінійної форми вибою по всій довжині лави відбувається підвищення опору секцій механізованого кріплення до  $\max - 39$  МПа приблизно посередині лави,  $\min - 33$  МПа – на кінцевих ділянках (рис. 3). При таких умовах роботи вибою відбувається зменшення кроку посадки безпосередньої – до 1–1,5 м, основної – 7–9 м, а також були зафіксовані випадки посадки безпосередньої покрівлі одразу після пересування секцій кріплення. В зонах підвищеної тріщинуватості порід покрівлі спостерігається значне вивалоутворення в робочий простір очисного вибою слідом за проходом струга.

У листопаді 2010 р. протягом трьох діб були зафіксовані випадки утворення форми лінії очисного вибою «від вибою» (рис. 4). Ця ситуація пояснюється втратою контролю за керуванням скребкового конвеєра лави в площині вибою. При такій формі спостерігався підвищений опір секцій механізованого кріплення, особливо на сполученні з вентиляційним штреком по всій довжині 15 секцій від сполучення. В цьому випадку спостерігалось вивалоутворення, особливо на сполученні з вентиляційним штреком. По всій довжині лави, окрім вищезгаданої зони, опір секцій кріплення склав приблизно 30 МПа. Обвалення порід покрівлі відбувалося одразу після пересування секцій механізованого кріплення.

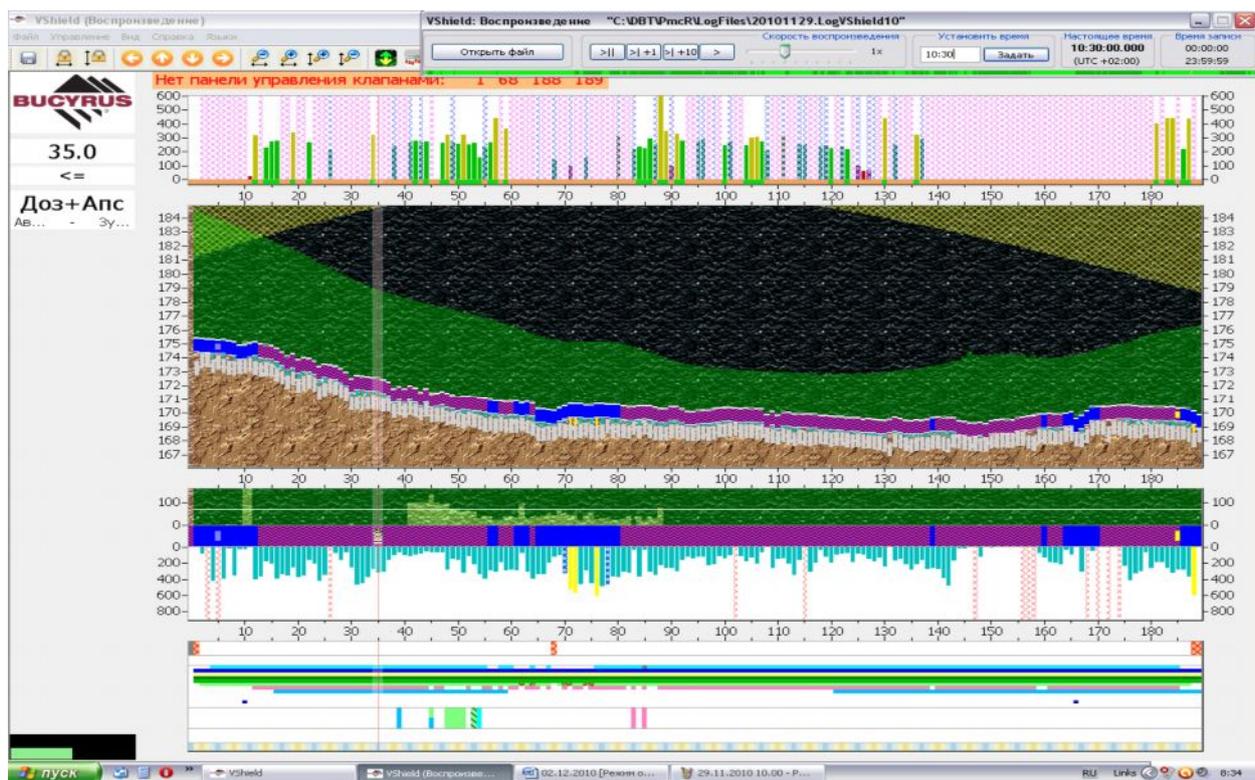


Рис. 4. Зображення робочих процесів в лаві при відносно створенні форми лінії очисного вибою «від вибою»

**Висновки.** Зміна форми очисного вибою приводить до негативних наслідків з управління стану гірського масиву. При варіації зміни радіуса чи його центру до 20 % відбувається підвищення навантажень на секції механізованого

кріплення до 60 %. Подальше збільшення цих параметрів приводить до неконтрольованих проявів гірського масиву та аварійних режимів роботи механізованого комплексу.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.  
Надійшла до редакції 27.03.2012*

УДК 622.273.217.4

© Е.Ю. Светкина, М.В. Петлеваний

## **ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ СТРУКТУРЫ И ПРОЧНОСТИ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ ПРИ РАЗНОЙ ДИСПЕРСНОСТИ ВЯЖУЩЕГО МАТЕРИАЛА**

Приведены результаты исследования влияния величины дисперсных частиц доменного гранулированного шлака и известняка на структурные особенности и прочность закладочного массива при разработке железных руд системами с твердеющей закладкой.

Наведені результати дослідження впливу дисперсних часток доменного гранульованого шлаку та вапняку на структурні особливості та міцність закладного масиву при розробці залізних руд системами з твердіючим закладанням.

Results of research of disperse particles influence of the domain granulated slag and limestone on structural features and strength backfill massif while developing iron ores by the systems with a hardening backfill are given.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** При подземной добыче руды системами с твердеющей закладкой одним из важных вопросов является сохранение устойчивости закладочного массива. Снижение устойчивости закладочного массива приводит к разубоживанию руды и ухудшает технико-экономические показатели работы горного предприятия в целом.

На ЗАО «ЗЖРК» добычу руды ведут в интервале глубин 640–840 м камерной системой с твердеющей закладкой. Прочность формируемого закладочного массива составляет 6–7 МПа. В технологическом процессе добычи руды имеют место разрушения закладочного массива в форме вывалов и обрушений боков и днищ заложённых камер. Среди причин, влияющих на разрушения искусственного массива можно выделить воздействие взрывной отбойки и формирование определенных химических структур.

С переходом на глубины свыше 940 м закладочный массив должен иметь прочность 9–10 МПа, что приведет к возрастанию доли вяжущего вещества в 1 м<sup>3</sup> закладочной смеси или к добавлению цемента, и, следовательно, к удорожанию закладочных работ. Одним из способов снижения расхода вяжущего материала можно считать увеличение его дисперсности. Однако в настоящее время недостаточно изучено изменение структуры и прочности твердеющей закладки с увеличением удельной поверхности частиц вяжущего материала.

**Постановка задач.** Целью статьи является установление закономерностей изменения структуры и прочности твердеющей закладки при влиянии разной дисперсности вяжущих веществ.

Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:

1. Установление закономерностей прочности закладки от показателя удельной поверхности шлака и известняка.
2. Исследование формы и химического состава кристаллических новообразований в структуре твердеющей закладки методом растровой электронной микроскопии.

**Изложение материала и результаты.** Для заполнения выработанного пространства ЗЖРК использует в качестве вяжущего материала доменный гранулированный шлак предприятия «Запорожсталь» в количестве  $400\text{--}500\text{ кг/м}^3$ , отсев известняка флюсового Докучаевского флюсо - доломитного комбината –  $850\text{--}1100\text{ кг/м}^3$  и дробленную отвальную породу как инертный наполнитель –  $400\text{--}550\text{ кг/м}^3$ . Цемент добавляют при заполнении днищ камер и поэтажных выработок.

Для решения первой задачи в лаборатории закладочного комплекса был приготовлен ряд составов твердеющей закладки с разной удельной поверхностью частиц шлака и известняка. Удельная поверхность частиц измельченного шлака, получаемая при измельчении в шаровых мельницах закладочного комплекса ЗЖРК, составляет порядка  $2000\text{ см}^2/\text{г}$  при 57 % остатке на сите частиц крупностью – 0,074 мм. Для проведения лабораторных исследований доменный гранулированный шлак и известняк флюсовый были подвержены механическому измельчению в лабораторной установке струйного измельчения УСИ – 20 до удельной поверхности 2800, 4300 и  $6600\text{ см}^2/\text{г}$ . При каждом шаге удельной поверхности изменяли расход измельченного шлака 100, 200, 300  $\text{кг/м}^3$ . Согласно [1], в каждый экспериментальный состав твердеющей закладки добавляли измельченный флюсовый известняк в качестве микронаполнителя с удельной поверхностью, аналогичной шлаку в количестве 50 % от его доли. При расходе воды 400 л на  $1\text{ м}^3$  предельное напряжение сдвига экспериментальных закладочных смесей не превышало  $10\text{ кг/см}^2$ , подвижность находилась в пределах 11,3–11,6 см. Время потери подвижности закладочных смесей находится в пределах 13–14 часов. Полагаем, что транспортабельные свойства закладочных смесей удовлетворяют технологии ведения закладочных работ.

В результате испытания образцов твердеющей закладки на одноосное сжатие установлена зависимость прочности твердеющей закладки от величины удельной поверхности, которая представлена на рис. 1.

Анализ зависимостей, приведенных на рис. 1 показывает повышение прочности закладки с увеличением удельной поверхности частиц шлака и известняка. При этом достигаются высокие показатели прочности закладки уже в возрасте 30 дней. Максимальное измельчение шлака и известняка рекомендуется до удельной поверхности  $6500\text{ см}^2/\text{г}$  в связи с медленным шагом набора прочности свыше указанного предела. Используя представленные зависимости можно уменьшить долю доменного шлака в 1,5 – 2 раза, что приведет к эконо-

мии затрат на материалы до 20%, а также подобрать рациональный состав при заданной прочности твердеющей закладки.

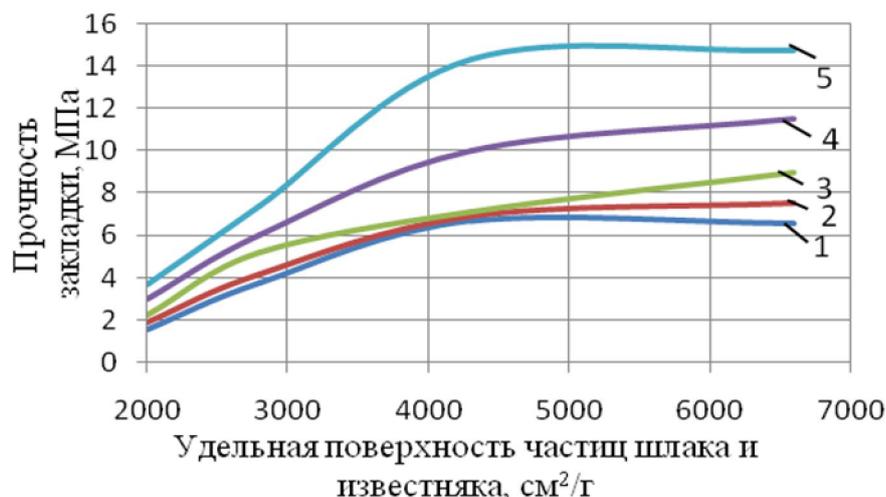


Рис.1. Зависимость прочности твердеющей закладки от величины удельной поверхности при разном расходе молотых шлака и известняка:

1 – расход шлака  $100 \text{ кг/м}^3$ , известняка  $50 \text{ кг/м}^3$ ; 2 - расход шлака  $150 \text{ кг/м}^3$ , известняка  $75 \text{ кг/м}^3$ ; 3 - расход шлака  $200 \text{ кг/м}^3$ , известняка  $100 \text{ кг/м}^3$ ; 4 - расход шлака  $250 \text{ кг/м}^3$ , известняка  $125 \text{ кг/м}^3$ ; 5 - расход шлака  $300 \text{ кг/м}^3$ , известняка  $150 \text{ кг/м}^3$ .

Часть составов твердеющей закладки приготовлены с расчетом испытания в возрасте 30, 90 и 180 дней для исследования динамики набора прочности (рис.2)

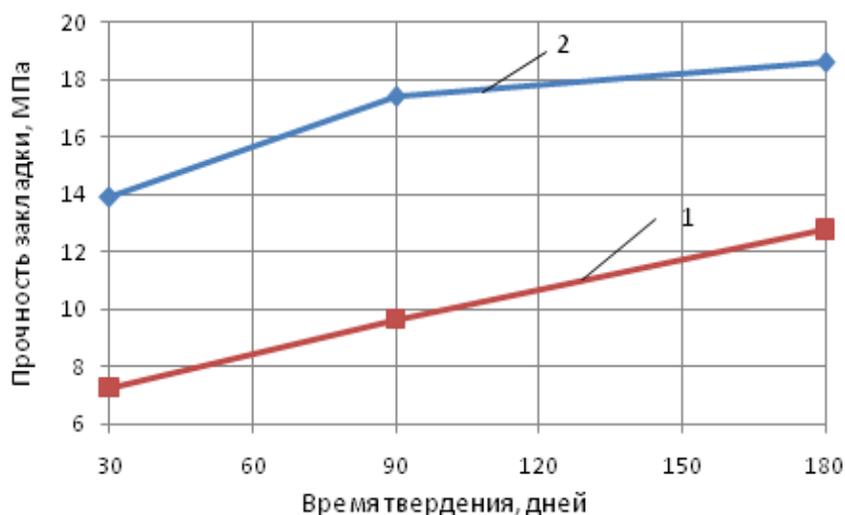


Рис. 2. Зависимость прочности закладки от времени твердения при разной дисперсности молотых шлака и известняка:

1 – состав с расходом шлака  $300 \text{ кг/м}^3$  и известняка  $150 \text{ кг/м}^3$  при  $S_{уд} = 2800 \text{ см}^2/\text{г}$ ; 2 – состав с расходом шлака  $300 \text{ кг/м}^3$  и известняка  $150 \text{ кг/м}^3$  при  $S_{уд} = 4300 \text{ см}^2/\text{г}$

Приведенные зависимости рис. 2 показывают, что в течение полугода твердения прочность закладки возрастает на 60–80 %, что повысит сопротивляемость закладочного массива к воспринимаемым нагрузкам.

Для решения второй задачи, а также установления причин интенсивного набора прочности твердеющей закладки с увеличением удельной поверхности была исследована структура изломов экспериментальных образцов затвердевшей закладки на растровом электронном микроскопе РЕММА-102-02.

В результате исследования изломов образцов закладки с различной удельной поверхностью обнаружены структуры, представленные на рис. 2

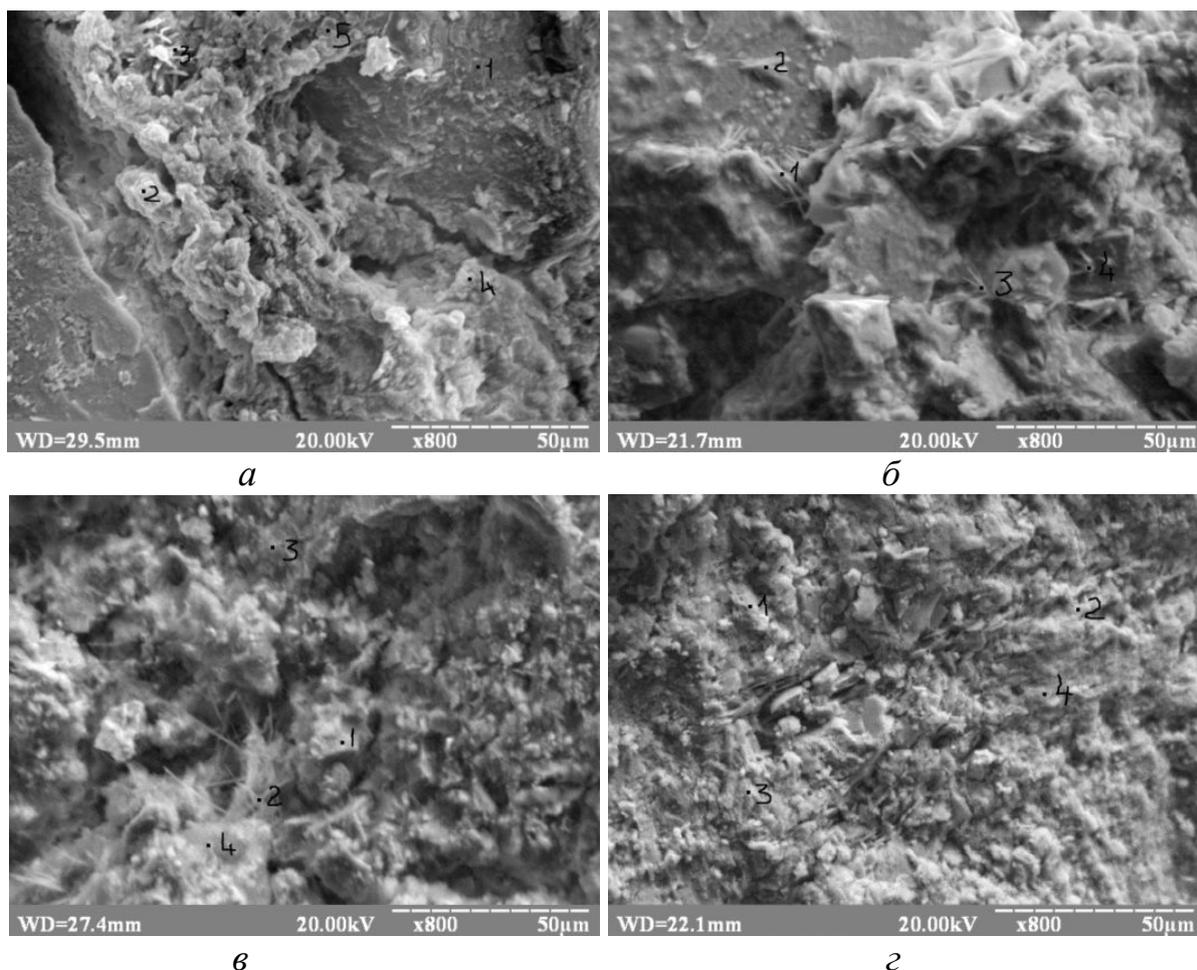


Рис.3. Структура искусственного закладочного камня:

а – ЗЖРК ( $S_{уд.} = 2000 \text{ см}^2/\text{г}$ ,  $R_{сж} = 5,5 \text{ МПа}$ ); б – экспериментальный состав ( $S_{уд.} = 2800 \text{ см}^2/\text{г}$ ,  $R_{сж} = 6 \text{ МПа}$ ); в - экспериментальный состав ( $S_{уд.} = 4300 \text{ см}^2/\text{г}$ ,  $R_{сж} = 7,12 \text{ МПа}$ ); г - экспериментальный состав ( $S_{уд.} = 6600 \text{ см}^2/\text{г}$ ,  $R_{сж} = 14,6 \text{ МПа}$ ).

На рис. 3 представлены формы химических связей в структуре образцов закладки. При гидратации минералов шлака формируются гидросиликаты кальция переменного состава. Прочность химических связей гидросиликатов кальция зависит от их основности, а именно соотношения  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ . Считается, что высокой прочностью обладают низкоосновные гидросиликаты кальция, что обусловлено возрастанием доли сильной ионной ковалентной связи Si–O.

С помощью встроенного микрорентгеноспектрального анализатора в микроскопе РЕММА-102-02 получены данные количественного содержания оксидов CaO и SiO<sub>2</sub> в гидросиликатах кальция в исследуемых точках. В таблице 1 приведены показатели основности гидросиликатов кальция в исследуемых образцах, а также их форма при разной удельной поверхности шлака и известняка.

Таблица 1

Химический состав гидросиликатных связей и форма новообразований  
в структуре закладки

Образец твердеющей закладки	S <sub>уд</sub> , см <sup>2</sup> /г	№ точки	Содержание оксидов в точках, %		Среднее значение CaO /SiO <sub>2</sub>	Форма новообразований
			CaO	SiO <sub>2</sub>		
ЗЖРК	2000	2	55,12	25,14	2.63	Округлая, неопределенная
		3	52,48	26,60		
		4	49,68	26,63		
		5	71,53	15,76		
Экспериментальный № 1	2800	1	39,21	26,27	1.77	Пирамидальная остроугольная, толстые иголки
		2	56,99	26,22		
		3	40,23	21,59		
		4	37,49	24,27		
Экспериментальный № 2	4300	2	45,50	22,06	1.48	Пирамидальная остроугольная, игольчато-волокнистая
		3	31,16	34,18		
		4	38,10	29,70		
Экспериментальный № 3	6600	1	41,40	23,58	1.37	Мелкокристаллическая, слоисто – пластинчатая, остроугольная
		2	40,11	23,55		
		3	38,26	28,50		
		4	27,96	38,70		

С повышением удельной поверхности форма новообразований закономерно изменяется, игольчато-волокнистая структура перестает формироваться, образуются слоисто-пластинчатые гидросиликаты кальция.

Обработка данных средних значений основности гидросиликатов в структуре твердеющей закладки (табл.1) позволила установить степенную зависимость основности гидросиликатов кальция от величины удельной поверхности, которая представлена на рис.4.

В результате эффекта снижения основности происходит упрочнение всех гидросиликатных связей в закладочном массиве.

Для того чтобы классифицировать связи гидросиликатов кальция в структурах исследуемых образцов закладки по основности необходимо оперировать значениями основности. При химическом исследовании цементного камня гидросиликаты кальция с отношением CaO/SiO<sub>2</sub> < 1,5 являются низкоосновными и представляют собой слоистый гидросиликат кальция, а с отношением CaO/SiO<sub>2</sub> > 1,5 высокоосновными – в основном волокнистый гидросиликат кальция [2]. В твердеющей закладке низкоосновные гидросиликаты кальция, согласно табл. 1, формируются при удельной поверхности шлака и доломита 4300-6600 см<sup>2</sup>/г.

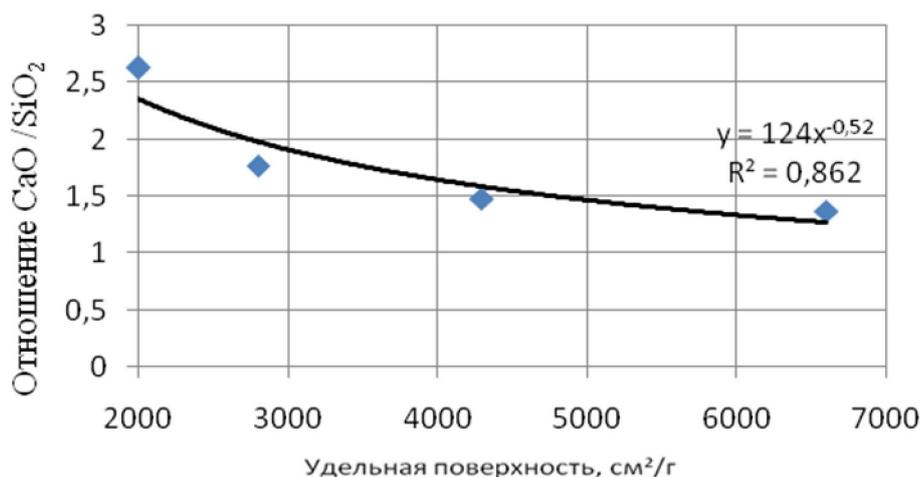


Рис. 4. Зависимость основности гидросиликатов кальция от удельной поверхности доменного шлака и известняка

Для уточнения влияния технологического процесса закладочных работ (приготовление, транспортирование, возведение) на структурные особенности закладочного массива взят образец закладки камеры 4/1 с гор. этажа 775 - 825 м. На рис. 5. для сравнения представлены микрофотографии структуры лабораторного образца, который взят из бункер-смесителя перед подачей в закладочный трубопровод и образца закладочного массива после его возведения в подземных условиях.

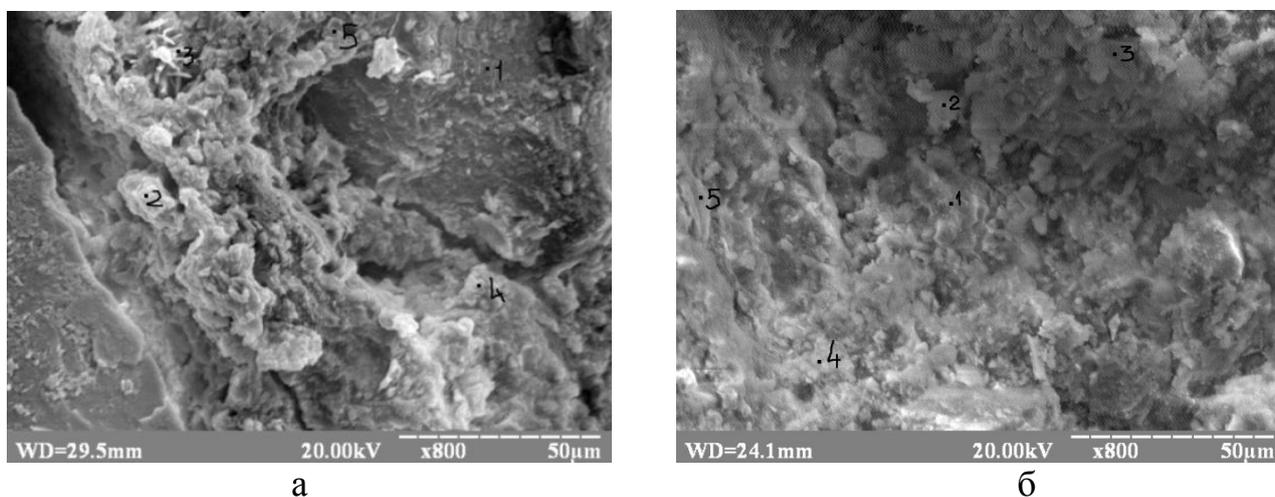


Рис. 5. Сравнение структурных особенностей образцов закладки:  
 а – лабораторный (возраст 3 месяца, CaO/SiO<sub>2</sub> = 2,68);  
 б – шахтный (возраст 6 месяцев, CaO/SiO<sub>2</sub> = 1,8).

На рис. 5 а гидросиликаты кальция представлены в виде гелеобразной массы, округлой формы. В шахтном образце (рис. 5 б) сохраняется округлая форма гидросиликатов кальция, отсутствуют формы геля, так как степень закристаллизованности более высокая, чем в лабораторном образце, о чем говорит снижение основности с 2,68 до 1,8. Следовательно, можно сделать вывод о том,

что технологические процессы закладочных работ кардинально не влияют на структуру твердеющей закладки.

Одной из причин слабой устойчивости искусственного массива при воздействии горного давления и сейсмических волн при отбойке руды является отсутствие в структуре к трехмесячному возрасту закладки прочных связей низкоосновных гидросиликатов кальция, которые начинают формироваться к более позднему сроку. Об этом свидетельствуют показатели высокой прочности некоторых образцов в возрасте 6 месяцев (9–13 МПа).

Исходя из химического состава и формы структурных связей в твердеющей закладке, рекомендуется к заполнению в областях действия растягивающих напряжений составы твердеющей закладки, микроструктура которых после твердения принимает игольчато-волокнуистые формы новообразований. Это объясняется тем, что игольчатые связи распределяются в искусственном камне неопределенно, иглы и волокна взаимопересекаются, что создает армирование твердеющей системы и повышение силы сцепления между кристаллами. Данная структура достигается при удельной поверхности доменного гранулированного шлака и доломита 4000–4500 см<sup>2</sup>/г.

В областях действия сжимающих напряжений, наиболее эффективно использовать твердеющую закладку со слоистой структурой новообразований. Горизонтальное расположение слоисто-пластинчатых гидросиликатов кальция в структуре закладки повышает сопротивляемость к сжатию искусственного массива в целом. Данная структура достигается при удельной поверхности доменного гранулированного шлака и доломита свыше 6000 см<sup>2</sup>/г.

При одинаковой прочности твердеющей закладки варьируя величиной удельной поверхности можно искусственному массиву придавать разную структуру. Управление структурой твердеющей закладки является новым и важным технологическим аспектом с увеличением глубины разработки.

#### **Выводы.**

1. С увеличением удельной поверхности шлака и известняка с 2000 до 6000 см<sup>2</sup>/г происходят структурные изменения в закладочном массиве состава «шлак – известняк – порода», связанные с переходом формы связей гидросиликатов кальция от округлой к слоисто-пластинчатой, при этом их основность снижается на 56 % и выражается степенной зависимостью, что приводит к упрочнению твердеющей закладки в 3,1–4,5 раза (в зависимости от расхода шлака и известняка).

2. Игольчато-волокнуистая структура закладочного массива наиболее устойчива к растяжению, слоисто-пластинчатая к сжатию. Следовательно, заполнять составами твердеющей закладки с вышеуказанной структурой следует в областях концентрации растягивающих и сжимающих напряжений, возникающих при отработке камер, что повысит устойчивость закладочного массива.

#### **Список литературы**

1. Кузьменко А.М. Петлеваный М.В., Усатый В.Ю. Влияние тонкоизмельченных фракций шлака на прочностные свойства твердеющей закладки./Школа подземной разработки: Сборник научных трудов/ V Международная научно-практическая конференция, Днепропетровск, НГУ, 2011, С. 278 – 284.

2. Волженский, А. В. Минеральные вяжущие вещества: технология и свойства: Учебник для вузов / А. В. Волженский, Ю. С. Буров, В. С. Колокольников. – М.: Стройиздат, 1979. – 476 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кузьменком О.М.  
Надійшла до редакції 25.04.2012*

УДК 622.333.013.3; 681.5: 622.817.478

© О.А. Бойко, В.А. Бойко

## **АЛЬТЕРНАТИВНЫЕ ИСТОЧНИКИ ЭНЕРГИИ ГЛУБОКИХ ШАХТ ДОНБАССА И ПУТИ ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ДЛЯ НОРМАЛИЗАЦИИ ТЕПЛОВЫХ УСЛОВИЙ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ**

Прозведен аналитический анализ величин тепловой энергии, получаемой воздушным потоком, проветривающим вентиляционные сети шахт среднего и крупного размеров за счет адиабатического сжатия воздуха при опускании по стволам различной глубины, показано, что эти величины достаточно велики и для снижения температуры воздуха требуют значительного расхода электроэнергии на питание холодильных установок системы кондиционирования воздуха в глубокой шахте. Предлагается извлекать тепловую энергию сжатия воздуха и выносить ее на дневную поверхность водой. Рассматривается вопрос ускоренного формирования теплоуравняющей оболочки (ТО) вокруг горной выработки за счет применения опережающей подготовительной забой скважины, охлаждаемой водой.

Виконано аналітичний аналіз величин теплової енергії, що її отримує потік повітря, провітрюючий вентиляційні мережі середніх і великих за розміром шахт, за рахунок адиабатичного стискування повітря при опусканні по стволах різної глибини. Показано, що ці величини досить великі і для зменшення температури повітря вимагають значних витрат електроенергії для живлення холодильних установок системи кондиціювання повітря в глибокій шахті. Пропонується витягувати теплову енергію адиабатичного стискування повітря і видаляти його на денну поверхню водою. Розглядається питання пришвидшеного формування теплоірівнюючої оболонки (ТО) гірської породи за рахунок використання охолоджуваної водою свердловини, що випереджає вибій підготовчої виробки.

Produced by the analytical analysis of the quantities of heat energy generated by air flow, air-ventilated mines network of medium and large sizes due to adiabatic compression of air by lowering the trunks of varying depth, it is shown that these quantities are large enough to reduce the air temperature require significant energy consumption for food refrigeration setting the air conditioning system in a deep mine. It is proposed to extract the thermal energy of compression of air and make it to the surface water.

**Введение.** В условиях экономического кризиса быстрый переход Украины на наукоемкие и энергосберегающие технологии и рост экспорта весьма проблематичны, что с особой остротой ставит задачу решения проблемы обеспечения Украины энергоносителями за счет собственных ресурсов.

Сознавая опасность сокращения добычи угля как энергоносителя, Кабинет министров в мае 2007 года принял решение об обеспечении шахт электроэнергией по льготным ценам (отнесение шахт к первой категории потребителей), что, по сути, является скрытой дотацией за счет бюджета страны в разме-

ре 500–600 миллионов гривен. Этот шаг правительства вполне оправдан как попытка остановить рост цен на энергоносители.

Существуют традиционные, общепринятые в мировой практике, пути решения проблемы роста цен на энергоносители: увеличить добычу угля на шахтах и карьерах; увеличить добычу нефти и природного газа; увеличить выработку электроэнергии на атомных электростанциях; использовать возобновляемые и нетрадиционные источники энергии; сократить энергоемкость производства продукции. Первые два пути могут быть реализованы только при наличии соответствующих месторождений на территории страны. Для Украины при современном состоянии ее экономики некоторые направления либо неприемлемы, либо трудноосуществимы. Украина обладает достаточными запасами урановой руды и современной технологией и техникой ее добычи и могла бы в короткие сроки удвоить выработку электроэнергии на атомных электростанциях, догнав по этому показателю Францию. Этому, однако, препятствует отсутствие собственного производства ТВЭЛов, отсутствие средств на строительство АЭС и «синдром Чернобыля».

В опубликованных нами ранее работах показано, что главным источником энергии для энергетики и промышленности Украины на ближайшие десятилетия останется уголь. Старых, разведанных еще в первой половине прошедшего века, запасов угля на территории Украины достаточно, чтобы обеспечить потребности коксохимии, металлургии, энергетики и новых энерготехнологических способов получения газа из угля для народного хозяйства и топлива для двигателей внутреннего сгорания на 450–500 лет.

Однако извлечение имеющихся в Украине запасов угля представляет отнюдь не простую задачу. Пресса и телевидение постоянно информирует общественность об авариях на шахтах у нас и за рубежом, связанных со взрывами метана и угольной пыли, выбросами угля и породы, обрушениями горных пород, отравлениями. Средства массовой информации Украины не сообщают о гибели шахтеров от сердечнососудистой недостаточности, связанной с высокими температурами в очистных и подготовительных забоях, хотя численность погибших по этой причине сравнима с таковой от аварий. Она хорошо знакома шахтерам, на собственном опыте знающим, что уже на глубине 660–700 м температура горных пород на шахтах Донбасса достигает 26 °С. Такую глубину, имеют более половины шахт Донбасса, 44 шахты уже работают на глубинах более 1000 м, а 4 – ведут горные работы на глубине 1400 м, где температура горных пород достигает 45–50 °С.

В былые времена обеспечить нормальные тепловые условия труда в глубоких шахтах помогали холодильные установки. Хотя выпускавшиеся в Казани турбокомпрессоры, составлявшие основу шахтных холодильных установок, были далеки от совершенства, тем не менее функцию охлаждать шахтный воздух в жаркое время года они выполняли. В настоящее время из имевшихся на 57 шахтах Донбасса систем центрального кондиционирования воздуха в строю действующих таковые сохранились только на двух шахтах. Проблема кондиционирования воздуха в глубоких шахтах Донбасса осложнилась не только отсутствием валюты на приобретение холодильных машин, но и непомерно воз-

росшей стоимостью электроэнергии. На газовых шахтах Донбасса расход электроэнергии на тонну добываемого угля достигает 150 кВт-ч, причем около 60 % этой энергии расходуется на проветривание шахт. На глубоких газовых шахтах (с учетом потребления энергии на кондиционирование) удельный расход электроэнергии на вентиляцию и кондиционирование достигал 70 % от общешахтного. Понятно, что рост стоимости электроэнергии влечет возрастание себестоимости добываемого угля и цепную реакцию возрастания стоимости производимых товаров, транспорта, коммунальных услуг и др.

В работе [1] показано, что даже при неизменной цене электроэнергии применение традиционных схем нормализации тепловых условий в шахте при подготовке и отработке угольных пластов на предельных глубинах (а в Донбассе имеются пласты угля, пригодного для коксования, на глубине 1800 м, где температура горных пород достигает 72 °С) оказывается неприемлемым из-за длительного срока выноса содержащегося в массиве горных пород запаса тепла, непрерывно пополняемого тепловым потоком из недр Земли за счет тепла расплавленных горных пород, находящихся на удалении всего 40–45 км от дневной поверхности. Даже при предельных скоростях движения воздуха по стволам и максимальном диаметре ствола 8 м из-за малой теплоемкости воздуха на охлаждение массива горных пород до температуры 26 °С на предельной глубине 1800 м потребуется период времени 260 лет. Расход электроэнергии на нормализацию тепловых условий за счет охлаждения воздухом нагретых пород горного массива крупной шахты предельной глубины отработки запасов угля в 1800 м составит величину выработки электроэнергии такой тепловой электростанции, как Приднепровская ГРЭС (мощность 2,4 млн. кВт), за 12 лет. Стоимость этой электроэнергии составит астрономическую сумму и ляжет тяжелым бременем на себестоимость добываемого угля. Традиционные для шахт средней глубины способы нормализации тепловых условий за счет подачи в шахту охлажденного воздуха и выноса им тепла, выделяющегося в горные выработки шахт для глубоких шахт неприемлема.

**Постановка проблемы.** Нами предлагается тепло горного массива рассматривать не как вредный фактор шахтерского труда, с которым ведется дорогостоящая борьба, а сделать реальные попытки поменять тактику этой борьбы, снизить ее стоимость и использовать тепло горных пород на пользу обществу. Приводимые ниже выкладки ни в коей мере не претендуют на глобальные решения и показатели, так как рассматривают лишь небольшой аспект использования тепла Земли, но их использование может дать существенный технико-экономический эффект в удешевлении процесса нормализации тепловых условий труда в глубоких шахтах и использовании тепла горного массива как альтернативного источника тепловой энергии для нужд народного хозяйства.

**Изложение основного материала.** Достижение поставленной цели предусматривается за счет нескольких операций, благоприятно изменяющих характер и параметры имеющих место в шахте термодинамических процессов, а именно:

- прекращения расхода электроэнергии на компенсацию нагрева рудничного воздуха за счет адиабатического сжатия воздуха;

- извлечения и доставки на дневную поверхность тепла горного массива, окислительных процессов и тепла, выработанного при выполнении технологических процессов по добыче и транспорту полезного ископаемого за счет израсходованной для питания приводов машин и механизмов электроэнергии;
- экономии электроэнергии на проветривание сети горных выработок за счет рационального использования естественной тяги;
- экономичного по затратам энергии и приемлемого для последующей утилизации способа доставки низкопотенциального тепла горного массива на дневную поверхность.

Знакомство с некоторыми аспектами этих вопросов целесообразно начать с процесса подачи воздуха в шахту по стволам.

Согласно общему уравнению аэростатики, изменение давления воздуха описывается зависимостью:

$$dP = \rho(X \cdot dx + Y \cdot dy + Z \cdot dz), \quad (1)$$

где  $\rho$  – плотность воздуха,  $X, Y, Z$  – силы, действующие на элементарный объем воздуха в направлении соответствующих осей, и  $dx, dy, dz$  – величины смещений элементарного объема по соответствующей оси. При движении воздуха по вертикальному стволу перемещение имеет место только по вертикали (совпадает с осью  $z$ ), поэтому  $dP = \rho \cdot Z \cdot dz$ . Но в данном случае на элементарный объем воздуха действует только сила земного тяготения, то есть  $Z = g$  и, следовательно,  $dP = \rho \cdot g \cdot dz$ . Поскольку  $\rho \cdot g = \gamma$ , где  $\gamma$  – объемный вес воздуха, то (1) принимает вид

$$dP = \gamma \cdot dz. \quad (2)$$

Запишем уравнение состояния Клапейрона – Менделеева для удельного объема воздуха:

$$P \cdot v = R \cdot T.$$

Принимая во внимание, что  $v \cdot \gamma = 1$ , выразим удельный объем через удельный

вес, получим:

$$v = \frac{1}{\gamma}.$$

Тогда уравнение состояния для этого случая можно записать в виде:

$$\frac{P}{\gamma} = R \cdot T.$$

Отсюда (2) принимает вид:

$$dP = \frac{P}{R \cdot T} \cdot dz.$$

Сгруппировав переменные, получим:

$$\frac{dP}{P} = \frac{dz}{R \cdot T}. \quad (3)$$

Рассмотрим случай, когда воздух опускается с дневной поверхности (высотная отметка  $H_0$ , давление  $-P_0$ ) на горизонт околоствольного двора (отметка  $H_h$ , давление  $P_h$ ). Прирост давления при опускании воздуха на горизонт околоствольного двора найдем, произведя интегрирование (3).

Получим:

$$\int_{P_0}^{P_h} \frac{dP}{P} = \int_{H_0}^{H_h} \frac{dz}{R \cdot T}; \quad \ln\left(\frac{P_h}{P_0}\right) = \frac{H_h - H_0}{R \cdot T} = \frac{H}{R \cdot T}.$$

Отсюда

$$P_h = P_0 \cdot e^{\frac{H}{R \cdot T}}.$$

При перемещении воздуха в сети горных выработок его параметры изменяются и в горизонтальных выработках, хотя естественная тяга в таких выработках не возникает, поскольку нет разности высот. Изменение температуры воздуха имеет место вследствие нагрева при политропическом сжатии воздуха и охлаждения - при расширении, но проявится это в виде естественной тяги лишь как результирующая разность давлений столбов воздуха одинаковой высоты на свежей и исходящих струях. Обозначив среднюю температуру воздуха поступающей и исходящей струй  $T_{1cp}$  и  $T_{2cp}$ , соответственно, получим расчетную величину естественной тяги

$$h_e = P_0 \cdot \left( e^{\frac{H}{R \cdot T_{1cp}}} - e^{\frac{H}{R \cdot T_{2cp}}} \right). \quad (4)$$

Величина естественной тяги не остается постоянной во времени величиной, поскольку средние температуры воздуха поступающей и исходящих струй подвержены сезонным и суточным колебаниям температуры и атмосферного давления на дневной поверхности, влиянию дополнительных источников нагрева за счет окислительных процессов и тепловыделений работающих машин и механизмов, а также тепловыделения из горного массива в атмосферу горных выработок, которое изменяется во времени непрерывно в течение длительного промежутка времени. Из (4) следует, что для определения величины естественной тяги достаточно иметь значения средней температуры и газовой постоянной столба воздуха, подаваемого на проветривание шахты, и идентичного ему по высоте столба исходящей струи. Однако определение этих параметров оказывается весьма сложной задачей, поскольку даже без учета изменения состава воздуха суммарное изменение средней температуры на каждой из струй происходит под действием многих факторов, проявление которых на свежей и исходящей струях происходит неодинаково. Например, если определять прирост температуры свежей струи только за счет политропического сжатия, то уже на глубине 1000 м прирост температуры воздуха составит около 10 °С. На самом деле прирост температуры воздуха окажется существенно меньше, но не потому, что отсутствует сжатие воздуха, а из-за наличия в стволе капежа воды и ее испарения, забирающего значительную часть тепла политропического сжатия, а также из-за наличия теплообмена поступающего свежего воздуха с горными породами ствола, образующими вокруг него тепловыравнивающую рубашку. К началу подъема исходящей струи, даже при отсутствии уклонов, когда горные работы ведутся только выше отметки околоствольного двора, параметры перемещающегося по горизонтальным выработкам воздуха также претерпевают существенные изменения, связанные с нагревом воздуха теплом горного массива и ростом его влажности.

Существенную роль в интенсивности нагрева при этом играет термическое сопротивление массива охлаждаемых воздухом горных пород, величина которого зависит от времени охлаждения, а также аэродинамических параметров выработки и скорости движения воздушного потока. Математический аппарат для расчета теплофизических параметров воздуха в горных выработках в достаточной степени разработан школой акад. А.Н. Щербаня [2], дает хорошую сходимость расчетных параметров с реально наблюдаемыми в природе результатами, однако он достаточно сложен и трудоемок.

Поскольку в настоящей статье речь идет об оценке потенциального альтернативного источника, то на первом этапе расчета воспользуемся упрощенной методикой расчета тепловых параметров воздушного потока шахтной вентиляции, приведенной в работах А. Н. Щербаня и его школы и МакНИИ. Разработка математического аппарата этой школой осуществлена в середине прошедшего столетия и, хотя с тех пор предписано использовать систему СИ, в горной теплофизике так и сохранилась система технических единиц, которая используется ниже в приводимых расчетах. Оценим величину тепловой энергии, образующейся при адиабатическом сжатии воздуха при опускании его по вертикальному стволу на глубину 1000–1500 м при подаче от 100 до 300 м<sup>3</sup>/с. Прирост тепловой энергии определится изменением температуры воздуха за счет сжатия. В соответствии с приведенными выше замечаниями не будем пока принимать во внимание капез воды в стволе и влияние теплообмена с горными породами. Тогда по зависимости  $W=86400c_p \cdot Q \cdot \gamma \cdot \Delta t$  получим для расхода воздуха 100 м<sup>3</sup>/с и глубины ствола 1000 м  $W_{1000} = 24,88 \cdot 10^6$  ккал и для расхода 300 м<sup>3</sup>/с и глубины ствола 1500 м  $W_{1500} = 93,3 \cdot 10^6$  ккал в сутки. Не рассматривая пока технологию способа, предположим, что все выделившееся за счет адиабатического сжатия воздуха тепло изъято у воздуха и к горным работам он направился от околоствольного двора с его начальной температурой, при которой попал в ствол на дневной поверхности. В зимнее время эта температура после подогрева воздуха калориферной установкой может быть принята равной +2 °С. На пути к лаве воздух нагрелся за счет тепла горных пород и образовавшегося за счет энергии питания машин и механизмов, а также окислительных процессов до предельно допустимой санитарными нормами величины 26 °С. Тогда окажется, что на пути до очистных забоев воздух в шахте глубиной 1000 м получил еще дополнительно  $W_{1000\partial} = 54,73 \cdot 10^6$  ккал, а в шахте глубиной 1500 м при расходе 300 м<sup>3</sup>/с, соответственно,  $W_{1500\partial} = 136,84 \cdot 10^6$  ккал. Даже в том случае, если на пути следования от очистных забоев до околоствольного двора воздух не получит дополнительного тепла, суммарный тепловой потенциал воздушного потока (с учетом адиабатического сжатия) составит, соответственно,  $W_{1000o} = 79,6 \cdot 10^6$  ккал и  $W_{1500o} = 230 \cdot 10^6$  ккал. Внушительные по величине приведенные величины станут ощутимыми, если разобраться в их сути.

Предположим, мы хотим избавиться от влияния нагрева воздуха за счет адиабатического сжатия и для этого устанавливаем в околоствольном дворе на

свежей струе холодильную установку, компенсирующую этот нагрев. Тогда при вполне приличном для такого типа установок холодильном коэффициенте  $k_x = 2,5$  для компенсации  $W_{1000\text{д}} = 54,73 \cdot 10^6$  ккал и  $W_{1500\text{д}} = 136,84 \cdot 10^6$  ккал придется ежедневно расходовать, соответственно, 24000 и 64000 кВт·ч электроэнергии. Ценой нормализации тепловых условий в данном случае явится стоимость израсходованной электроэнергии и амортизационные расходы по холодильной установке. Как дальше за лавой изменяются параметры воздушного потока, пока никого не интересует, во-первых, потому что предполагается отсутствие горнорабочих на исходящей струе, во-вторых, потребность в оценке теплового потенциала не производилась потому, что выносимое на дневную поверхность выбрасывается в окружающую среду – его энергия не используется. Между тем, давление воздуха при его подъеме по горным выработкам будет уменьшаться, а его температура за счет адиабатического расширения упадет. Пока мы еще не научились извлекать и использовать ни тепло адиабатического сжатия рудничного воздуха, ни холод его адиабатического расширения.

Для обеспечения нормальной работы подземной холодильной установки необходимо избавиться от тепла конденсации, что осуществляется его отводом шахтной или подаваемой с поверхности водой или отдачей тепла конденсации исходящей струе воздуха. Применение воды для отвода тепла конденсации имеет свои преимущества и недостатки. Поскольку вода имеет в 3200–4000 раз большую теплоемкость, чем такое же по объему количество воздуха, то понятна ее выгода – требуется сравнительно небольшая труба для циркуляции воды. Но эта труба в глубокой шахте должна работать под высоким давлением, а поэтому окажется металлоемкой и дорогой. Использование откачиваемой шахтным водоотливом агрессивной и загрязненной механическими примесями воды для этих целей без ее обработки исключено, а обработка воды в подземных условиях является трудно организуемым и дорогостоящим мероприятием, поэтому проще использовать воду, подаваемую с дневной поверхности (например, из пожарного водоема или из става, подающего воду на пылеподавление). Но в том случае, когда используются мокрые теплообменники, воду из шахты придется откачивать, что для глубокой шахты сопряжено с дополнительным расходом электроэнергии. В конкретном случае выбор варианта должен решаться на основании технико-экономического обоснования. Преследуя цель использования шахтного тепла, примем вариант подачи в шахту охлажденной воды для компенсации влияния тепла адиабатического сжатия с дневной поверхности и отвод ее по отдельной U-образной трубе, что позволит избежать необходимости применения высоконапорного насоса, поскольку геодезическая высота в подающем и отводящем воду трубопроводах будет компенсирована.

Однако тепло адиабатического сжатия воздуха при опускании по стволу – лишь малая часть возможного теплового запаса на горизонте околоствольного двора. Сюда же поступит с исходящей воздушной струей тепло, полученное прошедшим по горным выработкам воздушным потоком от нагретого горного массива, от преобразованной в тепловую энергию энергии питания машин и механизмов, от окислительных процессов в горных выработках и притекающее к горным выработкам тепло недр Земли, то есть при центральной схеме проветри-

вания - практически все выносимое на дневную поверхность тепло, которое может многократно превышать величину тепловой энергии адиабатического сжатия воздушного потока.

Не рассматривая пока детально источники поступления тепла горного массива в поток проветриваемого горные выработки воздуха, укажем, что превышение естественной температуры горных пород величины  $26\text{ }^{\circ}\text{C}$  явится причиной притока тепла в горную выработку при любом типе пород горного массива. Но для того, чтобы построить эту выработку при типовых применяемых способах и средствах их проведения, вначале придется разрушить и извлечь горную породу. Уже на глубине ведения горных работ  $660\text{--}700\text{ м}$  естественная температура горных пород превысит нормируемые санитарными нормами  $26\text{ }^{\circ}\text{C}$ , и разрушенная горная масса будет выделять тепло в объем проводимой горной выработки. Для шахт Донбасса предельной глубины речь идет о вскрытии горного массива с естественной температурой до  $72\text{--}75\text{ }^{\circ}\text{C}$ . При существующей технологии проведения горных выработок отсутствует возможность предварительного охлаждения горного массива, а приемлемые сроки подготовки к выемке новых панелей, блоков не позволяют существенно охладить опережающий забой горной выработки массив горной породы. Поэтому взорванная горная масса будет иметь температуру, близкую к естественной температуре горных пород.

Поскольку средства механизации уборки горной породы и возведения крепи не рассчитаны на безлюдную технологию, то придется для обеспечения приемлемых условий работы проходчиков по возможности быстро охладить и убрать ее, не нарушая требований санитарных норм по температуре воздуха и нагретых стенок горной выработки. Это значит, что при типовом сечении горной выработки  $14,5\text{ м}^2$  и шаге подвигания забоя за цикл взрывных работ на  $1,5\text{ м}$  придется в зависимости от типа пород горного массива охладить до температуры минимум  $26\text{ }^{\circ}\text{C}$  по  $46$  тонн песчаника или известняка или  $48,5$  тонны песчанистого сланца. Подсчеты показывают, что уже при естественной температуре горной породы  $30\text{ }^{\circ}\text{C}$  для этого потребуется затратить  $34450$  ккал холода для охлаждения взорванного песчаника,  $35940$  ккал холода для известняка или  $41850$  ккал холода для охлаждения песчанистого сланца. Потребность в холоде для охлаждения взорванной горной массы того же объема возрастет для условий естественной температуры горных пород  $72\text{ }^{\circ}\text{C}$  в  $10,5$  раз и составит соответственно  $361700$  ккал для охлаждения взорванного песчаника,  $377300$  ккал для известняка и  $439400$  ккал для песчанистого сланца.

Пытаться охладить в короткое время взорванную горную породу проветриваемым горную выработку воздухом обречена на провал даже при выполнении трудно осуществимого при проветривании подготовительной выработки требования обеспечить скорость движения воздуха в ней  $1$  и  $2\text{ м/с}$ . В зарубежной практике проведения горных выработок имеют место прецеденты, когда воздух в выработку подается по трубопроводу диаметром  $1,4\text{--}1,6\text{ м}$  и более, но такой вариант осуществляется при имеющих место в зарубежной практике площадях поперечного сечения капитальных выработок в  $2\text{--}2,5$  раз больше, чем капитальные выработки шахт Донбасса. Если разместить трубопровод диаметром  $1,6\text{ м}$  в вы-

работке площадью поперечного сечения  $12,5 \text{ м}^2$ , то ведение технологических процессов проходки окажется невозможным из-за загромождения ее сечения. Допустим, нам все же удалось разместить трубопровод повышенного диаметра и подать в забой подготовительной выработки требуемые объемы воздуха, обеспечивающие скорость его движения в выработке 1 и 2 м/с, соответственно. Эффект этого мероприятия без предварительного охлаждения, подаваемого в забой воздуха, окажется приемлемым лишь при естественной температуре горных пород порядка  $35 \text{ }^\circ\text{C}$ . При нагреве воздуха на  $5 \text{ }^\circ\text{C}$  потребуется на вынос тепла взорванной породы при подаче  $12,5 \text{ м}^2/\text{с}$  около 80 мин, а при подаче  $25 \text{ м}^3/\text{с}$  – около 40 мин. При естественной температуре горных пород  $72 \text{ }^\circ\text{C}$  даже при подаче охлажденного до  $5 \text{ }^\circ\text{C}$  воздуха в указанных объемах потребуется промежуток времени на охлаждение взорванной горной массы от 2,5 до 6 часов.

В практике проведения квершлага сечением  $28 \text{ м}^2$  на шахте «Виктория 1/2» в ФРГ по породе с естественной температурой горных пород  $49 \text{ }^\circ\text{C}$ , кроме интенсивной вентиляции по воздухопроводу диаметром 1,4 м, для обеспечения в призабойном пространстве температуры воздуха  $28 \text{ }^\circ\text{C}$  потребовалось охладить подаваемый в забой воздух с помощью двух холодильных установок суммарной холодопроизводительностью около 500000 Вт при интенсивном обдуве поверхности проводимой выработки через два кольца воздухоподдачи, установленных на расстоянии 7 и 16 м от груди забоя при дополнительном орошении поверхности выработки водой. Отличие от рассматриваемого нами случая представляет применение мощного бурового комбайна «Демаг» на проходке выработки и значительно меньшая естественная температура горных пород. Запыленный и увлажненный воздух удалялся с помощью двух пылеотсасывающих установок «Ротовент», одна из которых располагалась у режущей головки комбайна, а другая – на перезагрузке выбуренной породы. Публикация скромно умалчивает о расходе воды, но упоминает о том, что в выработке для осушения имелись смонтированные с шагом 100–150 м автоматические пневмоотсосы, подключенные к трубопроводу диаметром 100 мм. Из этого следует, что в нормализации тепловых условий проводимого квершлага активно использовалось охлаждение груди забоя выработки и бурового шлама водой.

К сожалению, при буровзрывном способе проходки выработки упомянутый выше период охлаждения взорванной породы не обеспечит в ее призабойной части приемлемых температурных параметров рудничного воздуха по той простой причине, что образовавшуюся при буровзрывном (как и при буровом) способе проходки зону выработки окружает огромный по размерам горный массив с естественной для данной глубины температурой горных пород. Поэтому, наряду с поступлением тепла взорванной горной массы в проветриваемый выработку воздушный поток через стенки выработки будет притекать тепло нагретого горного массива, имеющего в первый период после их обнажения при любом способе проходки температуру, близкую к естественной температуре горной породы. По мере охлаждения горного массива вокруг выработки будет образовываться теплоуравнивающая оболочка (ТО) горной породы с логарифмическим законом изменения температуры горной породы по мере изме-

нения ее диаметра, интенсивность теплового потока из горного массива в объем горной выработки будет снижаться во времени, но при охлаждении стенок выработки воздушным потоком этот процесс окажется длящимся месяцы и годы, поэтому рассчитывать на возможность нормализации тепловых условий в проводимой горной выработке за счет участия ТО не приходится. Необходимо менять технологию ведения работ по проведению горных выработок на глубоких горизонтах, обеспечить ускоренное формирование ТО вокруг проводимой горной выработки, использовать ее как средство снижения притока тепла в горную выработку. Но для формирования ТО в горном массиве с высокой естественной температурой требуется отвести из него огромное количество тепла. Подаваемый по выработке типового поперечного сечения охлажденный воздух эту функцию выполнить не может, но даже если пойти по пути зарубежной горной практики увеличения площади поперечного сечения проводимых горных выработок и подачи максимально возможного количества охлажденного воздуха, то эффект нормализации тепловых условий в горной выработке окажется дорогостоящим, а извлеченное из горного массива тепло выброшенным исходящей вентиляционной струей в окружающую среду на дневной поверхности шахты из-за отсутствия системы извлечения низкопотенциального тепла миллионов кубометров проветривавшего горные выработки воздуха.

Нами в НГУ выполнены исследования по разработке способа и средств ускоренного предварительного формирования ТО вокруг горной выработки, обеспечивающего приемлемые темпы проведения горных выработок глубоких шахт и вынос тепла горного массива на дневную поверхность для его использования при производстве холода и теплоснабжения инфраструктуры шахты [3,4,5].

Ниже кратко излагается сущность предложенного для этих целей способа формирования ТО вокруг проводимой горной выработки с помощью скважины, опережающей подготовительный забой проводимой выработки. Охлаждение горного массива осуществляется подаваемым в скважину потоком воды, выносящим тепло горного массива при температуре, близкой к естественной температуре горных пород на глубине ведения горных работ. Схема охлаждения горного массива приведена в [6], в работах [7,8,9] рассмотрен способ ускоренного формирования ТО и влияние сформированной оболочки на интенсивность притока тепла в горную выработку при относительно больших размерах оболочки. Ниже приведен пример расчета, дающий представление о размерах запаса тепла, выносимого из ТО горных пород с различной естественной температурой в оболочках сравнительно малой величины и оценивается влияние их термического сопротивления на изменение удельного теплового потока из горного массива в выработку. Расчет выполнен с применением математического аппарата системы MathCAD.

Оценка величины тепловой энергии, подлежащей выносу при формировании ТО на глубоких горизонтах, учеными школы А. Н. Щербаня не производилась, поскольку такое мероприятие рассматривалось как длительно текущий процесс, не применимый для **оперативного** управления тепловыми условиями горных выработок. В поисках решения проблемы нормализации тепловых условий в горных выработках глубоких шахт приходится подвергать сомнению такую точку зрения.

Оценим величину подлежащей выносу тепловой энергии, необходимой для формирования ТО толщиной до 3 м в основных породах глубоких горизонтов шахт Донбасса – песчанике, известняке и песчанистых сланцах при глубине ведения горных работ от 1300 до 1800 м с шагом роста глубины 100 м, и оценим влияние ТО на величину удельного притока тепла в горную выработку типового для шахт Донбасса поперечного сечения. Величину геотермической ступени примем равной  $st = 31 \text{ м/}^\circ\text{С}$ . Эквивалентный гидравлический радиус горной выработки составляет  $r1 = 2 \text{ м}$ .

Запись условий задачи и аналитических зависимостей для расчета произведена в типичной для MathCAD 14 форме на рисунках, таблицы выдаваемых результатов расчета, ввиду лимита места в статье, опущены, графики приведены. Примем условие, что предварительное охлаждение должно обеспечить температуру вскрытой стенки выработки  $tv = 26 \text{ }^\circ\text{С}$ , но на расстоянии 3 м от стенки выработки сохраняется естественная температура горных пород заданного горизонта. Распределение температуры по радиусу оболочки подчиняется логарифмическому закону.

$$\begin{aligned}
 &H1 := 1300 \quad H2 := 1400 \quad H3 := 1500 \quad H4 := 1600 \quad H5 := 1700 \quad H6 := 1800 \quad st := 31 \quad F := 14 \quad tv := 26 \\
 &r1 := 2 \quad r := 2..5 \quad r2 := 5 \quad tp1 := \frac{H1 - 25}{st} + 8 \quad tp2 := \frac{H2 - 25}{st} + 8 \\
 &tp3 := \frac{H3 - 25}{st} + 8 \quad tp4 := \frac{H4 - 25}{st} + 8 \quad tp5 := \frac{H5 - 25}{st} + 8 \quad tp6 := \frac{H6 - 25}{st} + 8 \\
 &tp1 = 49.129 \quad tp2 = 52.355 \quad tp3 = 55.581 \quad tp4 = 58.806 \quad tp5 = 62.032 \quad tp6 = 65.258 \\
 &f1(r) := tp1 - (tp1 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r2}\right)}{\ln\left(\frac{r1}{r2}\right)} \quad f2(r) := tp2 - (tp2 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r2}\right)}{\ln\left(\frac{r1}{r2}\right)} \quad f3(r) := tp3 - (tp3 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r2}\right)}{\ln\left(\frac{r1}{r2}\right)} \\
 &f4(r) := tp4 - (tp4 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r2}\right)}{\ln\left(\frac{r1}{r2}\right)} \quad f5(r) := tp5 - (tp5 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r2}\right)}{\ln\left(\frac{r1}{r2}\right)} \quad f6(r) := tp6 - (tp6 - tv) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r2}\right)}{\ln\left(\frac{r1}{r2}\right)}
 \end{aligned}$$

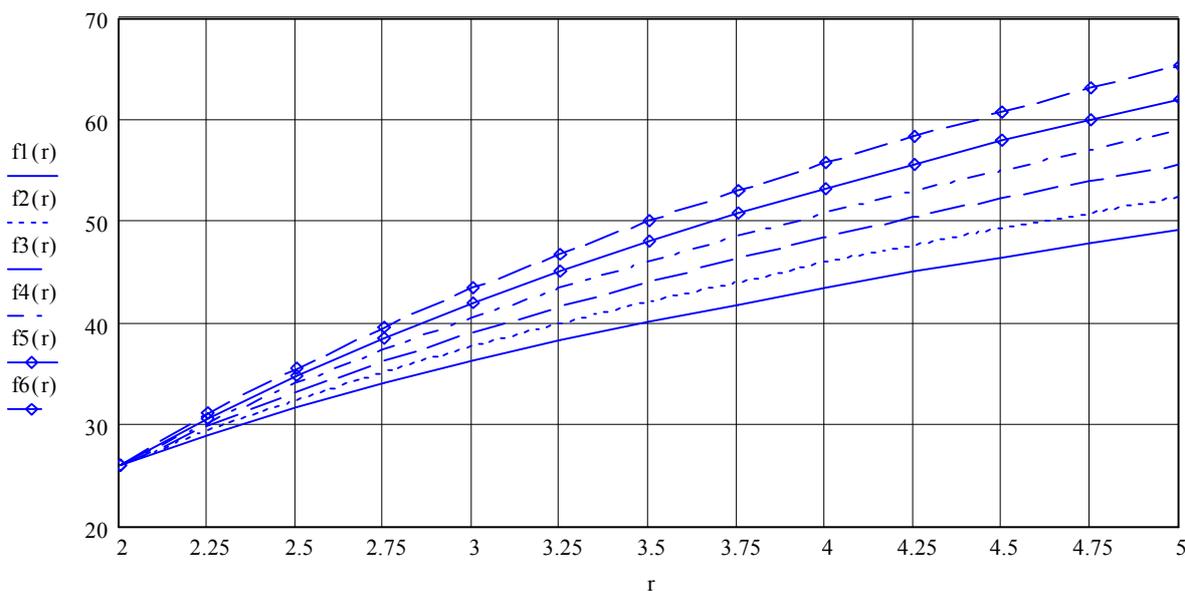


Рис.1. Распределение температуры горных пород в ТО горной выработки на глубинах от 1300 м (нижняя кривая) до 1800 м (верхняя кривая)

Характер изменения температуры горной породы по радиусу ТО одинаков для любой слагающей ее горной породы, а количество оставшейся в ней тепловой энергии зависит от объемного веса и теплоемкости горной породы. Ниже, на рис. 2, приведены аналитические зависимости для подсчета распределения тепловой энергии по слоям ТО, подсчитанные для песчаника. Обращаем внимание на тот факт, что интегрирование начинается с величин  $r = r_1$ , поэтому началу координат графика для любой глубины соответствуют нули.

$$c := 0.20; \quad G := 2430$$

$$f7(r) := 2\pi \cdot c \cdot G \cdot (tp1 - f1(r)) \cdot \int_{r1}^r r \, dr \quad f8(r) := 2\pi \cdot c \cdot G \cdot (tp2 - f2(r)) \cdot \int_{r1}^r r \, dr \quad f9(r) := 2\pi \cdot c \cdot G \cdot (tp3 - f3(r)) \cdot \int_{r1}^r r \, dr$$

$$f10(r) := 2\pi \cdot c \cdot G \cdot (tp4 - f4(r)) \cdot \int_{r1}^r r \, dr \quad f11(r) := 2\pi \cdot c \cdot G \cdot (tp5 - f5(r)) \cdot \int_{r1}^r r \, dr \quad f12(r) := 2\pi \cdot c \cdot G \cdot (tp6 - f6(r)) \cdot \int_{r1}^r r \, dr$$

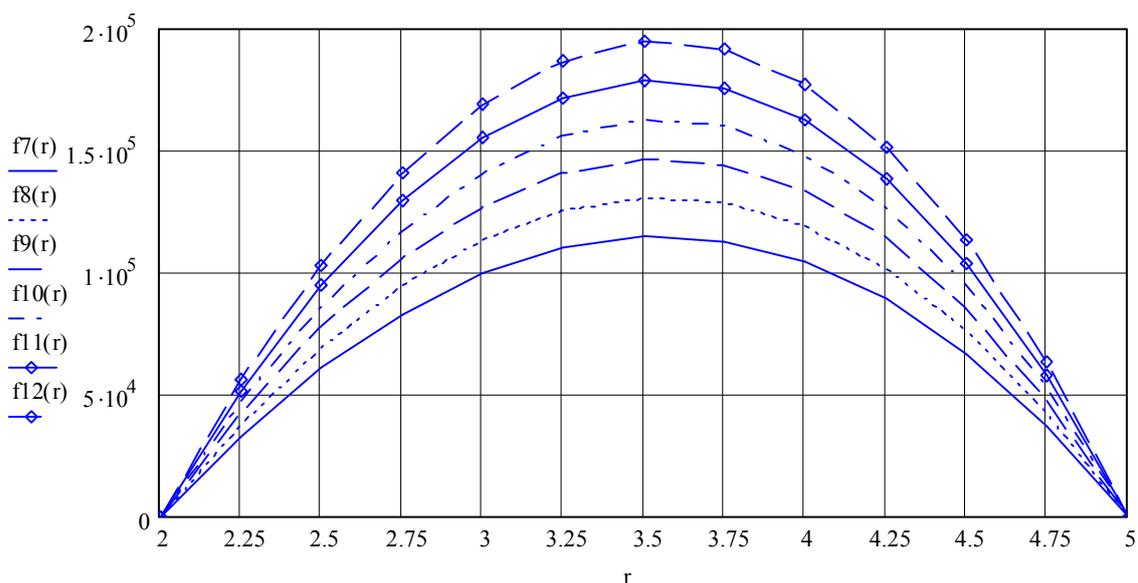


Рис. 2. Характер изменения выноса тепла по слоям при формировании ТО (нижняя кривая для горизонта глубиной 1300 м, верхняя – для горизонта 1800 м)

Характер нарастания суммарной величины подлежащего выносу из ТО запаса тепла представлен на рис. 3. Обращаем внимание читателей на приведенную на нем зависимость для суммирования количества тепла по слоям ТО, присущую Math CAD.

$$s1(r) := \begin{cases} s \leftarrow 0 \\ \text{for } i \in 2, 2.25..r \\ s \leftarrow f7(i) + s \end{cases} \quad s2(r) := \begin{cases} s \leftarrow 0 \\ \text{for } i \in 2, 2.25..r \\ s \leftarrow f8(i) + s \end{cases} \quad s3(r) := \begin{cases} s \leftarrow 0 \\ \text{for } i \in 2, 2.25..r \\ s \leftarrow f9(i) + s \end{cases}$$

$$s4(r) := \begin{cases} s \leftarrow 0 \\ \text{for } i \in 2, 2.25..r \\ s \leftarrow f10(i) + s \end{cases} \quad s5(r) := \begin{cases} s \leftarrow 0 \\ \text{for } i \in 2, 2.25..r \\ s \leftarrow f11(i) + s \end{cases} \quad s6(r) := \begin{cases} s \leftarrow 0 \\ \text{for } i \in 2, 2.25..r \\ s \leftarrow f12(i) + s \end{cases}$$

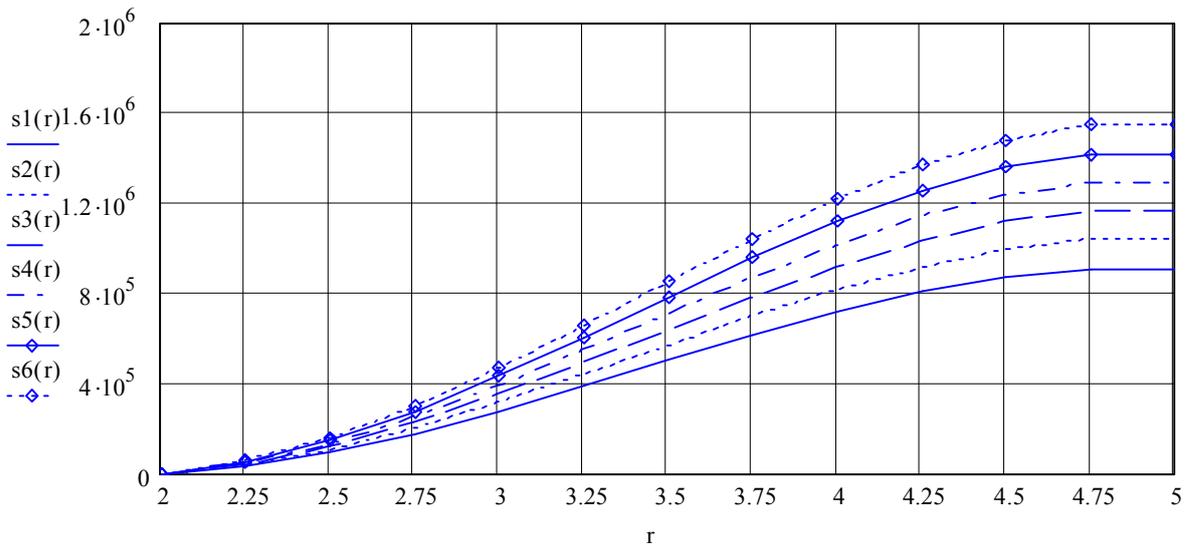


Рис. 3. Характер нарастания количества тепла, подлежащего выносу при формировании ТО горных пород выработок на различной глубине (нижняя кривая – для горизонта 1300 м, верхняя – для 1800 м )

Расчет термического сопротивления в функции толщины ТО для песчаника, известняка и песчанистых сланцев приведен ниже, на рис. 4. Обращаем внимание читателей на то, что кривые начинаются с размера радиуса оболочки 2,25 м. В стандартную аналитическую зависимость для расчета термического сопротивления в знаменателе под знаком логарифма входят радиус оболочки и эквивалентный радиус горной выработки. Оболочка действительно начинается сразу же за поверхностью выработки, то есть  $r = r_1$ , а их отношение равно 1. Логарифм единицы равен нулю. При нуле в знаменателе и действительных числах в числителе результатом будет бесконечность. Поэтому нужно либо отказаться от расчета или произвести его при не совпадающих величинах радиусов, что и сделано ниже. В приводимом ниже расчете минимальный радиус оболочки принят равным 2,25 м, максимальный – принят равным оговоренному в начале статьи размеру 5 м, вытекающему из максимальной толщины оболочки 3 м. Коэффициенты теплопроводности горных пород приняты по «Единой методике прогнозирования температурных условий в угольных шахтах», МакНИИ.

$$r_1 := 2.0 \quad \lambda_p := 2.56 \quad \lambda_s := 1.77 \quad \lambda_c := 0.985 \quad r := 2.25..5$$

$$f_1(r) := \frac{2 \cdot \pi \cdot \lambda_p}{\ln\left(\frac{r}{r_1}\right)} \quad f_2(r) := \frac{2 \cdot \pi \cdot \lambda_s}{\ln\left(\frac{r}{r_1}\right)} \quad f_3(r) := \frac{2 \cdot \pi \cdot \lambda_c}{\ln\left(\frac{r}{r_1}\right)}$$

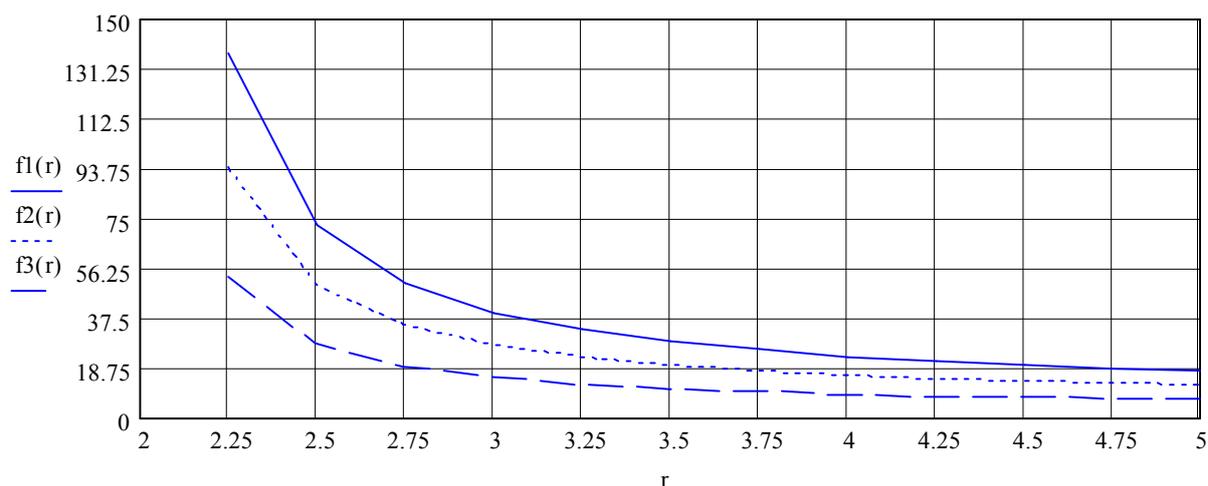


Рис. 4. Характер изменения величины термического сопротивления ТО горной выработки, пройденной по песчанику –  $f_1(r)$ , песчанистому сланцу –  $f_2(r)$  и известняку –  $f_3(r)$  в функции ее толщины

На величину удельного притока тепла из горного массива в горную выработку оказывают влияние разность температур массива горных пород и проветриваемого выработку воздуха, скорость движения воздушного потока, влажность воздуха, тип крепи и вид затяжки, влажность пород горного массива. Представляет интерес выяснить, в какой степени будет проявляться положительное влияние ТО горной выработки на снижение удельного теплового потока в горную выработку. Ниже, на рис. 5, приводятся результаты расчета величины удельного теплового потока в горную выработку, пройденную по песчанику при уменьшенной до 0,1 м разности эквивалентного радиуса выработки и радиуса ТО.

Выполненные нами предварительные расчеты показывают, что с ростом радиуса ТО на глубинах ведения горных работ более 1600 м затраты холода на создание оболочек не оправдываются ввиду малого увеличения их термического сопротивления. Необходимо искать другие пути и средства снижения притока тепла в горные выработки. Тем не менее, приводимый выше расчет влияния параметров ТО из обладающего наибольшим коэффициентом теплопроводности песчаника четко показывает, что эффект ТО положительно сказывается только при сравнительно малой толщине оболочки. Из графиков рис. 5 следует, что даже для породы с достаточно большим коэффициентом теплопроводности наличие ТО толщиной порядка 1÷1,5 м обещает снизить удельный тепловой поток в горную выработку на порядок. Для пород с меньшим коэффициентом теплопроводности результаты использования ТО могут быть лучше. Применение ТО сравнительно небольшой толщины может оказаться весьма полезным при проходке выработки, но их нельзя считать панацеей в решении проблемы нормализации тепловых условий в глубоких шахтах при длительном сроке службы горных выработок.

$$\lambda p := 2.5\epsilon \quad r1 := 2 \quad r := 2.1..5$$

$$f1(r) := \frac{2\pi \cdot \lambda p (tp1 - tv)}{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)} \quad f2(r) := \frac{2\pi \cdot \lambda p (tp2 - tv)}{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)} \quad f3(r) := \frac{2\pi \cdot \lambda p (tp3 - tv)}{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)}$$

$$f4(r) := \frac{2\pi \cdot \lambda p (tp4 - tv)}{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)} \quad f5(r) := \frac{2\pi \cdot \lambda p (tp5 - tv)}{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)} \quad f6(r) := \frac{2\pi \cdot \lambda p (tp6 - tv)}{\ln\left(\frac{r}{r1}\right)}$$

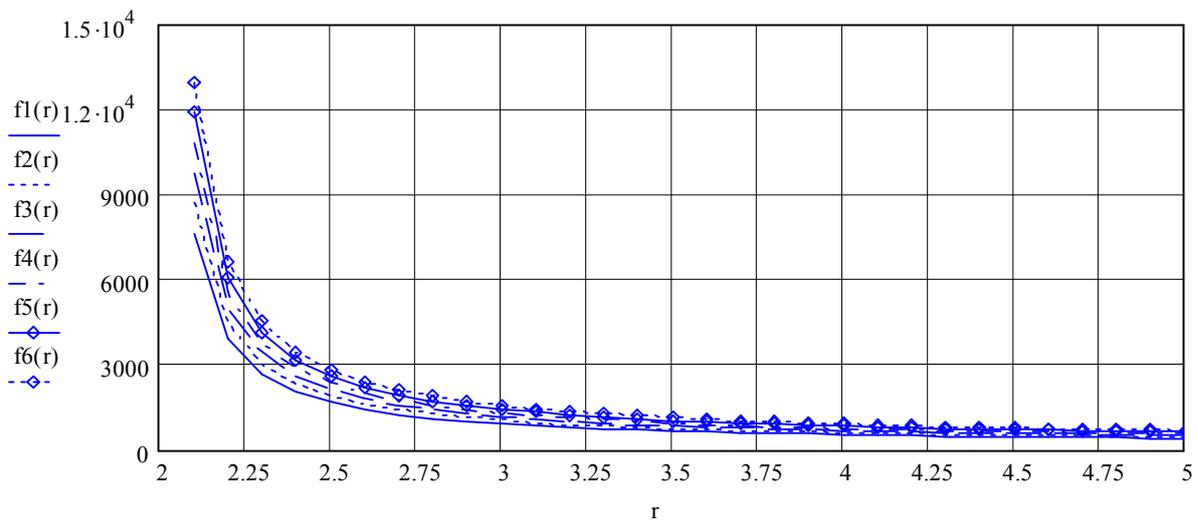


Рис. 5. Характер изменения удельного теплового потока в горную выработку, пройденную по песчанику, при наличии ТО, при различных глубинах ведения горных работ

### Выводы:

1. Первоочередной задачей угольной промышленности Украины является снабжение страны каменным углем в объемах, имевших место на период обретения независимости. Обеспечение уровня добычи каменного угля 170–180 млн. тонн является залогом нормальной работы коксохимии, металлургической промышленности, энергетики и энерготехнологической переработки угля для получения газа и жидкого топлива для двигателей внутреннего сгорания. Разведанные запасы угля достаточны для обеспечения нужд страны в энергоносителях на протяжении 450–500 лет. Их освоение является гарантией экономической независимости страны и роста материального благосостояния ее населения.

2. Основным препятствием на пути возрождения угольной промышленности является катастрофическое ухудшение условий труда в шахтах, явившееся следствием уничтожения 55 систем центрального кондиционирования воздуха на шахтах, приведшее к росту температур в очистных и подготовительных забоях глубоких шахт на 12–15 °С выше регламентируемых санитарными нормами. Украина не производит холодильных машин для систем центрального кондиционирования воздуха в шахтах и не имеет валюты для их приобретения в развитых странах. Но даже наличие возможности приобрести такие машины

не может решить проблемы нормализации тепловых условий глубоких шахт из-за увеличения стоимости электроэнергии, огромных расходов ее на вентиляцию и кондиционирование воздуха, ведущих к непрерывному росту себестоимости добытого угля.

3. Основным направлением обеспечения нормальных тепловых условий в шахтах Донбасса должно явиться превращение шахт в энерготехнологические комплексы, выполняющие, наряду с добычей угля, функцию извлечения и использования тепла недр Земли в качестве альтернативного источника энергии. Залогом реализации технологии и успешного функционирования энергокомплексов должно явиться коренное изменение системы нормализации тепловых условий горных выработок шахт за счет перехода на использование воды в качестве основного средства доставки холода в горные выработки глубоких шахт и выноса тепла горного массива на дневную поверхность. Переход на такую систему доставки холода позволит использовать естественный холод осенне-зимнего периода на дневной поверхности, холод поверхностных водоемов, включая водоледяные смеси, а также холод мощных холодильных установок общепромышленного назначения, выпускаемых в Украине.

4. Классическая горная теплофизика содержит сведения о теплоуравнивающих рубашках, образующихся вокруг горных выработок при движении воздушного потока с температурой, отличающейся от естественной температуры горных пород, отмечает возможность нагрева или охлаждения пород рубашки воздухом и сведения о результатах экспериментальных исследований их параметров, которыми установлено, что диаметры рубашек могут составлять более 10 м, но период их формирования составляет годы и десятилетия. Абсолютно правильные сведения породили мнение, что теплоуравнивающие рубашки из-за столь длительного периода их формирования не могут служить средством оперативного управления тепловым режимом горных выработок глубоких шахт. Нами показано, что при переходе на систему доставки холода в горные выработки глубоких шахт и выноса тепла горного массива водой теплоуравнивающие оболочки могут быть сформированы в короткий период времени и выполнять функции средства регулирования теплового режима горных выработок глубоких шахт.

5. Извлекаемое из глубоких шахт тепло горного массива является низкопотенциальным, однако концентрированный вынос его на дневную поверхность позволяет его использовать для нужд теплофикации парников и теплиц и предварительного нагрева воды котельных, осуществляющих теплоснабжение инфраструктуры. По мере ухода горных работ на предельные глубины температура выдаваемой из шахт воды может достигать 65 °С, нормируемых для теплоснабжения зданий и сооружений и при сохранении сети циркуляции воды на нижнем отработанном горизонте на длительное время обеспечить теплом объекты инфраструктуры при отсутствии котельных или в дополнение к действующим. Применение системы теплового насоса позволяет получить тепловой потенциал воды, получать пар и осуществлять производство электроэнергии. Для использования тепла горного массива глубоких шахт необходимо уже в настоящее время осуществлять работу по созданию систем утилизации низко-

потенциального тепла, рассматривая их как первый шаг на пути использования тепла недр Земли.

6. Выполненные в НГУ исследования и расчетные обоснования показывают, что использование воды в качестве средства доставки холода с дневной поверхности в шахту и тепла горного массива на дневную поверхность имеет особо благоприятные перспективы при применении в комплексе со схемой предварительного охлаждения горного массива и ускоренного формирования ТО горных выработок. Применение такой технологии, по предварительным расчетам, сможет обеспечить на глубоких горизонтах при прохождении одного погонного метра выработки извлечение 7–8 миллионов килокалорий тепла. Украина способна собственными силами и средствами обеспечить функционирование таких систем за счет применения разработанных и освоенных Одесским «Холодмашем» водоохлаждающих машин МХРВ-1 холодопроизводительностью 1 млн. Вт. Для этого необходимо освоить их серийное производство, вместо имеющего место в настоящее время штучного – двух машин в год.

7. Следуя разумной практике развитых стран, осуществляющих контроль и руководство угольной промышленностью, правительство Украины должно осуществить полную национализацию шахт, обеспечение за счет национального бюджета выполнение научно-исследовательских работ по решению их настоящих нужд и техническому переоснащению, подготовку кадров для угольной промышленности.

#### Список литературы

1. Бойко В. А. Оценка теплового потенциала горного массива глубокой шахты Донбасса и возможностей типовой схемы нормализации условий труда / В.А. Бойко, О. А. Бойко. // Сборник научных трудов Национального горного университета. – Днепропетровск: 2003, №16, С.113–124,

2. Щербань А. Н., Научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт / Щербань А. Н., Кремнев О. А. // Издательство АН УССР, Киев: том 1,1959. – С430, том 2, 1960.– С. 348.

3. Бойко В. А. Сравнительная оценка способов и средств нормализации тепловых условий горных выработок глубоких шахт Донбасса / Бойко В. А., Бойко О. А. // Збірник наукових праць національного гірничого університету. – Дніпропетровськ: 2011, №36, том 1, С. 169–177.

4. Бойко В. А. Аналитическая оценка степени охлаждения горного массива глубокой шахты с помощью скважины, опережающей забой подготовительной выработки / Бойко В. А., Бойко О. А.// Науковий вісник НГУ. – Днепропетровск: 2010, № 11/12, С. 106–113.

5. Пивняк Г. Г. Аспекты решения проблемы снижения энергопотребления при ведении горных работ в глубоких шахтах Донбасса / Пивняк Г. Г. Бойко В. А. // Науковий вісник національного гірничого університету. – Днепропетровск: 2012, №1, С. 88–98.

6. Бойко О. А.. Предварительная оценка притока тепла массива горных пород в выработку и способы его сокращения для нормализации микроклимата глубоких шахт Донбасса / Бойко О. А., Бойко В. А. // Науковий вісник НГУ. – Днепропетровск: 2011, №4(124), С. 94–105.

7. Бойко В. А. Разработка способа и средств формирования теплозащитной оболочки горных выработок глубокой шахты и оценка влияния ее параметров на теплоприток из горного массива / Бойко В. А., Бойко О. А. // Материалы международной конференции “Форум горняков 2009”, секция “Рудничная аэрология и безопасность труда”, НГУ, –Днепропетровск: 2009, С. 57–73.

8. Бойко В. А. Способ ускоренного формирования теплоуравнивающей рубашки горной выработки глубокой шахты / Бойко В. А., Бойко А. В. // Збірник наукових праць національного гірничого університету. –Дніпропетровськ: 2009, №33, том 2, С. 113–125,

9. Бойко О. А. Исследование влияния теплоуравнивающей оболочки пород горного массива на величину притока тепла в горную выработку глубокой шахты Донбасса / Бойко О.А. Бойко В. А. // Науковий вісник національного гірничого університету. – Днепропетровск: 2011. №33, том 2, С. 98–106.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.  
Надійшла до редакції 28.03.2012*

УДК 681.5:621.317

© С.І. Випанасенко, В.В. Овсяников

## **ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ ПАЛИВА ДЛЯ ТЕПЛОВИХ ЕЛЕКТРОСТАНЦІЙ**

Наведено результати прискореного, більш точного визначення калорійності вугілля для теплових електростанцій за даними вимірювання його комплексної діелектричної проникності. Калорійність вугілля визначається в результаті рішення на ЕОМ оберненої задачі перетворення заздалегідь складеного банку калібрувальних характеристик діелектричної проникності різного вугілля у відповідну їм калорійність невідомого вугілля.

Приведены результаты ускоренного, более точного определения калорийности угля для тепловых электростанций по данным измерения его комплексной диэлектрической проницаемости. Калорийность угля определяется в результате решения на ЭВМ обратной задачи преобразования заранее составленного банка калибровочных характеристик диэлектрической проницаемости разных углей в соответствующую им калорийность неизвестного угля.

The results of accelerated, more accurate determination of calorific value of coal of thermal power plants according to the measurement of its complex dielectric permittivity are presented. Calorific value of coal is determined by solving the inverse problem of computer transformations pre-drawn bank calibration characteristics of the complex dielectric permittivity of different coals in their corresponding calorific value of unknown coal.

**Вступ.** У теперішній час на більшості промислових підприємств контроль якісних характеристик вугілля таких, як зольність, калорійність або вологість здійснюється у спеціалізованих лабораторіях традиційними фізико-хімічними методами. Процедура діагностики пов'язана зі значними втратами робочого часу (до декількох годин на одну пробу) та коштів на придбання необхідних хімічних реактивів. При тому, одночасно з традиційними методами контролю якості палив розвиваються спектроскопічні, радіаційні, теплові, електромагнітні (мікрохвильові) та інші. Ці методи використовуються для експрес-контролю речовин одночасно з традиційними методами та можуть їх доповнювати шляхом оперативної видачі результатів індикації якості. Таку експрес-інформацію можна одержувати за декілька хвилин.

**Постановка задачі.** Дана робота присвячена подальшому розвитку електромагнітних методів експрес-контролю якості вугілля та інших палив у напрямку підвищення точності та автоматизації визначення калорійності вугілля і пе-

редачі інформації у систему управління. Теперішнього часу показником енергетичної цінності палива прийнята нижча теплота згоряння у робочому стані, яка позначається як  $Q_i^r$  [3]. Для скорочення запису у даній статті будемо називати цей показник калорійністю.

**1. Підвищення точності визначення діелектричної проникності вугілля при роботі з вимірювальною лінією.** Розглянемо метод визначення якості вугілля (калорійності) шляхом визначення такого важливого його електромагнітного (ЕМ) параметра, як комплексна діелектрична проникність (*КДП*). Реалізація задачі визначення *КДП* і перетворення її у цифровий формат виконується за допомогою аналого-цифрової інформаційної системи контролю якості палива (СКЯП), структурну схему якої наведено на рис. 1. У цьому пристрої застосовується мікрохвильовий (МХ) датчик якості (ДЯ) з досліджуваною речовиною у вигляді відрізка прямокутного або круглого хвилеводу, який закорочено на кінці. У якості МХ вимірювального приладу застосовується вимірювальна лінія (ВЛ), за допомогою якої можна вимірювати *КДП* шляхом попереднього вимірювання комплексного імпедансу вугілля у ДЯ і деяких нескладних розрахунків [1]. *КДП* вугілля несе найбільше інформації про якість вугілля у порівнянні з такими модульними ЕМ характеристиками, як коефіцієнт відбиття та коефіцієнт згасання тощо. При визначенні калорійності вугілля шляхом вимірювання *КДП* використовується кореляційний зв'язок між фізичними параметрами якості вугілля (калорійністю, зольністю, вологістю тощо) та його ЕМ параметрами. При тому, щоб визначити *КДП* за допомогою ВЛ (рис. 1) необхідно перш за все визначити комплексний імпеданс проби вугілля, яка знаходиться у ДЯ, а потім за відомими співвідношеннями [1] знайти *КДП* і тангенс кута діелектричних втрат ( $tg\delta$ ) вугілля.

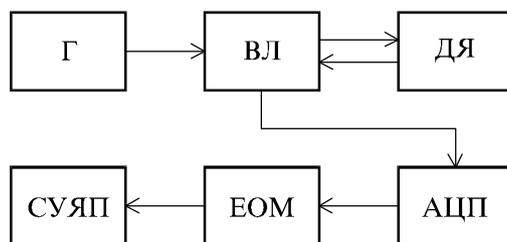


Рис. 1. Структурна схема пристрою для діагностики якості палив шляхом визначення *КДП*: Г – генератор надзвичайно високих частот; ВЛ – вимірювальна лінія; ДЯ – датчик якості, який заповнено досліджуваною речовиною (вугілля, мазут, тощо); АЦП – аналого-цифровий перетворювач; ЕОМ – спеціалізований комп’ютер; СУЯП – система управління якістю палив

При визначенні комплексного імпедансу проби вугілля у ДЯ одним з ключових параметрів є коефіцієнт стоячої хвилі за напругою (*КСХН*). При цьому точність визначення *КДП* залежить від точності виміру *КСХН*, який залежить від точності визначення максимального й мінімального значень у розподілі напруги уздовж ВЛ ( $КСХН = U_{\max} / U_{\min}$ ). При великих значеннях *КСХН* [4] погрішність визначення його і, отже, *КДП* значно зростає. Збільшення пог-

рішності неприпустимо при визначеннях *КДП* вугілля й інших палив, що може привести до значних матеріальних і економічних втрат при роботі ТЕС.

При визначенні *КСХН* звичайним методом ( $КСХН = U_{\max}/U_{\min}$ ) максимальне значення напруги  $U_{\max}$  найчастіше виходить за верхню межу шкали вимірювального приладу або значно відрізняється по величині від мінімального значення  $U_{\min}$ . У першому випадку виміряти *КСХН* звичайним методом не представляється можливим, а в другому при вимірі  $U_{\min}$  допускається значна погрішність визначення *КСХН*, тому що  $U_{\min}$  знаходиться при мінімальних показаннях вимірювального приладу й погрішність його визначення набагато вище погрішності визначення  $U_{\max}$ .

Для підвищення точності визначення *КДП* при  $КСХН > 4$  пропонується виміряти значення одного або декількох напруг  $U_1, U_2, \dots, U_M$ , уздовж ВЛ (рис. 2) у точках близьких до мінімального значення напруги  $U_{\min}$  й виміряти саме мінімальне значення напруги  $U_{\min}$  й визначити *КСХН* по формулі

$$КСХН_i = \frac{1}{\sin(kl_i)} \sqrt{\frac{U_i}{U_{\min}} - \cos^2(kl_i)}, \quad (1)$$

де:  $i$  – номери точок на графіку розподілу напруги вздовж ВЛ, у яких виконується вимірювання,  $i = 1, 2, \dots, M$ ;  $U_i$  – значення виміряних напруг поблизу мінімуму;  $k = 2\pi / \lambda$  – хвильове число;  $\lambda$  – робоча довжина хвилі;  $kl_i$  – координати місцезнаходження вимірювальної головки ВЛ, при яких виконуються вимірювання напруги  $U_i$ .

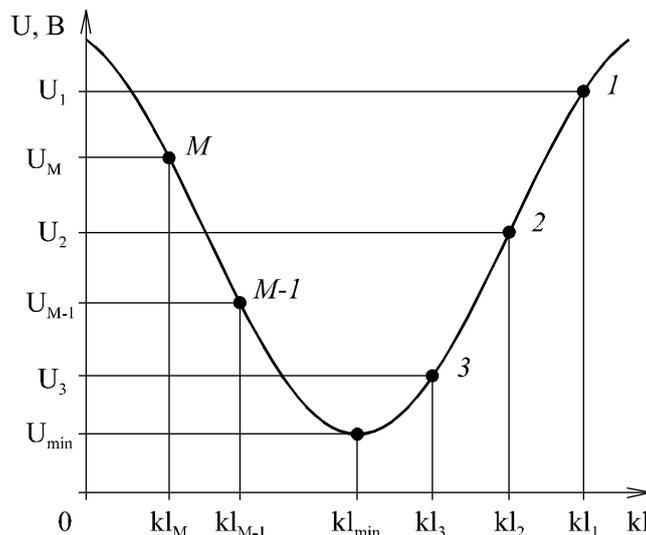


Рис. 2. Розподіл напруги вздовж ВЛ при високих значеннях *КСХН*

Після виконання 3-х – 5 вимірів напруги  $U_1, U_2, \dots, U_M$  у точках розташування каретки ВЛ  $kl_1, kl_2, \dots, kl_M$  обчислюються  $M$  значень  $КСХН_i$  по формулі (1), після чого визначається середнє значення *КСХН* по формулі

$$КСХН_{cp} = \frac{1}{M} \sum_{i=1}^M КСХН_i. \quad (2)$$

Точність визначення *КДП* залежить від точності вимірювання *КСХН* та фази коефіцієнта відбиття, які у свою чергу залежать від точності вимірювання оператором параметрів кривої розподілу напруги вздовж ВЛ. Враховуючи, що вимірювальна лінія являється найбільш точним приладом серед інших НВЧ приборів, похибка визначення *КСХН* при визначенні *КДП* проби вугілля із застосуванням виражень (1) і (2) може бути знижена.

**2. Результати застосування методу уточненого вимірювання *КСХН* і *КДП* при визначенні калорійності вугілля за допомогою вимірювальної лінії.** Розглянемо метод уточненого вимірювання *КСХН* і *КДП* з застосуванням виразів (1) и (2) при визначенні калорійності вугілля. Перш за все аналого-цифровий вимірювальний пристрій *КДП* вугілля (рис. 1) було відкаліброване за допомогою еталонних навантажувачів *КСХН*, а потім проведено низку вимірювань *КСХН* вугілля. Результати досліджень показали, що при *КСХН* > 4 похибка вимірювань *КСХН* знижується з 7 % при традиційному визначенні до 2% при використанні нової технології вимірювань і обробки результатів за формулами (1) і (2). Далі за допомогою аналого-цифрового пристрою (рис. 1) було проведено визначення *КДП* різних проб вугілля, а потім з урахуванням цих даних і знайдено калорійність невідомої проби.

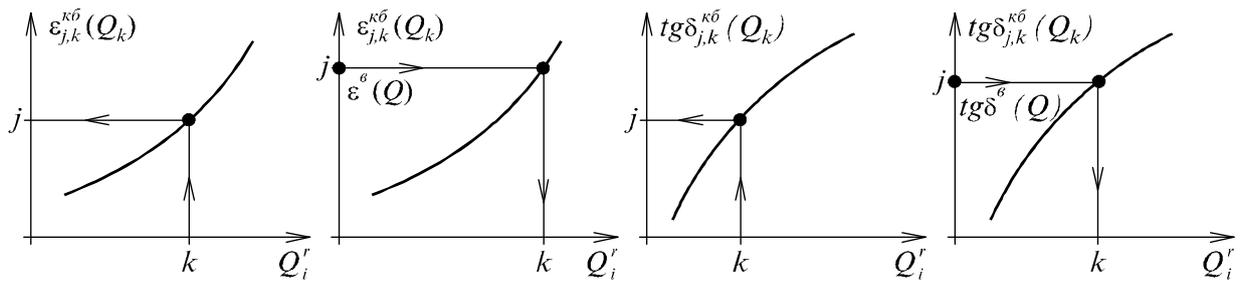
Методика вирішення даної задачі передбачає звичайні метрологічні принципи визначення фізичних величин методом співставлення результатів вимірювання параметра із заздалегідь отриманими каліброваними (еталонними) значеннями для даного параметра. При цьому процес визначення якості вугілля, калорійність якого невідома, виконується у два етапи.

На першому етапі вимірюється набір каліброваних ЕМ характеристик, наприклад, *КДП* для різних сортів вугілля, мазуту або інших видів палива на одній або декількох частотах мікрохвильового діапазону, тобто створюється банк каліброваних даних для певного різновиду цих речовин, які застосовувались на даному підприємстві або галузі промисловості. Ці калібровані характеристики являють собою таблицю дискретних значень відповідності ЕМ характеристик даних речовин параметрам якості палива, наприклад, калорійності. Отримані результати перетворюються в цифровий код і зберігаються в пам'яті ЕОМ установки (рис. 1) у вигляді банку еталонних даних.

На другому етапі, з використанням цього банку даних, шляхом автоматизованого порівняння каліброваних і виміряних ЕМ параметрів палива, наприклад *КДП*, із застосуванням програми на ЕОМ проводиться ідентифікація параметрів якості невідомого досліджуваного палива, наприклад, калорійності.

Як доведено вище у результаті виконання етапу 1 за допомогою даного пристрою діапазону НВЧ одержуються калібровані графіки (таблиці) дійсної ча-

стини  $KДП(\varepsilon)$  та  $tg\delta$ , тобто  $\varepsilon_{j,k}^{кб}(Q)$  і  $tg\delta_{j,k}^{кб}(Q)$ , в залежності від калорійності  $Q_i^r$  (рис. 3а та 4а). Підкреслимо, що відповідно до існуючих звичайних оцінок  $KДП$ , цей комплексний ЕМ параметр представляється як:  $KДП = \varepsilon - i\varepsilon'$ , при  $tg\delta = \varepsilon' / \varepsilon$ , де  $\varepsilon$  – дійсна частина  $KДП$ ;  $\varepsilon'$  – уявна частина. На етапі 2 після вимірювання  $\varepsilon^b(Q)$  та  $tg\delta^b(Q)$  невідомої проби вугілля виконується зворотне перетворення цих параметрів  $KДП$  у відповідну їм калорійність  $Q_i^r$  (рис. 3б та 4б).



а) Калібрівка      б) Вимірювання      а) Калібрівка      б) Вимірювання

Рис. 3 Дійсна частина діелектричної проникності

Рис. 4 Тангенс кута діелектричних втрат

Для автоматизації процесу визначення калорійності вугілля  $Q_i^r$  подібні графіки на етапі 1 проходять процедуру дискретизації та перетворення у цифровий код по горизонтальній та вертикальній осі та вводяться у пам'ять ЕОМ для зберігання.

На етапі 2 для визначення невідомого значення калорійності  $Q_i^r$ , яка відповідає вимірній парі параметрів  $\varepsilon^b(Q)$  та  $tg\delta^b(Q)$ , спочатку застосовується процедура оптимізації [5] вимірних та каліброваних  $KДП$  вугілля шляхом мінімізації двох цільових функцій у вигляді

$$X_\varepsilon(Q_k) = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N \left\{ \left[ \varepsilon_{j,k}^{кб}(Q) - \varepsilon^b(Q) \right] / \varepsilon^b(Q) \right\}^2, \quad k = 1, 2, \dots, K, \quad (3)$$

$$X_{tg\delta}(Q_k) = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N \left\{ \left[ tg\delta_{j,k}^{кб}(Q) - tg\delta^b(Q) \right] / tg\delta^b(Q) \right\}^2, \quad k = 1, 2, \dots, K, \quad (4)$$

де  $j$  – номери відліків  $j = 1, 2, \dots, N$  параметрів  $\varepsilon_{j,k}^{кб}(Q)$ ,  $tg\delta_{j,k}^{кб}(Q)$ , а також параметрів  $\varepsilon^b(Q)$  та  $tg\delta^b(Q)$  за вертикальною віссю;  $k$  – номери відліків  $k = 1, 2, \dots, K$  параметрів  $Q_{\varepsilon_1}, Q_{\varepsilon_2}, \dots, Q_{\varepsilon_K}$  та  $Q_{tg\delta_1}, Q_{tg\delta_2}, \dots, Q_{tg\delta_K}$  за горизонтальною віссю. Після визначення мінімумів цільових функцій (3) та (4), програма ЕОМ забезпечує знайдення низки значень калорійності  $Q_{\varepsilon_1}, Q_{\varepsilon_2}, \dots$ ,

$Q_{\varepsilon_K}$  та  $Q_{tg\delta_1}$ ,  $Q_{tg\delta_2}$ , ...,  $Q_{tg\delta_K}$ , які відповідають цим мінімумам. Далі програма забезпечує порівняння значень калорійності, знайдених за формулою (3) з калорійностями, які знайдено за формулою (4) і знаходить пару значень  $Q_i^{*r}$  найближчих між собою або співпадаючої, що і буде рішенням задачі.

Розглянемо приклад застосування викладеної вище методики визначення калорійності вугілля за допомогою залежностей (рис. 5) на одній робочій частоті. Подібні графіки будемо вважати калібрувальними і вони можуть використовуватися для швидкого визначення невідомого значення калорійності вугілля  $Q_i^r$  в залежності від  $KДП$ , яка поступить на вхід програмного забезпечення ЕОМ. Припустимо, що виміряні значення  $KДП$  даного вугілля такі:  $\varepsilon^6 = 4,4$ , а  $tg\delta^6 = 30 \cdot 10^{-3}$ . Таким значенням параметрів  $\varepsilon^6(Q)$  та  $tg\delta^6(Q)$  у даному випадку відповідають по три значення  $Q_i^r$  (неприємний випадок). Попарна різниця між ними на рис. 5 показана дужками «а», «b» та «с». Найбільш збігаються між собою значення калорійності варіанту «с». Тому шукане значення калорійності і буде рішенням задачі  $Q_i^{*r} = 5,19 \cdot 10^3$  ккал/кг. Можна бачити з графіків на рис. 5, що така ситуація виникає коли залежності  $\varepsilon_{j,k}^{k\bar{b}}(Q)$  та  $tg_{j,k}^{k\bar{b}}(Q)$  від  $Q_i^r$  більш одного разу перетинають горизонтальну лінію сталого значення цих величин. Тому задача програми ЕОМ знайти таку пару значень калібрувальних залежностей  $\varepsilon_{j,k}^{k\bar{b}}(Q)$  та  $tg_{j,k}^{k\bar{b}}(Q)$ , що знаходиться на одній вертикальній лінії, яка відповідає шуканому значенню калорійності вугілля  $Q_i^{*r}$ . Різниця між шуканими значеннями калорійності вугілля «с» виникає тому, що значення графіків рис. 5 зберігаються пам'яттю ЕОМ у дискретному вигляді і чим менше будуть інтервали при квантуванні цих аналогових параметрів за допомогою АЦП (рис. 1), тим менше буде різниця «с» і, очевидно, похибка визначення  $Q_i^{*r}$ .

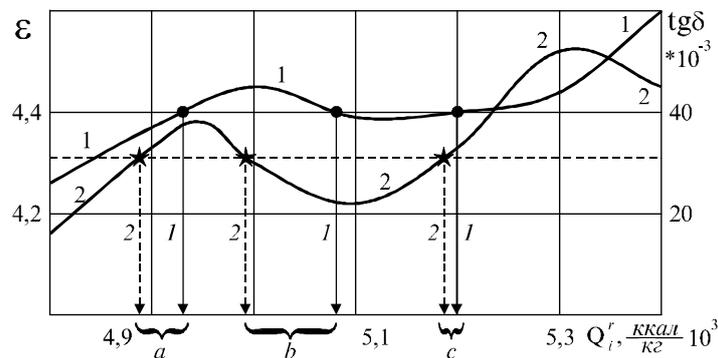


Рис. 5. Експериментальні калібрувальні залежності  $KДП$  від калорійності вугілля  $Q_i^r$ : 1 -  $\varepsilon_{j,k}^{k\bar{b}}(Q)$ ; 2 -  $tg_{j,k}^{k\bar{b}}(Q)$

Структурна схема алгоритму визначення калорійності досліджуваного вугілля за допомогою ЕОМ викладеним вище способом наведена на рис. 6.

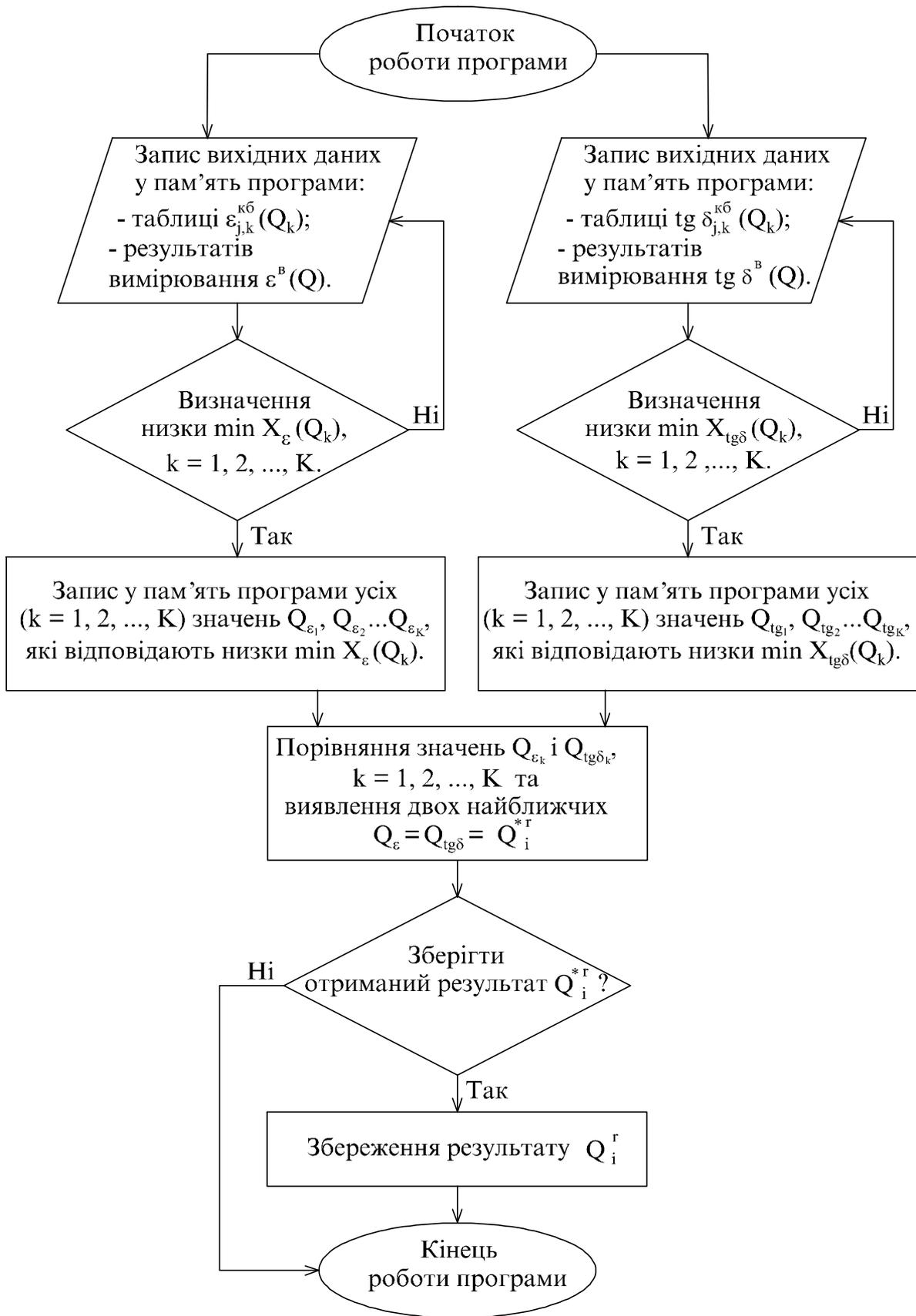


Рис. 6. Алгоритм визначення калорійності вугілля відповідно до виміряного значення *КДП*

## Висновки

1. Для підвищення точності визначення  $KСХН$ , комплексної діелектричної проникності та у кінцевому рахунку калорійності вугілля у процесі експрес-контролю доцільно користуватися запропонованою в роботі технологією вимірювань. Підвищення точності досягнуто завдяки тому, що виміряні значення  $U_{\min}$  та  $U_i$  є величинами одного порядку і тому похибка вимірювань менше у порівнянні із звичайними традиційними методами.

2. Точне визначення  $KСХН$  та  $KДП$  є необхідною умовою для підвищення достовірності визначення калорійності вугілля при виміряних значеннях  $\varepsilon^b(Q)$  та  $tg\delta^b(Q)$  шляхом рішення на ЕОМ зворотної задачі визначення калорійності з використанням завчасно отриманих калібрувальних характеристик  $\varepsilon_{j,k}^{kb}(Q)$  та  $tg_{j,k}^{kb}(Q)$ .

### Список літератури

1. Брандт А.А. Исследование диэлектриков на СВЧ / А.А. Брандт. –М.: Физматизд, 1964. – 404 с.
2. Ovsyanikov V.V. Measurements of the Complex Permittivity by the Waveguide and Resonant-Cavity Methods / V.V. Ovsyanikov // Proc. of the Int. Conf. on Actual Probl. Of Measuring Techn. Kyiv, Ukraine. –7-10 Sept. 1998. – P. 224-225.
3. Белосельский Б.С. Контроль твердого топлива на электростанциях / Б.С. Белосельский, В.С. Вдовиченко.–М.: Энергоатомиздат, 1987.– 176 с.
4. Фрадин А.З. Измерение параметров антенно-фидерных устройств / А.З. Фрадин., Е.В Рыжков.–М.: Связь, 1972 – 420 с.
5. Моисеев Н.Н. Методы оптимизации / Н.Н Моисеев, Ю.П. Иванилов, Е.М. Столярова. –М.: Наука, 1978. – 352 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Заікою В.Т.  
Надійшла до редакції 27.04.2012*

УДК 624.131.23

© В.Г. Кравець, Н.В. Зуєвська

## ГЕОТЕРМІЧНИЙ РЕЖИМ НАГРІВАННЯ ПІДЗЕМНИХ ВОД ВІД ТЕПЛОВИДІЛЯЮЧИХ ОБ'ЄКТІВ В МІСЬКОМУ БУДІВНИЦТВІ

Утворення теплових полів в масивах просадних ґрунтів під тепловиділяючими міськими об'єктами провокує нагрівання ґрунтових вод, їх посилену фільтрацію і відповідно небезпечні геологічні явища у вигляді нерівномірних деформацій основ фундаментів. В статті вивчаються зміни швидкості фільтрації нагрітої ґрунтової води в такому масиві і коефіцієнта її вертикальної фільтрації.

Образование тепловых полей в массивах просадочных ґрунтов под тепловыделяющими объектами городской инфраструктуры провоцирует нагревание ґрунтовых вод и соответственно опасные геологические явления в виде неравномерных деформаций оснований фундаментов. В статье изучаются изменения скорости фильтрации нагретой ґрунтовой воды в таком массиве и коэффициента ее вертикальной фильтрации.

As a result of formation of the thermal fields in the settling soils under heat-generations objects of civil infrastructure there is heating subsoil waters. This water provokes the dangerous geological phenomena as non-uniformity deformation processes in foundations. The change of filtration speed of the heated groundwater in a water-carrying seam and t filtration coefficient is in-process investigated in vertical direction.

**Вступ.** Практика міського будівництва та експлуатації підземних мереж в умовах інтенсифікації забудови міст та одночасного старіння підземних комунікацій в останні роки внесла суттєві корективи у вибір системи протипросадних заходів в зв'язку з проявом нового - гідротермального фактора впливу, який навіть в умовно непросадних лесових масивах провокує небезпечні деформаційні явища.

Вплив температурного фактора на просідання лесового ґрунту в міських умовах дуже суттєвий. Він проявляється в утворенні теплових полів в масивах лесових порід і провокує небезпечні геологічні явища, що викликають зміни складу, стану, структури і деформаційних властивостей просадних ґрунтів [1]. Джерела тепловиділення, що нагрівають ґрунтові води, можна умовно поділити на два види. До першого можна віднести природні підземні джерела тепловиділення. До другого, який більш характерний для міського будівництва – тепловиділяючі об'єкти, зведені на поверхні землі або поблизу неї [2]. При встановленні фактичних теплових втрат від теплових споруд та визначенні впливу техногенних теплових факторів на просадні ґрунти найбільш ефективним є поєднання результатів інженерно-геологічних вишукувань з моделюванням теплових полів. У випадках, коли неможливо встановити фактичні теплові втрати від теплотраси, їх значення можна визначати тільки моделюванням теплових полів.

**Основні засади та джерела теплових втрат.** Найважливішим параметром для визначення теплових впливів на ґрунти для підземних комунікацій є тепловий режим теплотрас і їх характеристики. Тепловий потік, що виділяється теплотрасою, залежить від діаметра і кількості труб, різниці між температурою води в трубах і ґрунтах, теплоізоляції і її якості, пори року, способу прокладання теплотраси. Нормативні теплові втрати виражаються в ккал/п.м. теплової мережі за годину. Питомі тепловтрати (ккал/м<sup>2</sup>·год) визначаються як відношення нормативних втрат до діаметра труби або периметра каналу теплотраси. Визначення нормативних експлуатаційних годинних теплових втрат проводиться на підставі даних про конструктивні характеристики всіх ділянок теплової мережі (тип прокладання, стан теплової ізоляції, діаметр і довжина трубопроводів тощо) при середньорічних умовах роботи теплової мережі, виходячи з норм теплових втрат. Теплотраси з питомими тепловими втратами менше 10 ккал/м<sup>2</sup>·год практично не впливають на навколишні ґрунти і можуть не розглядатися як джерело техногенного навантаження (за умови виключення аварійних ситуацій). Основним джерелом теплового впливу на ґрунти є магістральні теплотраси (діаметр труб 500–1000 мм і більше). Реальні ж теплові втрати можуть значно перевершувати нормативні, що обумовлюється головним чином якістю теплоізоляції і терміном служби теплотраси. Розрахунки теплового впливу теплотрас на просадні ґрунти рекомендується виконувати на період 10–20 років до досягнення сталих температурних режимів.

Частина тепла від тепловиділяючих споруд проникає через фундамент і поширюється в лесовому масиві, нагріваючи ґрунтову воду до підвищеної температури. Для підвищення теплоізоляційних властивостей фундаменти тепловиділяючих споруд споруджують збільшеної товщини та з жаростійкого бетону [3]. Проте чим більша товщина фундаменту, тим більше вологи утримується в тілі фундаменту. Треба також враховувати той фактор, що при охолодженні фундамент може відсмоктувати вологу з ґрунтової основи, що супроводжується значною усадкою та розвитком системи мікротріщин в фундаменті. Через ці структурні дефекти відбувається посилення міграції вологи та збільшення ефекту розклинювальної дії водних плівок. Це викликає порушення цілісності фундаменту і прискорює проникнення тепла через фундамент в ґрунтову основу.

Конвективний теплообмін між фундаментом, нагрітим високою температурою від тепловиділяючого джерела, і ґрунтовою основою (охолоджувачем), протікає за рахунок теплопровідності матеріалу фундаменту. Генерація тепла в тілі фундаменту відбувається за рахунок об'ємного внутрішньопорового теплообміну і конвективного перенесення.

При передачі тепла через тіло фундаменту температура в підшві фундаменту залежить від товщини фундаменту, коефіцієнта теплопровідності матеріалу фундаменту  $\lambda$ , теплоємності  $c$ , інтенсивності теплового потоку від тепловиділяючого джерела.

При проникненні температури на певну глибину масиву відбувається підняття рівня підземних вод за рахунок сил капілярного натягнення. Це призводить до зволоження ґрунту водою з підвищеною температурою, що в свою чергу призводить до появи і розвитку в часі значних просадних деформацій. Відмічено, що особливу небезпеку для стійкості і довговічності теплових споруд становить місцеве куполоподібне підняття рівня підземних вод, при якому ступінь нерівномірності розвитку просідання поверхні ґрунтової основи різко зростає.

**Процеси тривимірної теплопровідності.** Генерація тепла різного роду тепловими джерелами і передача її з нагріванням підземних вод характеризується геотермічним режимом [4]. Передача тепла може здійснюватися за допомогою теплопровідності і конвекції від гірських порід до підземних вод. Нестационарний процес тривимірної теплопровідності при наявності джерел тепла описується рівнянням [5]

$$\rho c \frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{\partial}{\partial x} \left( \lambda \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left( \lambda \frac{\partial T}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left( \lambda \frac{\partial T}{\partial z} \right) + P(x, y, z, \tau) \quad (1)$$

де  $\rho$  – щільність гірської породи;  $c$  – теплоємність;  $\lambda$  – коефіцієнт теплопровідності гірської породи;  $P$  – генерація в одиниці об'єму;  $\tau$  – час протікання процесу.

Величини коефіцієнта теплопровідності  $\lambda$  і теплоємності  $c$  залежать від породи, в якій відбувається передача тепла, температури і тиску. При цьому коефіцієнти  $\lambda$  і  $c$  залежать від температури. До температури 1000 °С можна приймати:

$$\lambda = \lambda_0 \frac{T_0}{T} \quad i \quad c = c_0 \frac{T_0}{T}, \quad (2)$$

де  $T_0$  – температура, при якій визначено значення  $\lambda_0$ , (зазвичай  $\lambda_0$  приймається при  $T_0 = 20$  °С – початкові температури  $T_0$  і відповідні  $\lambda_0$ );  $T$  – величина температури нагрівання гірської породи;  $c_0$  – початкова теплоємність породи, що відповідає температурі  $T_0 = 20$  °С.

Величини  $\lambda_0$  і  $c_0$  для деяких гірських порід вивчені і мають такі показники при  $T_0 = 20$  °С:

- глини і суглинки:  $\lambda_0 = (0,87 \div 1,74)$  Вт/(м·°С); при  $\gamma = (16 \div 20)$  кН/м<sup>3</sup>,  $c_0 = (0,48 \div 0,55) \cdot 10^3$  Дж/(кг·°С);

- піски і піщаники:  $\lambda_0 = (1,1 \div 2,03)$  Вт/(м·°С); при  $\gamma = (16 \div 20)$  кН/м<sup>3</sup>,  $W = 5\%$ ,  $c_0 = (0,51 \div 0,65) \cdot 10^3$  Дж/(кг·°С);

- граніт:  $\lambda_0 = (2,21 \div 4,07)$  Вт/(м·°С); при  $\gamma = (26 \div 28,9)$  кН/м<sup>3</sup>,  $W = 3\%$ ,  $c_0 = (0,544 \div 0,81) \cdot 10^3$  Дж/(кг·°С);

- вапняк:  $\lambda_0 = (0,99 \div 2,33)$  Вт/(м·°С); при  $\gamma = (23 \div 26)$  кН/м<sup>3</sup>,  $W = 3\%$ ,  $c_0 = (0,67 \div 1,05) \cdot 10^3$  Дж/(кг·°С);

- сланець глинистий:  $\lambda_0 = (1,55 \div 2,21)$  Вт/(м·°С); при  $\gamma = (25,1 \div 27,2)$  кН/м<sup>3</sup>,  $W = 5\%$ ,  $c_0 = 0,75 \cdot 10^3$  Дж/(кг·°С);

- лесові ґрунти:  $\lambda_0 = (0,74 \div 0,86)$  Вт/(м·°С); при  $\gamma = (14,6 \div 16)$  кН/м<sup>3</sup>,  $W = 3\%$ ,  $c_0 = (0,51 \div 0,55) \cdot 10^3$  Дж/(кг·°С).

Треба сказати, що конвективне теплоперенесення відіграє значну роль у перерозподілі теплового потоку у верхніх водонасичених шарах земної кори.

Якщо в щільних гірських породах передбачається відсутність руху води і теплопередача здійснюється тільки теплопровідністю, то в проникних осадових породах, де відбувається рух води, теплопередача здійснюється одночасно теплопровідністю і конвекцією. Тоді тепловий потік матиме такий вигляд:

$$q_x = \rho c V_x T - \lambda \frac{\partial T}{\partial x}; q_y = \rho c V_y T - \lambda \frac{\partial T}{\partial y}; q_z = \rho c V_z T - \lambda \frac{\partial T}{\partial z}. \quad (3)$$

В загальному вигляді тепловий потік можна визначити в спрощеному вигляді:

$$q = -\lambda \frac{\partial T}{\partial z}, \quad (4)$$

де  $\lambda$  – коефіцієнт теплопровідності гірської породи;  $\frac{\partial T}{\partial z}$  – температурний градієнт;  $z$  – вісь, спрямована вниз по нормалі до поверхні.

**Температурний градієнт.** Величини температурного градієнта можна визначити в кінцево-різницевій формі в такому вигляді:

$$\frac{\partial T}{\partial z} = \frac{\Delta T}{\Delta z} = \frac{T_2 - T_1}{z_2 - z_1}. \quad (5)$$

Для визначення температурного градієнта  $\frac{T_2 - T_1}{z_2 - z_1}$  пробурюються сверд-

ловини і вимірюється різниця між  $z_1$  і  $z_2$ . Геотермічний градієнт найбільш точно можна визначити за даними вимірів температури, отриманими при практично сталому тепловому режимі свердловини. Час виходу на сталий температурний

режим, порушений бурінням, залежить від часу буріння, діаметра і глибини свердловини і визначає необхідний період спокою, у якому повинна знаходитися свердловина до початку температурних змін. Час відновлення температурного режиму свердловини може змінюватися від декількох діб до декількох місяців і залежить від припливу теплоти.

Температури можна вимірювати дистанційно. У точці виміру термометр повинен витримуватися деякий час, який визначається інерційністю термометра і відновленням теплового режиму водного розчину, що заповнює свердловину.

Коефіцієнт теплопровідності  $\lambda$  породи можна виразити у вигляді [2]:

$$\lambda \left( \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right) = \rho c \frac{\partial T}{\partial \tau}. \quad (6)$$

Теплопередача підземною водою, нагрітою від джерел тепла в установленому режимі з урахуванням конвекції, матиме такий вигляд:

$$\frac{\partial^2 T_1}{\partial z^2} - \frac{\rho_v c_v V_f}{\lambda_1} \cdot \frac{\partial T_1}{\partial z} = 0 \quad (7)$$

де  $T_1$  і  $\lambda_1$  – температура і коефіцієнт теплопровідності насиченого водою пласта;  $c_v$  і  $\rho_v$  – теплоємність і густина води [ $\rho_v = 10 \text{ кН/м}^3$ ;  $c_v = 1,0 \text{ ккал/(кг} \cdot \text{}^0\text{/C)}$ ];  $V_f$  – постійна швидкість фільтрації через дану гірську породу, см/год;  $z$  – вісь, спрямована вниз.

За умов однозначності  $z = z_1, T = T_1, z = z_2, -\lambda \frac{\partial T}{\partial z} = q_1$ , де  $q_1$  – тепловий потік з масиву горської породи, що передається теплопровідністю в підземну воду. Позначимо  $\frac{\rho_v c_v V_f}{\lambda_1} = P$ , тоді можна записати:

$$T = T_1 + \frac{q_1}{P \lambda_1} \cdot e^{P(z-z_2)} \cdot \left[ e^{P(z-z_1)} - 1 \right] \quad (8)$$

Підставивши значення температур, отримаємо:

$$q_T = q_1 e^{-\frac{\rho_v c_v V_f}{\lambda_1} (z-z_1)}. \quad (9)$$

З рівняння (1) випливає, що тепловий потік при наявності вертикальної фільтрації по осі  $z$  у напівпроникних пластах змінюється по координаті від  $z$  до  $z_1$  і залежить від швидкості фільтрації  $V_s$ .

Через свою велику теплоємність  $C_v$  вода несе значну кількість тепла. Сумарний тепловий потік дорівнює алгебраїчній сумі теплопровідної і конвективної складових. При цьому напрямки можуть збігатися (знак плюс) або бути протилежними (знак мінус):

$$q_{\text{сум}} = \rho c V_f T \pm \lambda_1 \left( \frac{\partial T}{\partial z} \right). \quad (10)$$

Підставивши в рівняння (10) значення  $T$  з (8), отримаємо:

$$q_{\text{сум}} = \rho c V_f T_1 \pm qe \frac{\rho_v c_v V_f}{\lambda_1} (z - z_1), \quad (11)$$

де  $c$  – теплоємність гірської породи;  $\rho$  – щільність гірської породи.

Використовуючи рівняння (11), визначимо значення теплового сумарного потоку, коли відомі температура і теплопровідна складова теплового потоку або два значення температури пласта, координати її вимірів, коефіцієнт теплопровідності пласта і підземної води і швидкість фільтрації  $V_f$ .

Таким чином, знаючи теплопровідність підземної води, швидкість фільтрації через гірську породу  $V_f$ , теплопровідність породи, густину і теплоємність води, щільність і теплоємність породи, температуру породи, можна визначити сумарну величину теплового потоку в масивах гірських порід. Треба зазначити, що коефіцієнт теплопровідності  $\lambda$  у гірських породах залежить від вологості породи. Наприклад, при вологості  $W = 10 \div 20\%$  у глині і суглинку  $\lambda = (1,92 \div 2,56)$  Вт/(м·°C); при  $W = 20 \div 24\%$   $\lambda = (2,56 \div 2,68)$  Вт/(м·°C); в пісках і піщаниках при  $W = 11,5 \div 23,8\%$   $\lambda = (2,44 \div 3,37)$  Вт/(м·°C).

Температура нагрівання підземної води і фільтрація через товщу гірської породи взаємопов'язані.

**Приклад формування температурного поля.** Припустимо, на глибині 8 м є підшва водоносного горизонту, а на глибині 6,6 м – покрівля водоносного горизонту. Водоносний шар складається з крупного піску, а водонепрохідний шар – з слабопроникних глин. Над водоносним шаром є 0,6 м лесового суглинку (рис. 1).

Відстань між свердловинами № 1 і № 2 приймаємо 2 м. Виміряні температури порід на глибині 5 і 6 м у свердловинах складають відповідно 61 та 65 °C, а коефіцієнт теплопровідності порід по свердловинах становить  $\lambda = 0,76$  Вт/(м·°C). Швидкість вертикальної фільтрації становить  $V_f = -5,35 \cdot 10^{-7}$  см/с. Знак «мінус» показує, що рух спрямовано вгору. Величина сумарного теплового потоку, визначена за формулою (2), дорівнює  $q_{\text{сум}} = 37,50 \cdot 10^{-6}$  кал/(см·с·°C)  $43,41 \cdot 10^{-6}$  Вт/(см·°C).

Таким чином, сумарний тепловий потік  $q_{\text{сум}}$  по вертикалі в напівпроникному пласті на водоносному горизонті здійснюється теплопровідністю і конвекцією, а у водоносних – тільки конвекцією. Як було зазначено вище, для визначення впливу конвективної теплопередачі необхідно знати швидкість фільтрації. Її можна визначити, використовуючи геометричні методи. За закономірностями розподілу геотемпературного поля можна визначити швидкість руху підземних вод, коефіцієнти фільтрації пласта, в яких відбувається рух води, як наведено в роботах [14].

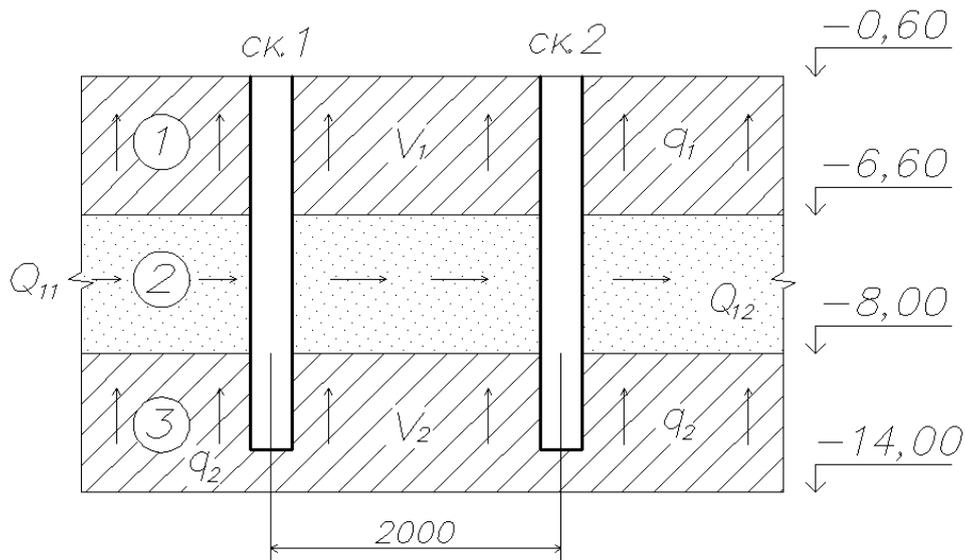


Рис. 1. Схема визначення сумарного теплового потоку  $q$  і швидкості вертикальної фільтрації

Визначення швидкості руху підземних вод у водоносних пластах, що залягають у горизонтальному або близькому до нього положенні, починають з вимірювання температури  $T_1$  і теплопровідності теплового потоку  $q_1$  на глибині  $z$  (рис. 2).

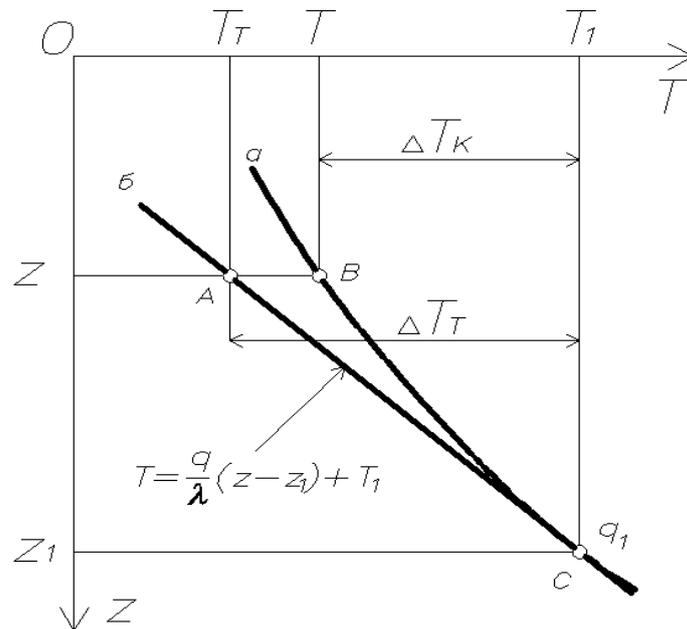


Рис. 2. Термограми в однорідному пласті за умов однозначності

З виразу (8) можна отримати наступне співвідношення:

$$\frac{\Delta T_K}{\Delta T_T} = \frac{e^x - 1}{x}. \quad (12)$$

Тут  $\Delta T_K = T - T_1$ ;  $\Delta T_T = T_T - T_1 = \frac{q}{\lambda}(z - z_1)$ ;  $x = \frac{\rho c V}{\lambda}(z - z_1)$ .

$T$  – температура, виміряна на глибині  $z$  при наявності руху води;  $T_T$  – температура, яка була б на глибині  $z$  для даного значення теплового потоку при відсутності руху води.

На рис. 3 представлено графік залежності  $\frac{\Delta T_K}{\Delta T_T} = f(x)$ . За вимірними значеннями температури  $T_1$  теплопровідного теплового потоку  $q$  на глибині  $z_1$ , температури  $T$  на глибині  $z$  за відомим значенням коефіцієнта теплопровідності водонасиченого пласта можна визначити ліву частину рівняння (12).

За побудованою залежністю можна знайти значення  $x$ , а отже, й швидкість вертикальної фільтрації за формулою:

$$V_f = \frac{x\lambda}{\rho c(z - z_1)} \quad (13)$$

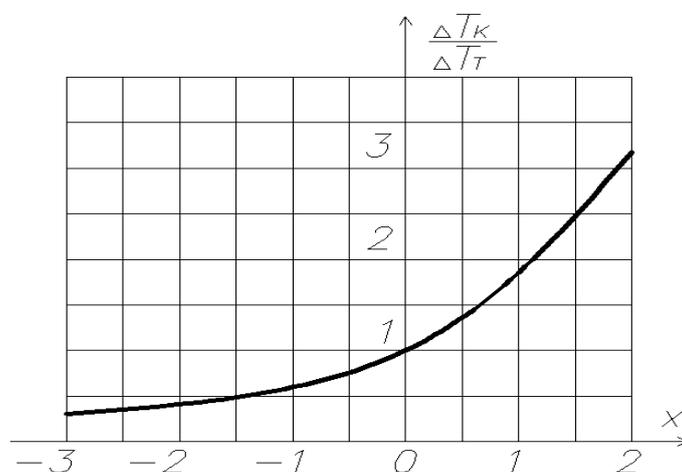


Рис. 3. Залежність  $\frac{\Delta T_K}{\Delta T_T} = f(x)$  для визначення швидкості вертикальної фільтрації

**Висновки.** Таким чином, за даними геотермічних замірів можна визначити швидкість фільтрації гарячої води у водоносному горизонті і його коефіцієнт фільтрації у вертикальному напрямку.

Поширення високої температури вглиб ґрунтової маси під тепловими спорудами призводить до нагрівання підземних вод і зміни гідрогеологічних умов на великих ділянках. Відбувається підйом рівня підземних вод у зоні капілярного підняття, що приводить до зволоження лесового ґрунту ґрунтовими водами підвищеної температури. Це в свою чергу сприяє виникненню нерівномірних просадних деформацій. При цьому деформації ґрунту можуть охопити значні ділянки, включаючи території теплових споруд і ділянки поза ними.

Встановлення зон зволоження ґрунтовою водою з підвищеною температурою є одним з визначальних факторів його можливих деформацій і тому зміна швидкості фільтрації гарячої води у водоносному горизонті і збільшення коефіцієнта фільтрації у вертикальному напрямку має велике значення для моделювання цього процесу.

### Список літератури

1. Самедов А. М. Деформирование и разрушение конструкций при термосиловых воздействиях / А. М. Самедов. – М.: Стройиздат, 1989. – 432 с.
2. Лялько В. И., Митник М. М. Исследование процессов переноса тепла и вещества в земной коре / В. И. Лялько, М. М. Митник. – К.: Наук. думка, 1978. – 198 с.
3. Милованов А. Ф. Прочность бетона при нагреве // Работа железобетонных конструкций при высоких температурах. – М.: Стройиздат, 1972. – С. 6–18.
4. Огильви Н. А. Вопросы теории геотемпературных полей в приложении к геотермическим методам разведки подземных вод // Проблемы геотермии и практического использования тепла Земли. Т. 1. – М.: Изд-во АН СССР, 1959. – С. 24–31.
5. Любимова А. Е. Основы определения теплового потока / А. Е. Любимова, Л. Н. Люсова, Ф. В. Фирсов // Геотермические исследования. – М.: Недра, 1964. – С. 116–124.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бойком В.А.  
Надійшла до редакції 21.03.2012*

УДК 622.272:622.257.1

© М.І. Ступнік

## ТЕОРЕТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАБУХАННЯ ГЛИН

В роботі запропоновані теоретичні підходи щодо дослідження процесу набухання глинистих матеріалів, які залежать від мікроскопічних (структура, текстура, мінералогічний склад, природа та концентрація іонів гідратуючих розчинів) та макроскопічних (прикладена напруга, анізотропність, вологість, початковий вміст води) властивостей.

В работе предложены теоретические подходы к исследованию процесса набухания глинистых материалов, которые зависят от микроскопических (структура, текстура, минералогический состав, природа и концентрация ионов гидратирующих растворов) и макроскопических (приложенное напряжение, анизотропность, влажность, исходное содержание воды) свойств.

This paper describes a theoretical approach to investigate the process of swelling clay materials, which depend on the microscopic (structure, texture, mineralogical composition, the nature and concentration of ions hydrating solutions) and macroscopic (applied voltage, anisotropy, humidity, and initial water content) properties.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** При дослідженнях процесу набухання глин зазвичай використовують три типи підходів.

Для матеріалів, які сильно набухають і які мають у собі підвищені кількості смектіту, найбільш часто використовують теорію подвійного зарядженого електричного шару (ПЕШ). Вона базується на мікроскопічній характеристиці глинистих матеріалів та на властивостях електролітів.

Феноменологічний підхід спирається на поняття повної аспірації, в яку включається і поняття ефективного напруження. Цей тип підходу найбільш використовуваний в об'єднаних моделях, які базуються на різних законах витікання води або випаровування води в слабо пористому середовищі.

Найбільш використовуваними є теоретичні підходи до набухання глинистих матеріалів, які підпадають обмеженому насиченню. Теоретичні підходи або встановлюються для фази граничної стабілізації яка відповідає найбільш чітко вираженому набухання, або спонукають використовувати час набухання.

**Аналіз досліджень і публікацій.** Глинисті матеріали мають дефіцит позитивних зарядів, що обумовлено ізоморфним заміщенням іонів. Електричний заряд твердої речовини породжує електростатичні властивості на поверхні розподілу тверде – рідина. Для забезпечення електронейтральності цей заряд компенсується хмаринкою іонів в розчині, яка розташовується поблизу від зарядженої поверхні. Утворення подвійного зарядженого шару викликає набухання або тиск набухання глинистих матеріалів. Властивості цього подвійного шару залежать від властивостей глинистих матеріалів, а також і від хімічного складу гідратуючого розчину. Більшість дослідників використовують метод подвійного шару для оцінки набухання бентонітів, призначених для складування радіоактивних відходів, де добре співпадають теоретичні розробки і практичні дані [1–4].

Розподіл іонів навколо глинистих лусочок може бути визначеним за допомогою теорії подвійного дифузного ПЕШ.

**Постановка завдання.** Метою роботи є розробка теоретичних підходів до дослідження процесу набухання глинистих матеріалів, які підпадають обмеженому насиченню.

**Викладення матеріалу та результати.** За походженням електрична теорія вважає, що подвійний шар складається із двох шарів: одного фіксованого шару зв'язаного з твердою фазою і одного дифузного – поблизу глинистих часточок. Притягнення катіонів поверхнею глинистих часточок викликає зміну концентрації іонів у приповерхневому шарі часточок. Ці змінні величини концентрацій у залежності від потенціалу розподілені в подвійному шарі у відповідності з методами статистичних розрахунків Больцмана:

$$n_i = n_0 \cdot \exp\left(\frac{-z_i \cdot e \cdot \psi}{K_b \cdot T}\right), \quad (1)$$

де  $n_i$  – кількість іонів в одному метрі кубічному (іон/м<sup>3</sup>);  $z_i$  – валентність іона;  $e$  – заряд електрона ( $1,6 \cdot 10^{-19}$  Кл);  $\psi$  – електричний потенціал, (В);  $K_b$  – константа Больцмана ( $13,8 \cdot 10^{-24}$  Дж/К);  $T$  – абсолютна температура (°К).

Це рівняння описує розподіл іонів як функцію електричного потенціалу. У випадку подвійного шару цей потенціал не є сталим, він зменшується зі збільшенням відстані до поверхні часточки. Він описується, в одній розмірності, рівнянням Пуассона-Больцмана, яке може бути написано в спрощеному варіанті:

$$\psi(x) = \psi_0 \cdot \exp(-K_d \cdot X), \quad (2)$$

де

$$\hat{E}_d^2 = \frac{2z^2 e^2}{\varepsilon K_b T} n_0.$$

Отже, електричний потенціал експоненційно зменшується у випадку, коли віддаляються від поверхні листочка. Підставлення рівняння (2) в рівняння (1) дозволяє нам розрахувати профіль щільності (густини) катіонів або аніонів в залежності від відстані до поверхні розподілу тверде-рідина. Дослідники, зазвичай,

говорять про товщину подвійного шару, яка відповідає відстані  $K_d^{-1}$ , де  $\psi = \psi_0/e$ , тобто мова йде не про реальну товщину, а про величину яка дозволяє зробити наочним ефект впливу різних параметрів на стиснення подвійного шару.

Товщина подвійного дифузного шару остаточно визначається наступним рівнянням

$$H_{DC} = \sqrt{\frac{\varepsilon K_b T}{2n_0 z^2 e^2}} m \quad (3)$$

Згідно з теорією подвійного шару легке збільшення концентрації розчину викликає зменшення товщини подвійного дифузного шару. В той же час, якщо валентність іонів електроліту зростає, товщина подвійного дифузного шару зменшується; підвищення діелектричної сталої викликає збільшення товщини подвійного електричного шару. Крім того, підвищення температури підвищує товщину подвійного дифузного шару.

Найбільш делікатними питаннями залишається перехід мікро – макро. Приймають, що глинистий матеріал є чистим і однорідним (гомогенним), (розміри лусочок і відстань між ними – ідентичні) і що лусочки залишаються паралельними протягом процесу набухання.

У цьому випадку, міжлусочкова відстань  $2d$  зв'язується з індексом пористості  $e_v$  таким наближенням [5]

$$d = \frac{e_v}{\rho_s S}, \quad (4)$$

де

$$S = \frac{2S_f N_f}{\rho_s V_s}, \quad (5)$$

$\rho_s$  та  $V_s$  є відповідно густина та об'єм твердих часточок,  $S_f$  та  $N_f$  є відповідно поверхня лусочок та число глинистих лусочок.

Якщо глина не є чистою і має в собі фракцією  $\theta$  глинистих мінералів, треба писати:

$$d = \frac{e_v}{\rho_s S \theta}. \quad (6)$$

Вважаючи, що глинистий матеріал складається із матеріалів набухаючих і ненабухаючих, загальну питому поверхню можна розрахувати:

$$S = C_{наб} \times S_{наб} + (1 - C_{наб}) \times S_{ненаб},$$

де  $S$  – питома поверхня загальна;  $C_{наб}$  – об'ємна концентрація набухаючих матеріалів;  $S_{наб}$  – питома поверхня набухаючих мінералів;  $S_{ненаб}$  – питома поверхня ненабухаючих мінералів.

Звертаючись до рис. 1, можна визначити, що власне набухання глинистих матеріалів  $\varepsilon_p$  описується наступним рівнянням

$$\varepsilon_p = (V_v + V_{SW}) / V_g, \quad (7)$$

де  $V_v$  – об'єм пустот;  $V_{SW}$  – додатковий об'єм за рахунок набухання;  $V_g$  – об'єм матеріалу, який може набухати.

Набухання, яке проявляється (повне), може бути визначено за формулою:

$$E_a = V_{SW} / (V_c - V_{SW}). \quad (8)$$

Використовуючи рівняння (8), можна визначити власне набухання глинистих матеріалів

$$\varepsilon_p = \frac{(1 + \varepsilon_p) \cdot \rho_s - \rho_d}{C_g}, \quad (9)$$

де  $V_v$  – об’єм порожнечі;  $V_g$  – об’єм набухаючих матеріалів;  $V_s$  – об’єм твердих часточок;  $V_{ng}$  – об’єм матеріалів, які не набухають;  $\rho_s$  та  $\rho_d$  – густина твердих часток та густина сухого відповідно.



Рис. 1. Набухання при змочуванні

Вважаючи, що міжлусочкове набухання  $\varepsilon_m$  є рівним власному набухання глинистих матеріалів (рис. 2), перехід мікро-макро можна описати наступним рівнянням

$$\varepsilon_m = \varepsilon_p. \quad (10)$$

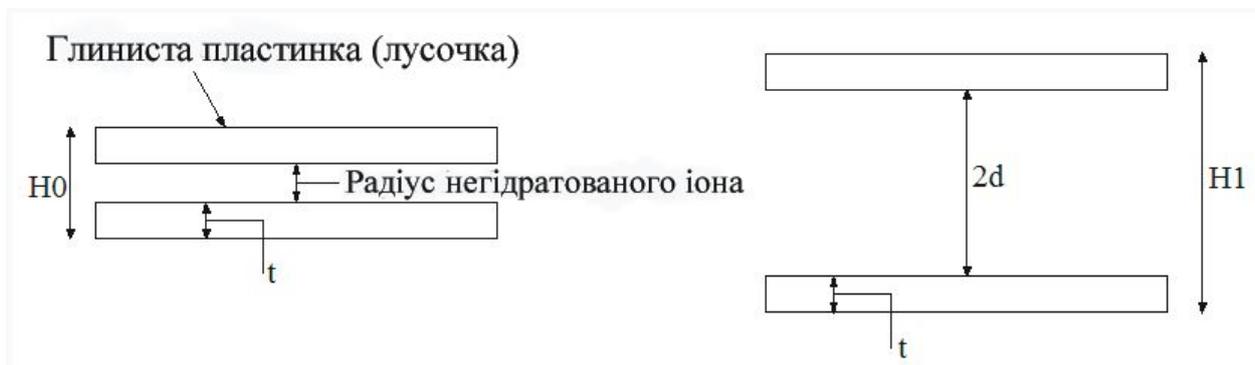


Рис. 2. Набухання на мікроскопічному рівні

Міжлусочкове набухання  $\varepsilon_m$  може бути визначене наступним рівнянням:

$$\varepsilon_m = (H_1 - H_0) / H_0 = (d - R_{\text{іон}}) / (t + R_{\text{іон}}).$$

Для того щоб розрахувати тиск набухання у випадку, коли уявне (умовне) набухання дорівнює нулеві (коли густина сухого є сталою), для глинистих ма-

теріалів виконують розрахунок міжчасточкового набухання неявного для того, щоб встановити результуючі сили  $F_R(d)$ .

Ця процедура розрахунків приводить нас до думки, що якщо уявне набухання є нуль, то завжди присутнє мікроскопічне неявне набухання.

Для повної картини необхідно виконати теоретичні дослідження по впливу тиску на процеси набухання глин.

Ці розробки призначені для вивчення ненасиченого середовища, обумовленого аспірацією. Вважають що загальний тиск, який викликається цією аспірацією, є ізотропним. На розгляд пропонується два типи моделей.

Модель ефективного напружування.

Цей підход базується на принципі, який вважає що в середовищі пористому, насиченому і неактивностатному, прикладена напруга дорівнює сумі тисків внутрішньопорового тиску підтримуваного водною фазою  $P$  та ефективною напругою, яка передається твердою фазою  $\sigma'$

$$\sigma'_{ij} = \sigma_{ij} - P\delta_{ij}. \quad (11)$$

Якщо враховують напругу ефективну, то відзначають, що змочування глинистих матеріалів викликає зниження ефективної напруги, а потім набухання. Це те, що не спостерігалось експериментально для напружень, які перевищували певні межі. Для нульової напруги спостерігалось повне руйнування глинистих проб, коли їх занурювали у воду. Це руйнування також не може бути поясненим через поняття ефективної напруги.

Модель пружно-пластичного напруження в ненасиченому середовищі.

Використання пружно-пластичної моделі для ненасиченого середовища дозволило пояснити багато явищ пов'язаних зі зростанням когезії разом із зростанням тиску консолідації; розвиток оборотного набухання як наслідок зниження аспірації під слабкою напругою обтиснення; руйнування ґрунтів коли аспірація зменшується під впливом зміни сил напруги обтискування; об'ємна необоротна деформація для аспірації, яка переходить межі пружної аспірації.

Якщо зміна напруги або аспірації вийшла за зону пружності, відбувається необоротна деформація або необоротне твердіння матеріалу, яке провокує еволюцію навантаженої поверхні.

### **Висновки**

1. Амплітуда меж набухання знаходяться під впливом пріоритетів мікроскопічних та макроскопічних факторів. Ці різні фактори показують, що корегувати макроскопічну поведінку глин не вивчивши мікроскопічні характеристики, важко.

2. Модель подвійного шару є базовою моделлю, що пояснює явища на макроскопічному рівні. Використання цієї моделі буде переважним для глинистих ґрунтів у випадку, коли добре знають характеристику глинистих мінералів.

3. Теоретичні розробки моделей набухання напряму зв'язані з дослідженнями, виконаними в лабораторіях. Вони об'єднують мікроскопічні дослідження і повинні враховувати експериментальні результати.

#### Список літератури

1. R. Komine et N. Ogata. Prediction for swelling characteristics of compacted bentonite. Canadian Geotechnical Journal, 33, pages 11-22, 1996.
2. F.T. Madsen et M. Muller-Vomnoos. Swelling pressure calculated from mineralogical properties of a Jurassic opalinum shale, Switzerland. Clays and Clay Minerals, 33, pages 109-129, 1985.
3. J.K. Mitchell. Fundamentals of soil behavior, pages 111-130. Number 2. New-York, John Wiley & Sons edition, 1993.
4. R.N. Yong et A.M.O. Mohamed. A study of particle interaction energies in wetting of unsaturated expansive clays. Canadian Geotechnical Journal, 29, pages 1060-1070, 1992.
5. L. Dormieux, P. Barboux, O. Coussy, et, P. Dangla. A macroscopic model for the swelling phenomenon of a saturated clay. European Journal of Mechanics of solids, 14 (6), pages 981-1004, 1995.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бойком В.А.  
Надійшла до редакції 21.03.2012*

УДК 622.245.23

© Р.В. Рачкевич, А.С. Величкович, В.В. Гриців, А.А. Козлов, І.О. Рачкевич

### **НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН БУРИЛЬНОЇ КОЛОНИ У КРИВОЛІНІЙНОМУ СТОВБУРІ СВЕРДЛОВИНИ ІЗ ВИРОБКАМИ СТІНОК**

В статті проаналізовано напружено-деформований стан бурильної колони у криволінійній ділянці свердловини, на стінках якої утворилися жолоб або каверна. Додатково визначено силу взаємодії бурильної колони із дном жолоба або каверни.

В статье проанализировано напряженно-деформационное состояние бурильной колонны в криволинейном участке скважины, на стенках которой образовались желоб или каверна. Дополнительно определено силу взаимодействия бурильной колонны с дном желоба или каверны.

In this article deflected mode of drill column in curved section of borehole is analysed. At that it is considered, that chute or rock cavity is present on a side of hole. In addition strength interaction between the drill column and the bottom of chute or rock cavity is defined.

Буріння свердловин для видобування нафти і газу часто супроводжується непередбачуваними зупинками технологічного процесу. Так у БУ «Укрбургаз» за період з 2007 по 2009 рр. сталося 73 ускладнення та 14 аварій. Із них 39 пов'язано із утворенням жолобних виробок та порушенням цілісності стінок стовбура, що становить 45 % від загальної кількості ускладнень та аварій.

Наприклад, 4-го квітня 2007 р. на свердловині № 300 Веселівської площі після підйому бурильної колони виявилось, що в стовбурі залишилась компонувка низу колони та бурильні труби діаметром 127 мм довжиною 38 м. Причиною роз'єднання бурильної колони було потрапляння її в жолобну виробку.

27 листопада 2007 року проводилось пророблення стовбура свердловини № 4 Чкалівської площі. В ході підйому бурильної колони, при знаходженні долота на глибині 1340 м, відбулося прихоплення внаслідок потрапляння в жолобну виробку.

Крупна аварія сталася при бурінні третього стовбура свердловини № 1 Комишнянського нафтогазоконденсатного родовища. Причиною руйнування труб були значні знакозмінні напруження в кавернозній частині ствола. Після інклінометричного дослідження свердловини на інтервалі 4182 – 4205 було виявлено каверни, діаметр яких становив 500 мм.

Відтак можна зробити висновок про необхідність подальших досліджень взаємодії бурильної колони із стінками необсадженого стовбура свердловини.

В роботі [1] нами розглянуто напружено-деформований стан (НДС) бурильної колони у прямолінійному стовбурі свердловини в місці утворення жолоба або каверни. Механізм утворення останніх детально описано в працях [2 – 4], тому в даній роботі упустимо розгляд цих питань, натомість розглянемо методику аналізу напружено-деформованого стану бурильної колони у криволінійному стовбурі свердловини у місці утворення жолоба або каверни.

**Розглянемо випадок, коли бурильна колона не доторкається до дна виробки** як для випадку збільшення так і для випадку зменшення зенітного кута (рис. 1).

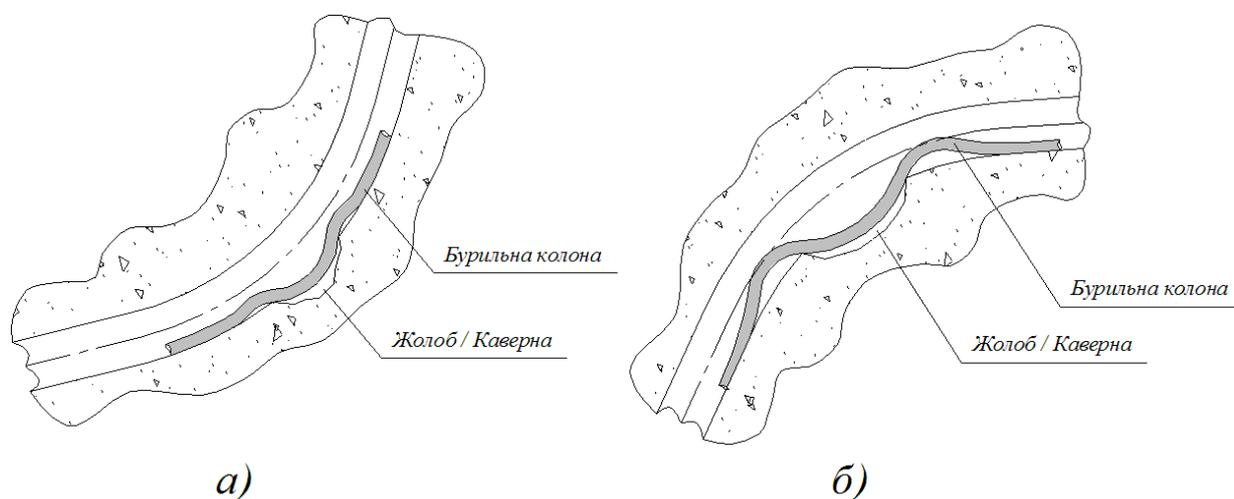


Рис. 1. Бурильна колона у криволінійному стовбурі свердловини з виробкою (не доторкається до дна виробки)

Змодельюємо колону бурильних труб у вигляді статично невизначеної балки на 4-х опорах [1]. Згідно із [1], функції пружних осей для кожного із трьох прогонів матимуть вигляд:

$$y_1(z_1) = \sin\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_1\right) C_2 + \cos\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_1\right) C_1 - \frac{z_1(q_n l^2 + 2M_1 - q_n z_1 l)S - 2EIq_n l}{2l S^2}; \quad (1)$$

$$y_2(z_2) = \sin\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_2\right) C_4 + \cos\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_2\right) C_3 - \frac{S(q_n(l-z_2)l_m^2 + (q_n(l-z_2))^2 - M_1)l_m - 2(M_1 - M_2)(l-z_2) - 2EI l_m q_n}{2l_m S^2}; \quad (2)$$

$$y_3(z_3) = \sin\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_3\right) C_6 + \cos\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_3\right) C_5 +$$

$$+ \frac{2S(q_n l^2 + q_n l(l_m - z_3) - 2M_2)(l + 0,5l_m - 0,5z_3) - 2EI l q_n}{2lS^2}, \quad (3)$$

де  $S$  – осьова сила;  $EI$  – жорсткість бурильної колони на згин;  $C_1 \dots C_6$  – змінні інтегрування;  $q_n$  – перпендикулярна до осі свердловини складова ваги одиниці довжини бурильної колони;  $l$ ,  $l_m$  – довжини відповідних прогонів балки;  $M_1$ ,  $M_2$  – згинальні моменти в кінці першого та другого прогонів відповідно.

Числові значення величин  $C_1 \dots C_6$ ,  $M_1$  та  $M_2$  визначаємо із системи крайових умов

$$\begin{cases} y_1(0) = 0; \\ y_1(l) = l_{BD}; \\ y_2(l) = l_{BD}; \\ y_2(l + l_m) = l_{BD}; \\ y_3(l + l_m) = l_{BD}; \\ y_3(2l + l_m) = 0; \\ y'_1(l) = y'_2(l); \\ y'_2(l + l_m) = y'_3(l + l_m). \end{cases} \quad (4)$$

Для розв'язку системи (4) необхідно обчислити довжини  $l$  та  $l_m$ , які, згідно із розрахунковою схемою, що зображена на рисунку 2, рівні:

$$l = l_{BC} - (R_C + R_H - r) \sin \beta; \quad (5)$$

$$l_m = 2(R_C + R_H - r) \sin \beta; \quad (6)$$

$$l = l_{BC} - (R_C - R_H + r) \sin \beta; \quad (7)$$

$$l_m = 2(R_C - R_H + r) \sin \beta. \quad (8)$$

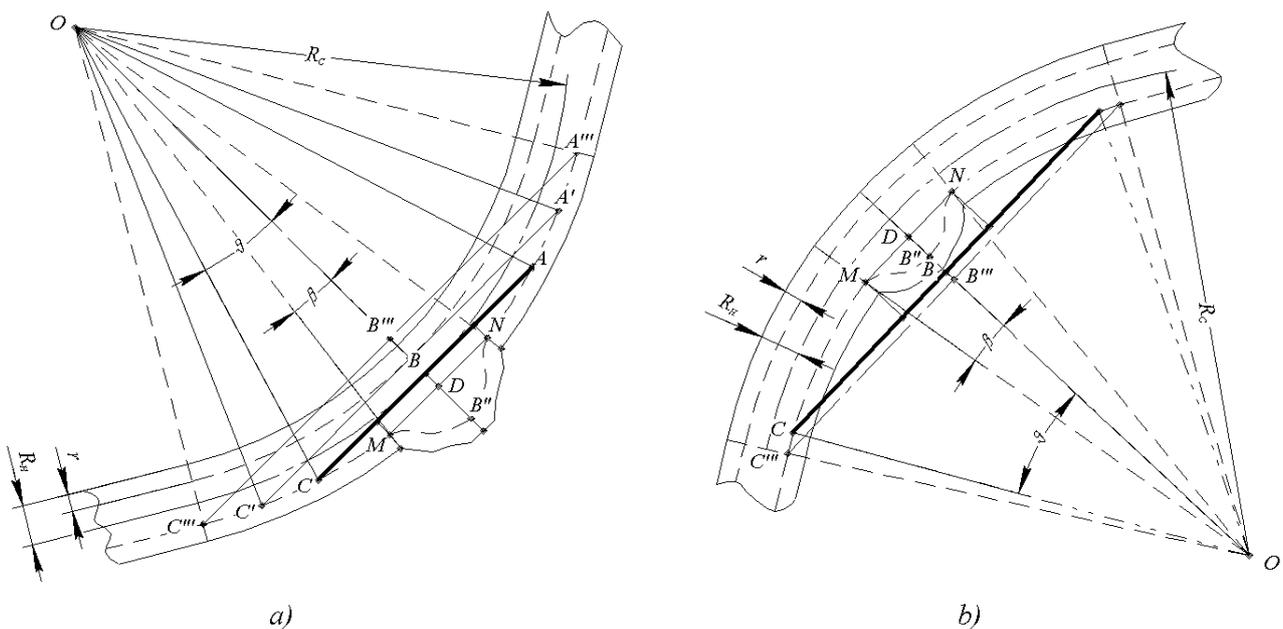


Рис. 2. Схеми для визначення крайових умов

Формули (5) та (6) використовуються для випадку набору зенітного кута (рис. 2 а), а формули (7) та (8) – для випадку зменшення зенітного кута (рис. 2 б).

Розрахунок довжини  $l_{BD}$  також проводиться опираючись на рисунок 2, з якого маємо

$$l_{BD} = (R_C + R_H - r) \cos \beta - \sqrt{(R_C + R_H - r)^2 - l_{CB}^2}; \quad (9)$$

$$l_{BD} = -(R_C - R_H + r) \cos \beta - \sqrt{(R_C - R_H + r)^2 - l_{BC}^2}. \quad (10)$$

де  $R_C$  – радіус заокруглення криволінійної ділянки свердловини;  $R_H$  – радіус свердловини;  $r$  – зовнішній радіус бурильної колони.

У випадку збільшення зенітного кута, слід використовувати формулу (9), а для зменшення – (10).

Величина кута  $\beta$  рівна

$$\beta = \frac{l_D}{2R_C}, \quad (11)$$

де  $l_D$  – протяжність жолоба або каверни вздовж осі свердловини.

Нормальна складова власної ваги бурильної колони рівна

$$q_n = q \sin\left(\frac{\alpha_1 + \alpha_2}{2}\right), \quad (12)$$

де  $\alpha_1, \alpha_2$  – відповідно зенітні кути на початку та закінченні криволінійної ділянки свердловини;  $q$  – вага одиниці довжини бурильної колони.

Осьова сила визначається із формули [5]:

$$S = -(Q_1 + Q_2), \quad (13)$$

де  $Q_1$  – осьова сила розтягу, що створюється ділянкою бурильної колони, яка знаходиться нижче криволінійного стовбура;  $Q_2$  – осьова сила розтягу, що створюється ділянкою бурильної колони між точками  $C$  та  $C'''$  (див. рис. 2).

Величину  $Q_2$  визначимо, використовуючи методику, викладену в роботі [5], згідно з якою

$$Q_2 = q l_{CC'''} \left( \frac{\sin \alpha_{beg} + \mu \cos \alpha_{beg} - \sin \alpha_{end} - \mu \cos \alpha_{end}}{\alpha_{beg} - \alpha_{end}} \right), \quad (14)$$

де  $\mu$  – коефіцієнт тертя між стінкою свердловини та бурильною колоною в буровому розчині.

Всі інші величини визначаються за формулами (див. рис. 2)

$$l_{CC'''} = (R_C + R_H - r) \left( \frac{\alpha_2 - \alpha_1}{2} - \vartheta \right); \quad (15)$$

$$l_{CC'''} = (R_C - R_H + r) \left( \frac{\alpha_1 - \alpha_2}{2} - \vartheta \right); \quad (16)$$

$$\vartheta = \arcsin\left(\frac{l_{BC}}{R_C + R_H - r}\right); \quad (17)$$

$$\vartheta = \arcsin\left(\frac{l_{BC}}{R_C - R_H + r}\right); \quad (18)$$

$$\alpha_{beg} = \alpha_1 + \frac{\alpha_2 - \alpha_1}{2} + \vartheta; \quad (19)$$

$$\alpha_{beg} = \alpha_1 - \frac{\alpha_1 - \alpha_2}{2} - \vartheta; \quad (20)$$

$$\alpha_{end} = \alpha_2. \quad (21)$$

Як і для вище згаданих випадків, формули (15), (17), (19) слід використовувати для розрахунків при збільшенні зенітного кута, а формули (16), (18) та (20) – зменшенні зенітного кута.

Для визначення величин згідно з формулами (5), (7), (9), (10), (17), (18) необхідно задатися величиною  $l_{BC}$ , яка вибирається з умови, що

$$\vartheta_{beam} = \vartheta, \quad (22)$$

де  $\vartheta_{beam}$  – кут повороту перерізу балки на її початку.

З практичної точки зору підбір довжини  $l_{BC}$  може реалізовуватися наступним чином. Вибирається система координат, де по осі абсцис відкладається величина  $l_{BC}$ , а по осі ординат – кут  $\vartheta$ . В цій системі координат одночасно будується дві функції. Перша – згідно із формулою (17) (або формулою (18), коли розглядається випадок зменшення зенітного кута), а друга за наступною формулою:

$$\vartheta_{beam} = \arctan \frac{d y_1(z_1)}{d z_1}. \quad (23)$$

Значення аргументу  $l_{BC}$  у вказаних функціях змінюється від величини  $l_{MD}$  до величини  $l_{B''C''}$ , які, згідно із рисунком 2, можна визначити за формулами

$$l_{MD} = (R_C + R_H - r) \sin \beta; \quad (24)$$

$$l_{MD} = (R_C - R_H + r) \sin \beta; \quad (25)$$

$$l_{B''C''} = (R_C + R_H - r) \sin\left(\frac{\alpha_2 - \alpha_1}{2}\right); \quad (26)$$

$$l_{B''C''} = (R_C - R_H + r) \sin\left(\frac{\alpha_1 - \alpha_2}{2}\right). \quad (27)$$

У випадку збільшення зенітного кута використовуємо залежності (24) та (26), зменшення – (25) та (27).

Абсциса точки перетину цих функцій і є необхідна довжина  $l_{BC}$ , яку необхідно надалі використовувати для визначення напружень.

Перед початком обчислення нормальних напружень згину необхідно перевірити виконання наступної умови

$$y_2(l + 0,5l_m) < l_{BB''}, \quad (28)$$

де

$$l_{BB''} = R_C + R_{HD} - r - \sqrt{(R_C + R_{HD} - r)^2 - l_{CB}^2}; \quad (29)$$

$$l_{BB''} = \sqrt{(R_C - R_{HD} + r)^2 - l_{CB}^2} - (R_C - R_{HD} + r). \quad (30)$$

Тут  $R_{HD}$  – радіус стовбура свердловини у місці жолоба або каверни.

Як і для попередніх випадків, рівності (29) та (30) використовуються відповідно для зростання та спадання zenітного кута.

Виконання умови (28) свідчить про те, що бурильна колона не доторкається до дна жолобу чи каверни. Отже напруження згину можна визначити за формулами

$$\sigma_1(z_1) = \frac{EI y_1''(z_1)r}{I}, \quad (31)$$

$$\sigma_2(z_2) = \frac{EI y_2''(z_2)r}{I}, \quad (32)$$

$$\sigma_3(z_3) = \frac{EI y_3''(z_3)r}{I}. \quad (33)$$

В протилежному випадку необхідно використовувати методика зазначену нижче.

**Розглянемо випадок, коли бурильна колона доторкається до дна виробки** як при збільшенні так і при зменшенні zenітного кута (рис. 3).

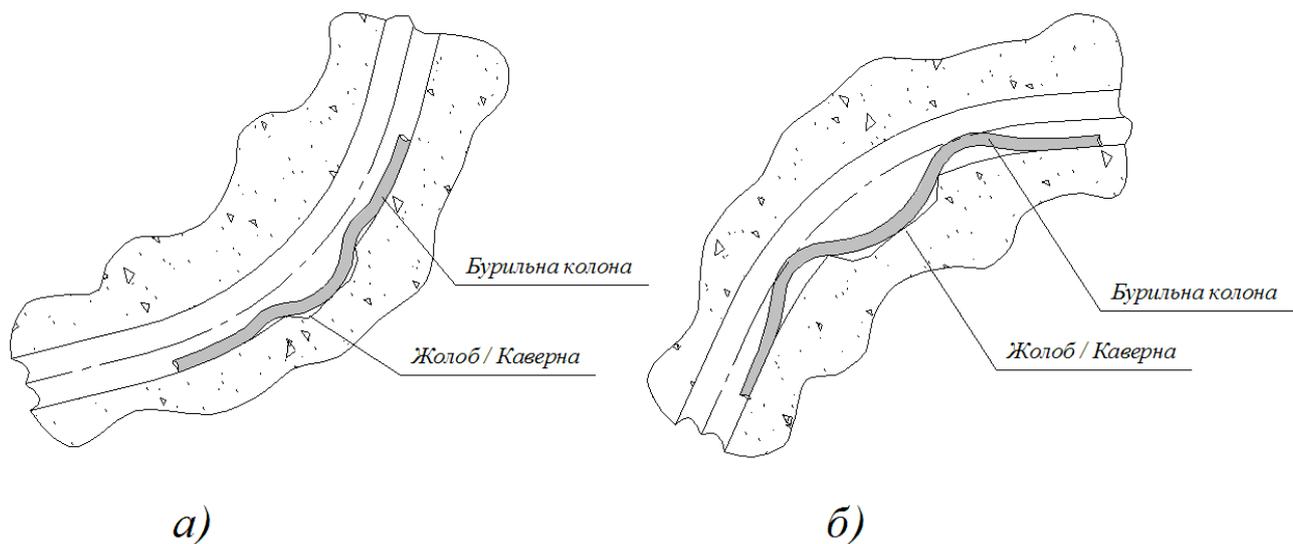


Рис. 3. Бурильна колона у криволінійному стовбурі свердловини з виробкою (доторкається до дна виробки): а) – випадок збільшення zenітного кута; б) – випадок зменшення zenітного кута.

Для визначення нормальних напружень згину для даного випадку, скористаємося розрахунковою схемою чотирьохпрогонної тричі статично невизначеної балки на 5-ти опорах. Як і в роботі [1], балку навантажено розподіленим зусиллям та осьювою силою. Для аналізу напружено-деформованого стану такої балки скористаємося методом, що описаний у праці [6]. Для цього умовно розділимо балку на чотири прогони, так, як це показано на рисунку 4.

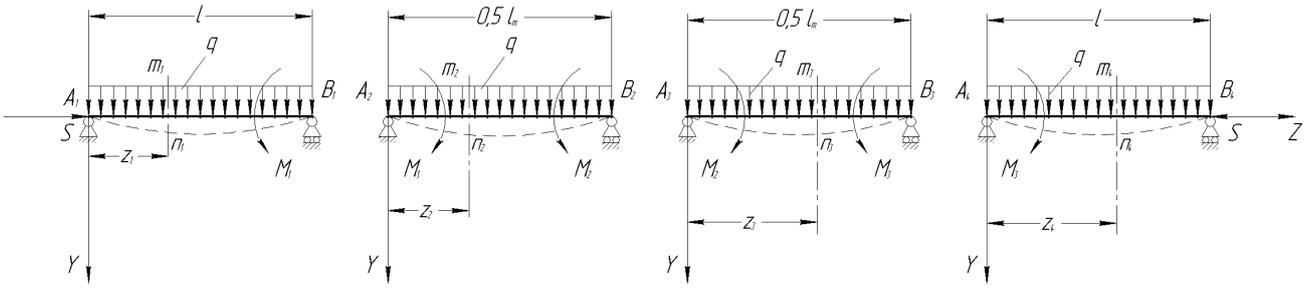


Рис. 4. Розрахункова модель для аналізу НДС чотирьохпрогонної статично невизначеної балки

Враховуючи те, що балка насправді суцільна, в місцях її «розриву» необхідно додатково прикласти згинальні моменти  $M_1$ ,  $M_2$  та  $M_3$ . Відтак, диференціальні рівняння пружної осі матимуть вигляд

$$EI \frac{d y_1(z_1)}{d z_1} = - \frac{0,5q_n l^2 + M_1}{l} z_1 + 0,5q_n z_1^2 - S y_1(z_1); \quad (29)$$

$$EI \frac{d y_2(z_2)}{d z_2} = - \frac{q_n l_m^2 - 8M_1 + 8M_2}{4l_m} z_2 + 0,5q_n z_2^2 - M_1 - S y_2(z_2); \quad (30)$$

$$EI \frac{d y_3(z_3)}{d z_3} = - \frac{q_n l_m^2 - 8M_2 + 8M_3}{4l_m} z_3 + 0,5q_n z_3^2 - M_2 - S y_3(z_3); \quad (31)$$

$$EI \frac{d y_4(z_4)}{d z_4} = - \frac{0,5q_n l^2 - M_3}{l} z_4 + 0,5q_n z_4^2 - M_3 - S y_4(z_4). \quad (32)$$

Розв'язки диференціальних рівнянь (29 – 32) наступні:

$$y_1(z_1) = \sin\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_1\right) C_2 + \cos\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_1\right) C_1 + \frac{-z_1(q_n l^2 + 2M_1 - q_n z_1 l)S - 2EIq_n l}{2l S^2}; \quad (33)$$

$$y_2(z_2) = \sin\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_2\right) C_4 + \cos\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_2\right) C_3 + \frac{0,25(S(-z_2 q_n l_m^2 + (2q_n z_2^2 - 4M_1)l_m + 8z_2(M_1 - M_2)) - 4l_m EIq_n)}{S^2 l_m}; \quad (34)$$

$$y_3(z_3) = \sin\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_3\right) C_6 + \cos\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_3\right) C_5 + \frac{0,25(S(-z_3 q_n l_m^2 + (2q_n z_3^2 - 4M_2)l_m + 8z_3(M_2 - M_3)) - 4l_m EIq_n)}{S^2 l_m}; \quad (35)$$

$$y_4(z_4) = \sin\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_4\right) C_8 + \cos\left(\sqrt{\frac{S}{EI}} z_1\right) C_7 + \frac{0,5(-l - z_4)(q_n l z_4 + 2M_3)S - 2EIq_n l}{l S^2}. \quad (36)$$

У рівностях (33 – 36) невідомим є змінні інтегрування  $C_1 \dots C_8$  та згинальні моменти  $M_1 \dots M_3$ . Для їх визначення скористаємося наступною системою крайових умов:

$$\begin{cases} y_1(0) = 0; \\ y_1(l) = l_{BD}; \\ y_2(0) = l_{BD}; \\ y_2(0,5l_m) = l_{BB''}; \\ y_3(0) = l_{BB''}; \\ y_3(0,5l_m) = l_{BD}; \\ y_4(0) = l_{BD}; \\ y_4(l) = 0; \\ y_1'(l) = y_2'(0); \\ y_2'(0,5l_m) = y_3'(0); \\ y_3'(0,5l_m) = y_4'(0). \end{cases} \quad (37)$$

Як і для попереднього випадку, величини  $l_{BD}$ ,  $l_{BB''}$ ,  $q_n$ ,  $S$ ,  $l$  та  $l_m$  визначаються за формулами (9), (10), (29), (30), (12), (13) та (5 – 8) відповідно. Довжина  $l_{BC}$  вибирається таким же чином, як і для попередньому випадку.

Далі, використовуючи формули (31) – (33) та наступну залежність

$$\sigma_4(z_4) = \frac{EI y_4''(z_4) r}{I}, \quad (38)$$

можна визначити максимальні величини напружень на кожному із прогонів балки.

Додатково можна визначити реакцію дна жолоба або каверни на бурильну колону (див. рис. 4)

$$Q_{def} = 2 \left( 0,5q_n l_m - \frac{q_n l_m^2 - 8M_1 + 8M_2}{4l_m} \right). \quad (39)$$

Проілюструємо методику розрахунку. Для прикладу використаємо свердловину «Яблунівська № 151». Стовбур свердловини має криволінійну ділянку із інклінометричними показниками зазначеними в таблиці 1.

Для буріння у вказаному в таблиці 1 інтервалі у компоновці бурильної колони використовувалися бурильні труби ТБПК 127.

Для подальшого розрахунку припустимо, що по середині криволінійного стовбура присутня виробка нижньої частини стінки (жолоб або каверна). Діаметр свердловини у місці порушення цілісності стінки 0,3 м. Протяжність виробки по осі свердловини 15 м.

Показник	Величина
Зенітний кут на початку ( $\alpha_1$ )	$30^\circ$
Зенітний кут на закінченні ( $\alpha_2$ )	$84,6^\circ$
Інтервал	3451 м – 3699 м
Радіус заокруглення	260 м
Діаметр по долоту	0,2159 м

Використовуючи методику, приведену в роботі [7], можемо зробити висновок, що за даних умов бурильна колона буде «лежати» на нижній частині стінки криволінійного стовбура. Відтак будь-які порушення цілісності стінки будуть впливати на напружено-деформований стан бурильних труб.

Припустимо, що бурильні труби не контактують із дном жолоба чи каверни. В такому випадку функції пружної осі бурильної колони матимуть вигляд (1) – (3). Використовуючи систему із крайових умов (4), формули (5), (6), (9), (11), (12), (13), (14), (15), (17), (19), (21) та (23), проводимо розрахунок змінюючи величину  $l_{BC}$  в межах від 8 до 35 м (отримано за формулами (24), (26)). Результати розрахунків згідно із (17) та (23) представлено на рисунку 5.

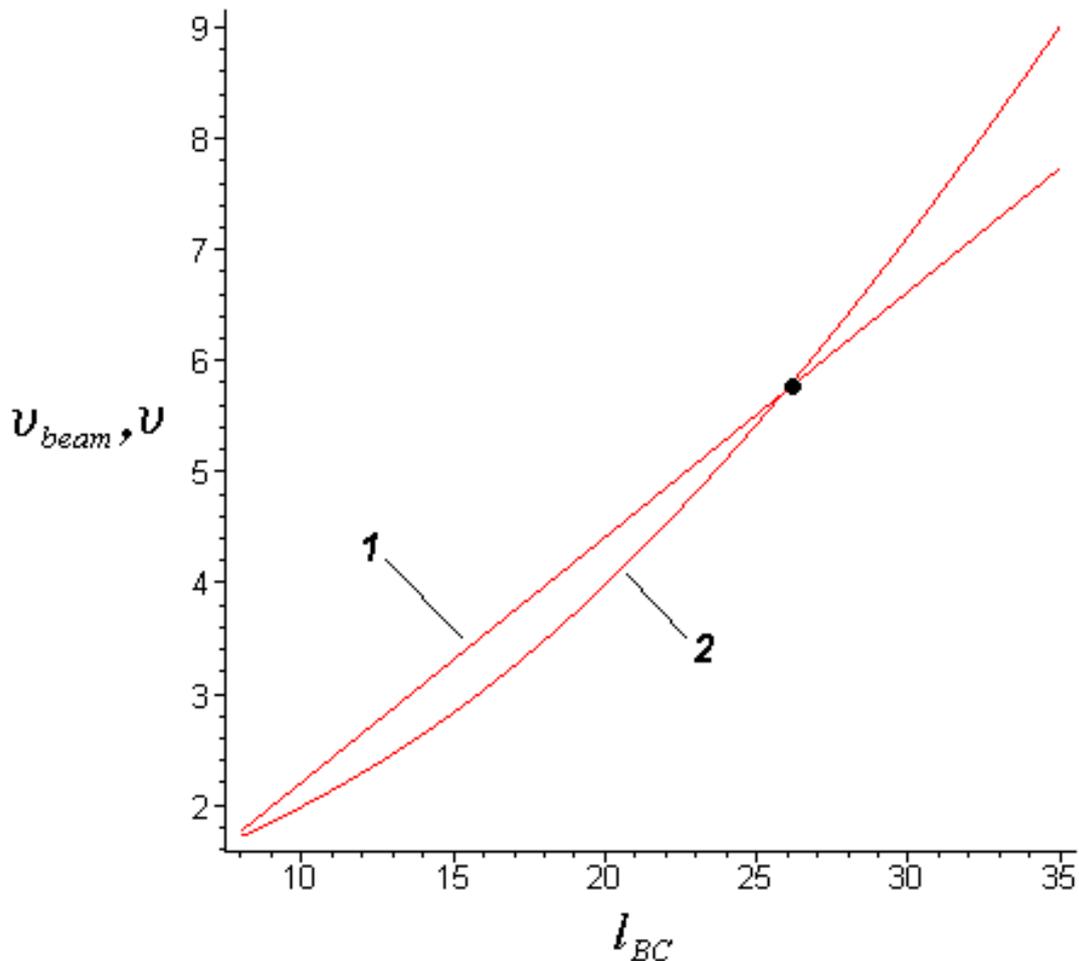


Рис. 5. Залежність кутів  $\vartheta_{beam}$  та  $\vartheta$  від довжини  $l_{BC}$  (бурильна колона не доторкається до дна виробки)

Пряма 1 відображає залежність (17), крива 2 – залежність (23). Згідно рисунка 5 довжина  $l_{BC} = 26$  м.

Далі перевіряємо умову (28), яка для даного випадку виконується. Відтак за рівняннями (31) – (33) отримуємо наступні величини нормальних напружень від згину

$$\sigma_{1\max} = 75,9 \text{ МПа,}$$

$$\sigma_{2\max} = 63,2 \text{ МПа,}$$

$$\sigma_{3\max} = 75,9 \text{ МПа.}$$

Розглянемо наступний приклад. Всі вихідні дані для розрахунку залишаємо незмінними окрім протяжності виробки по осі свердловини, яка для даного випадку рівна 25 м. Отже проводимо розрахунок повністю аналогічний до попереднього прикладу. В даному випадку умова (28) не виконується, отже пружну вісь бурильної колони слід описувати функціями (33) – (36). Для визначення змінних інтегрування, невідомих моментів, величин  $l_{BD}$ ,  $l_{BB''}$ ,  $q_n$ ,  $S$ ,  $l$  та  $l_m$  використовуємо формули (9), (29), (12), (13), (5) і (6) відповідно. Довжина  $l_{BC}$  вибирається таким же чином, як і для попередньому прикладу (рисунок 6).

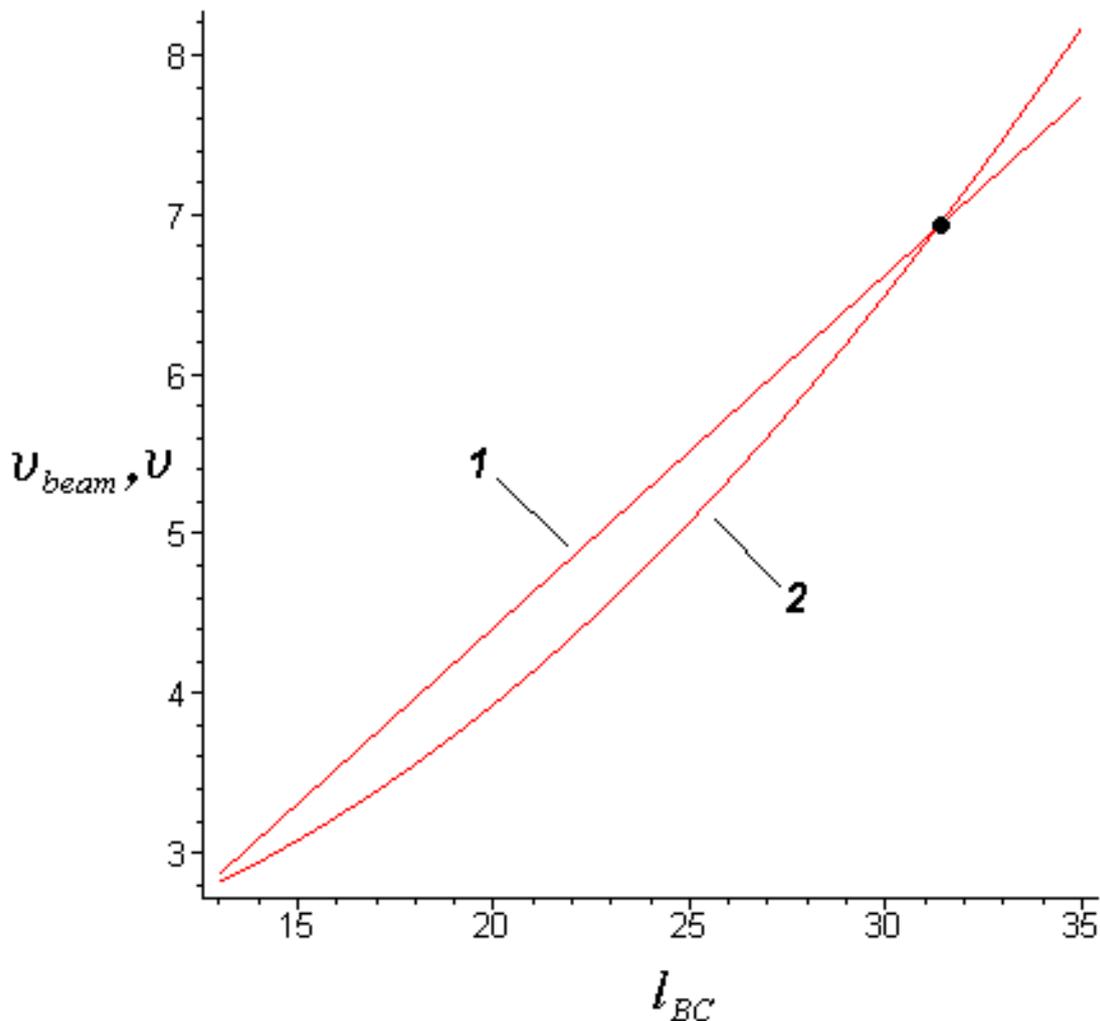


Рис. 6. Залежність кутів  $\vartheta_{beam}$  та  $\vartheta$  від довжини  $l_{BC}$  (бурильна колона доторкається до дна виробки)

Довжину відрізка ВС отримуємо рівною  $l_{BC} = 31,5$  м. Тоді, використавши формули (31) – (33) і (38) можемо визначити максимальні величини нормальних напружень згину, що виникають на кожному прогоні балки (див. рис. 4)

$$\sigma_{1\max} = 76,6 \text{ МПа,}$$

$$\sigma_{2\max} = 66 \text{ МПа,}$$

$$\sigma_{3\max} = 66 \text{ МПа,}$$

$$\sigma_{4\max} = 76,6 \text{ МПа.}$$

Реакція дна жолоба або каверни, визначена за формулою (39), рівна 1224 Н.

Отримані величини напружень згину порівнюємо із величинами, які отримуються без врахування жолобів або каверн [8]. Для даної криволінійної ділянки маємо 51,3 МПа.

Як бачимо наявність жолобу або каверни глибиною всього 10 см збільшує нормальні напруження згину у поперечному перерізі бурильної колони більше ніж на половину. Відтак розроблену методику можна рекомендувати при виявленні порушень цілісності необсадженого стовбура криволінійних ділянок свердловин.

#### Список літератури

1. Рачкевич Р.В. Взаємодія бурильної колони зі стінками свердловини в місцях утворення жолобів та каверн [Текст] / Р.В. Рачкевич, А.А. Козлов, В.М. Сенчішак, [та ін.] // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент – техника и технология его изготовления и применения: сборник научных трудов. – Киев, 2010. – С. 47 – 51.
2. Жестовский А. Д. Определение аналитическим путем ориентации в пространстве желобных выработок в скважине // Нефтяное хозяйство. – 1972. – № 2. – С. 13 – 17.
3. Пейсиков Ю.В. Кавернообразование при бурении скважин // Геология нефти и газа. – 1992. - №6. – С. 6 – 11.
4. Фролов Е.П. Механизм желобообразования и некоторые основные факторы, определяющие его развитие [Текст] / Е.П. Фролов, Н.Н. Кошелев, Р.Р. Алишанян // РНТС, ВНИИ-ОЭНГ, сер. Бурение. – 1970. – №7. – С.3 – 5.
5. СОУ 11.2-00153117-033: 2004 “Компоновки низу бурильної колони для буріння похило-скерованих та горизонтальних свердловин. Вибір і забезпечення надійності”.
6. Тимошенко С.П. Механика материалов / С.П. Тимошенко, Дж. Гере. – М., Мир, – 1975. – 670 с.
7. Рачкевич Р.В. Визначення положення бурильної колони у криволінійному стовбурі свердловини [Текст]: / Р.В. Рачкевич, В.І. Артим, А.А. Козлов // Розвідка та розробка нафтових і газових родовищ. – Івано-Франківськ, 2007. – № 4 (25). – С. 88 – 91.
8. Бурение наклонных и горизонтальных скважин: Справочник [Текст]/ А.Г. Калинин, Б.А. Никитин, К.М. Солодкий, Б.З. Султанов / Под. ред. А.Г. Калинина. – М.: Недра, 1997. – 648 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кириченком Є.О.  
Надійшла до редакції 26.04.2012*

## УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Установлены зависимости параметров взрывных работ от свойств и строения массива горных пород, характеристик взрывчатых веществ и условий взрывания, которые положены в основу алгоритма управления параметрами массовых взрывов на открытых горных работах, выполненного с помощью программного обеспечения.

Встановлені залежності параметрів підричних робіт від властивостей та будови масиву гірських порід, характеристик вибухових речовин та умов підривання, які покладені в основу алгоритму управління параметрами масових вибухів на відкритих гірничих роботах, виконаного за допомогою програмного забезпечення.

The dependences of blasting parameters on the properties and structure of the rock mass, explosive characteristics and blasting conditions, which form the basis of algorithm of the massive explosions parameters control at the open cast mining, performed by the software, are set.

**Введение.** Общеизвестно, что от правильного, научно-обоснованного, выбора параметров взрывных работ (ВР) зависят не только качество подготовки горной массы и технико-экономические показатели работы предприятия, но и технологическая и экологическая безопасность данного процесса. Эффективность реализации параметров ВР на практике определяется, в первую очередь, на стадии их проектирования [1]. Для этого используют известные методики расчета параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ), на основе которых разрабатываются и утверждаются вышестоящими организациями типовые проекты и паспорта на производство разовых массовых взрывов для конкретных условий разработки месторождений [2]. Однако, как показывает анализ проектирования ВР для условий карьеров, используемые методики расчета параметров и их взаимосвязь с природными и технологическими факторами базируется на традиционных формулах, не учитывающих в достаточной степени последние научные и практические достижения в этой области. Кроме этого, технология проектирования ВР в данном случае характеризуется значительной трудоемкостью и низкой продуктивностью [3]. Поэтому, как следствие, в результате проведения массовых взрывов, в ряде случаев, наблюдается недостаточное качество дробления горной массы, пороги по подошве уступа и другие отрицательные показатели.

Следует отметить, что в последние годы с целью повышения оперативности проектирования параметров ВР разрабатывается и внедряется в промышленность значительное количество программ автоматизации расчетной составляющей проекта ВР. В частности, в Украине нашел применение модуль проектирования буровзрывных работ (БВР) К-BVR, который входит в состав геоинформационной системы К-Mine, разработанной Кривбассакадеминвест [4]. Известны также алгоритмы оптимального управления комплексом БВР и автоматизированная система управления БВР на карьере при циклично-поточной тех-

нологии ведения открытых работ. В России ведущее место занимает модуль БВР системы автоматизации маркшейдерско-геологических работ (САМАРА), модуль БВР компании «Тетралаб» и др. Среди импортных продуктов известен модуль Drill-blast для проектирования ВР, входящий в состав интегрированных горно-геологических программных пакетов (Datamine, Великобритания; Techbase, США; Gemcom, Канада и др.) [5].

Использование указанного программного обеспечения при проектировании параметров ВР заинтересованными организациями не представляется возможным. Отсутствует доступ к содержанию программ, связанный, очевидно, с конкурентностью интеллектуальной собственности в условиях рыночной экономики. Это вынуждает некоторые предприятия (взрывпромы) самостоятельно

разрабатывать программное обеспечение.

**Цель статьи** – обоснование способа оперативного управления параметрами взрыва при разработке скальных пород на карьерах с применением программного обеспечения.

**Изложение основного материала исследований.** С целью повышения достоверности определения параметров ВР, сокращения затрат времени на их проектирование, повышения качества горной массы и снижения вредного воздействия на окружающую среду разработан способ оперативного управления параметрами ВР на основе программного обеспечения. В основу программы положен алгоритм (рис. 1), состоящий из восьми связанных между собой в строгой последовательности блоков.

На первом этапе проектирования производится ввод данных по характеристикам взрываемого массива (коэффициент крепости по шкале



Рис. 1. Укрупненная схема алгоритма проектирования параметров ВР

Протодьяконова, плотность породы, скорость продольных волн, ширина трещин, расстояние между трещинами, высота уступа и т. д.). Далее на основе установленных зависимостей определяются непосредственно параметры ВР. Блок 2 предусматривает расчет геометрических параметров скважин (длины скважины, величины забойки и перебура).

В третьем блоке производится выбор ВВ, исходя из свойств и строения пород, с учетом технической, экономической и экологической эффективности. В результате выполненных теоретических исследований по оценке безопасных и эффективных типов ВВ в основу блока положены формулы для расчета комплексного критерия эффективности ВВ и коэффициента экологичности:

$$K_{эф} = e \cdot A \cdot k_{эк};$$

$$k_{эк} = \frac{V_{CO.э} \cdot r_{i.э}}{V_{CO} \cdot r_i},$$

где  $K_{эф}$  – общий коэффициент эффективности;  $e$  – коэффициент работоспособности ВВ;  $A$  – коэффициент экономической эффективности ВВ,  $k_{эк}$  – коэффициент экологичности;  $V_{CO.э}$  и  $V_{CO}$  – объем СО в продуктах взрыва эталонного и исследуемого ВВ, л/кг;  $r_{n.э}$  и  $r_n$  – радиус зоны переуплотнения при взрыве эталонного и исследуемого ВВ, м.

Усовершенствованы расчетные формулы для определения: технической эффективности – предложена формула для расчета объема воронки дробления с конфигурацией образующих в виде эллипсоида вращения, экономической эффективности – формула для расчета удельного расхода ВВ, исходя из рациональных параметров сетки скважин. Таким образом, по величине комплексного критерия эффективности ВВ, рассчитываемого в данном блоке, определяется наиболее эффективное ВВ. Именно его характеристики используются в последующих блоках при расчете параметров ВР.

Блок 4 включает в себя расчет расстояний между зарядами в ряду, между рядами и линии наименьшего сопротивления. В основу блока положены аналитические зависимости параметров сетки скважин от величины радиуса воронки дробления, направления ее большей оси относительно линии забоя и коэффициента анизотропии. Рациональные параметры сетки скважин определяются с учетом предложенного критерия эффективности проработки массива в нижней части уступа, который характеризуется величиной непроработанной и проработанной площадей, образованных между зонами разрушения от действия взрыва четырех и одиночного зарядов соответственно. Эти величины рассчитываются в зависимости от геометрии сетки скважин, конфигурации и размеров воронки дробления одиночного заряда, направления большей оси воронки дробления относительно линии забоя. Результаты исследований показали, что качествен-

ной проработки подошвы уступа и эффективного использования площади разрушения можно достичь при расположении зарядов так, чтобы контуры воронки дробления в поперечном сечении по усредненному радиусу соприкасались.

Для определения коэффициента анизотропии используется предложенная формула, которая позволяет определять его величину теоретически и учитывать параметры и показатели структурно-текстурных особенностей массива горных пород. Коэффициент анизотропии учитывает степень трещиноватости горного массива в зависимости от количества систем и трещин в каждой системе. Результаты расчета коэффициента анизотропии по данной формуле удовлетворительно согласуются с результатами экспериментальных исследований, полученных при взрывах одиночных укороченных скважинных зарядов ВВ на Шепетовском гранитном карьере (диаметр заряда 110 мм, глубина скважины 1,2 м, тип ВВ – комполайт).

Важной особенностью является то, что с целью повышения эффективности дробления породы и качества проработки подошвы уступа между зарядами на уровне его проектной отметки расстояния между ними в ряду  $a_3$  и между рядами  $b_3$  в любом азимутальном направлении с учетом усредненного радиуса воронки дробления по длине заряда определяются по следующим формулам:

$$a_{\zeta} = 2 \cdot \sqrt{\frac{\overline{r_{\hat{a}}(a)}^2}{K_a^2} \cdot \sin^2 \beta + \overline{r_{\hat{a}}(a)}^2 \cdot \cos^2 \beta};$$

$$b_{\zeta} = \frac{\sqrt{3} \cdot \overline{r_{\hat{a}}(a)}^2}{K_a \cdot \sqrt{\frac{\overline{r_{\hat{a}}(a)}^2}{K_a^2} \cdot \sin^2 \beta + \overline{r_{\hat{a}}(a)}^2 \cdot \cos^2 \beta}},$$

где  $\overline{r_{\hat{a}}(a)}$  – радиус воронки дробления, усредненный по длине скважинного заряда в направлении большей ее полуоси, м;  $K_a$  – коэффициент анизотропии ( $K_a=1,1-1,4$ );  $\operatorname{tg} \beta = K_a \cdot \operatorname{tg} \alpha_{\hat{\delta}_{\zeta}}$ ;  $\alpha_{\hat{\delta}_{\zeta}}$  – угол между направлением большей оси воронки дробления и линией забоя.

Величина усредненного радиуса воронки дробления:

$$\overline{r_{\hat{a}}} = \frac{\int_0^{l_{\zeta}} (f(l)) dl}{l_{\zeta}},$$

где  $l_3$  – длина заряда, м;  $f(l)$  – функция изменения радиуса воронки дробления по длине заряда.

По результатам расчета размеров сетки скважин для конкретных условий производится выбор схем короткозамедленного взрывания с учетом структуры массива (блок 5). Далее определяется соответствие параметров ВР правилам техники безопасности (блок 6). Блок 7 предусматривает определение технико-экономической и экологической эффективности ВР (с учетом данных блока 3). На заключительном 8-ом этапе выполняется, при необходимости, корректировка параметров взрыва.

На основе вышеприведенного алгоритма разработана программа автоматизированного проектирования параметров ВР на карьерах, которая позволяет выполнять их расчет в зависимости от установленных результатов по блокам алгоритма. Программа реагирует на изменение любого входящего показателя и в зависимости от этого выдает соответствующие результаты. Она, благодаря своей универсальности может использоваться на любых предприятиях при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

**Выводы.** Установлена логическая связь между характеристиками горного массива и свойствами ВВ, которая определяет закономерную последовательность выполнения расчетов параметров ВР при их проектировании. Реализация такой взаимосвязи выполнена по разработанному алгоритму, используемого в процессе проектирования с помощью программного обеспечения.

#### Список литературы

1. Проектирование взрывных работ в промышленности [ Башкуев Э. Б., Бейсебаев А. М., Богацкий В. Ф. и др. ]; 2-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 359 с.
2. Типовий проект на виконання буропідричних робіт методом свердловинних і шпурових зарядів в кар'єрі ТОВ «СИПАН» на 2009-2014 роки. Розроб. нач. Клесівської дільниці БВР ТОВ «ККНК «Технобуд» В. О. Палагнюк 30.12.2008 р. – смт. Клесів, 2008. – 33 с.
3. Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород взрывом (Взрывные технологии в промышленности) / Кутузов Б. Н. – М.: Издательство МГГУ, 1994. – 448 с.
4. Кривбассакадеминвест [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: <http://kai.com.ua/razrobotki/gis-k-mine>. – Программное обеспечение для горняков, геологов и маркшейдеров: геоинформационная система (ГИС) K-MINE.
5. Blast Maker [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: <http://blastmaker.kg/index.php?page=home>. – Информационные технологии на производстве.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.  
Надійшла до редакції 25.04.2012*

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ КАРЬЕРА «ЮГ» МАЛЫШЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ РОССЫПНЫХ ТИТАНО-ЦИРКОНИЕВЫХ РУД**

Проведено исследование и дана оценка технологических схем отвалообразования, предусматривающих применение двух экскаваторов-драглайнов ЭШ-10/70 для переэкскавации вскрышных пород, которые отсыпаются перегружателями ПВП -6600 и ПГ-5000/60, поочередно с двух сторон отвального конвейера.

Проведено дослідження й дана оцінка технологічних схем відвалоутворення, що передбачають застосування двох экскаваторів-драглайнів ЭШ-10/70 для переэкскавації розкривних порід, які відсипаються перевантажувачами ПВП -6600 та ПГ-5000/60, по черзі із двох сторін відвального конвеєра.

Research and date is conducted estimation of flowsheets of otvalo-education, foreseeing application two ekskavatorov-draglaynov EH-10/70 for reexcavation of stripping breeds which catch up on one's the sleep pere-gruzhatelyami PVP -6600 and PG-5000/60, by turns both-side turn conveyer.

Стабильная работа предприятий, которые добывают россыпные титано-циркониевые руды, зависит от эффективности технологической схемы горно-транспортных работ на карьере.

Сырьевой базой Вольногорского горно-металлургического комбината есть россыпное Малышевське титаноциркониевое месторождение.

Внутреннее отвалообразование на карьерах комбината проводится с применением системы конвейеров, перегружателей и отвалообразователей.

Актуальность выполнения данных исследований обуславливалась тем, что в связи с выходом из строя отвалообразователя ЗП-6600 и его аварийным ремонтом возникла необходимость изменения технологии отвалообразования при отработке карьера «Юг» Малышевского месторождения с использованием перегружателей ПВП – 6600 и экскаваторов – драглайнов ЭШ-10/70.

В настоящее время нет эффективных технических и проектных решений по технологии производства отвальных работ, обеспечивающих плановые объемы добычи полезного ископаемого при минимальных эксплуатационных затратах, использовании применяемого на карьере № 7 «Юг» основного горно-транспортного оборудования без отвалообразователя ЗП-6600.

Целью данной публикации является выбор и обоснование эффективной технологии отвалообразования вскрышных пород, разрабатываемых комплексом НКМЗ на карьере № 7 «Юг» Малышевского месторождения титано-циркониевых руд на период ремонта отвалообразователя ЗП-6600.

В качестве базового варианта отвальных работ на карьере № 7 «Юг», принята технологическая схема, предусматривающая применение имеющегося отвального оборудования: перегружателей ПВП-6600 и ПГ-5000/60, а также двух экскаваторов-драглайнов ЭШ-10/70.

Основные технологические особенности отвальных работ, производимых по вышеуказанной схеме заключаются в следующем:

-отвалообразование производится с настоящего места установки отвального конвейера № 12 перегружателем ПВП-6600;

-перегрузатель ПВП-6600 производит отсыпку отвала переменнo, с внешней и с внутренней стороны конвейера № 12;

-для переэкскавации объемов, отсыпaeмых перегружателем ПВП-6600 предложено использовать два драглайна ЭШ-10/70. Драглайны должны быть установлены с обеих сторон отвального конвейера № 12;

-драглайны производят переэкскавацию объемов ПВП-6600 до полного заполнения емкости отвалов. За это время ПВП-6600 выполнит 3–4 прохода с каждой стороны конвейера № 12.

Предложено с внутренней стороны конвейера поднять отметку отвала на 4–5 метра, что значительно сократит объем переэкскавации и планировочных работ для передвижки конвейера, а также увеличит емкость отвалов.

Однако, вышеприведенная технологическая схема отвальных работ, а также расчетные значения объемов отвалообразования перегружателями и драглайнами на всех этапах их работы требует более детального рассмотрения, для этого необходимо:

- рассчитать число проходов перегружателя ПВП-6600 с обеих сторон отвального конвейера № 12;

- определить количество проходов двух экскаваторов-драглайнов с обеих сторон конвейера и на каком этапе может использоваться только один из них;

- определить какой объем переэкскавации будет на каждом из этапов отвальных работ;

- определить общий объем отвалов и объем переэкскавации до и после передвижки отвального конвейера № 12.

Технологическая схема работы отвального оборудования по варианту 1 рассмотрена поэтапно соответственно до передвижки отвального конвейера № 12 (рис. 1, а–г, рис. 2, а, б) и после его передвижки (рис. 3 а–г и рис.4 а,б,в).

На первом этапе формирования внутреннего отвала перегружатель ПВП-6600, осуществляя I-й проход с внешней стороны отвального конвейера, производит отсыпку пород вскрыши вдоль конвейера. Объем отсыпки ( $V$ ) при этом составляет:

$$V=S_{ПВ} \cdot L_{о.к}^{вн} = 650 \cdot 380 = 247000, \text{ м}^3$$

где  $S_{ПВ} = 650 \text{ м}^2$  – площадь поперечного сечения отвального яруса отсыпaeмого перегружателем ПВП-6600,  $\text{м}^2$  (величина  $S_{ПВ}$  учитывает разрыхление породы);

$L_{о.к}^{вн} = 380 \text{ м}$  – длина отвального фронта работ с внешней стороны конвейера №12.

Площадь поперечного сечения  $S_{ПВ}$  определена по формуле:

$$S_{ПВ} = 0,5 (b_{о.н} + b_{о.п}) H_0, \text{ м}^2,$$

где  $b_{о.н}$  и  $b_{о.п}$  – соответственно ширина отвального яруса поверху и понизу, м.

На втором этапе отвальных работ с внешней стороны отвального конвейера экскаваторами ЭШ-10/70 производится переэкскавация пород вскрыши объемом 247 тыс.  $\text{м}^3$  (рис. 1 а и табл. 1).

При этом указанный объем вскрыши переэкскавируется двумя драглайнами за два их прохода.

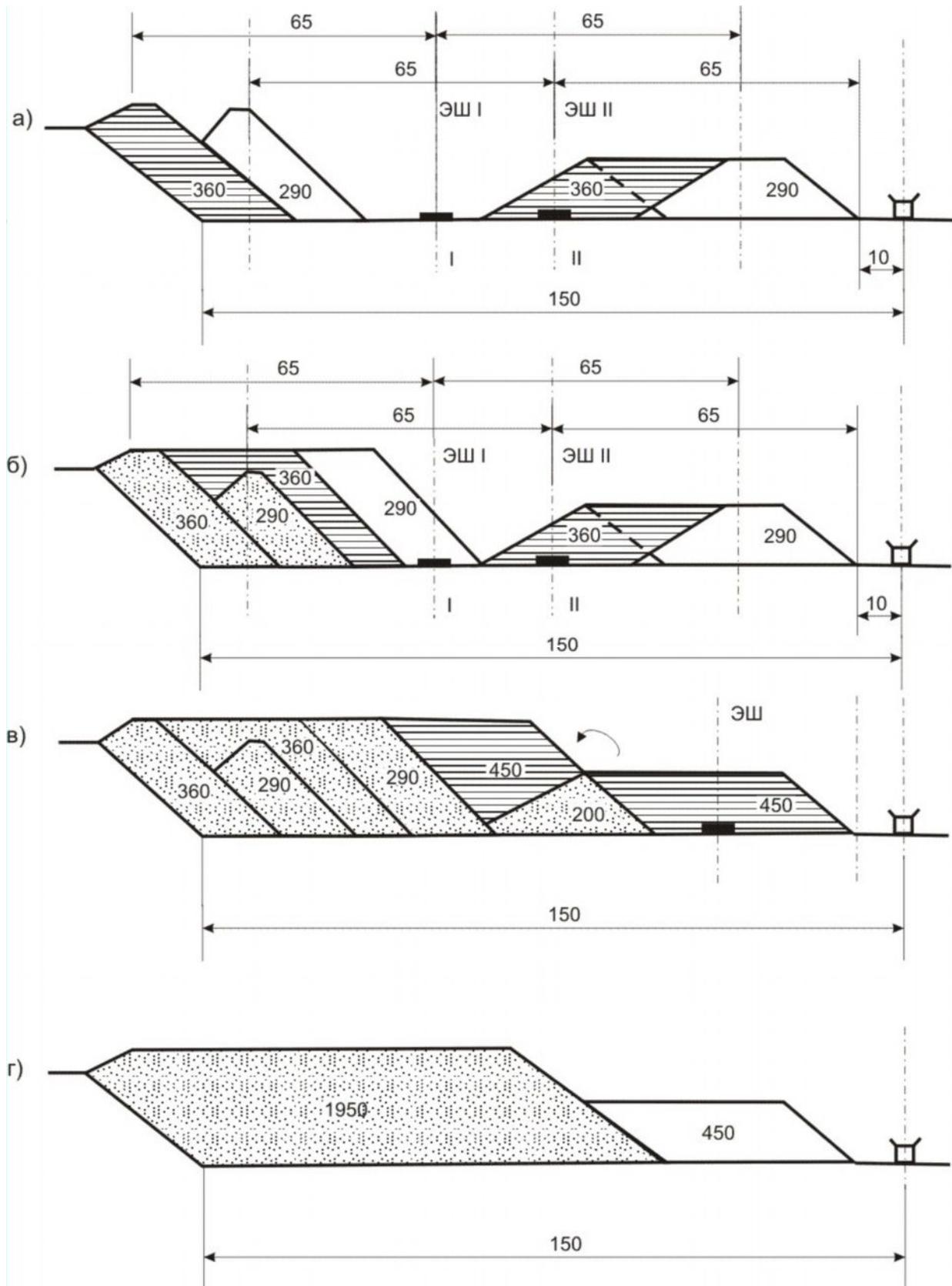


Рис. 1. Технологическая схема отсыпки верхнего яруса отвала (внешняя сторона отвального конвейера №12)

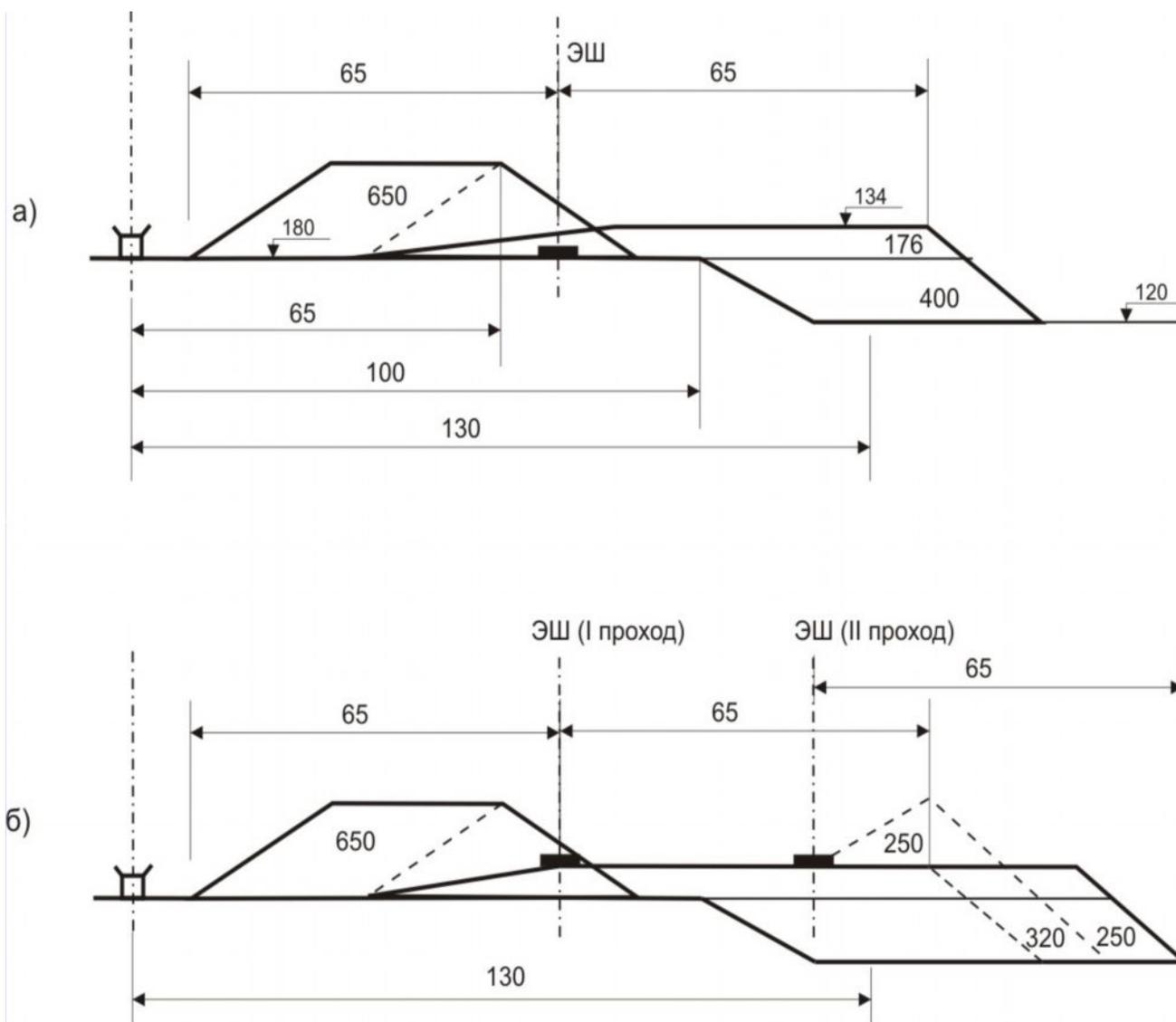


Рис. 2. Технологическая схема отсыпки нижнего яруса отвала (внутренняя сторона отвального конвейера №12) до передвижки отвального конвейера: а, б – см. табл. 1

Поэтапные объемы отвальных работ с применением перегружателя ПВП-6600 и двух экскаватор ЭШ-10/70 до передвижки отвального конвейера №12 приведены в табл. 1, а объемы отвальных работ с применением двух перегружателей ПВП-6600, ПГ-5000/60 и двух экскаваторов ЭШ-10/70 после передвижки отвального конвейера №12 приведены в табл. 2.

После передвижки отвального конвейера №12 отвальные работы с внешней его стороны производятся аналогично как и до передвижки. Формирование внешнего яруса отвала поэтапно показано на рис. 3, а-г и в табл. 2. Общий объем отсыпки пород вскрыши перегружателем ПВП-6600 с внешней стороны составит  $900600 \text{ м}^3$ , а объем их переэкскавации драглайнами ЭШ-10/70 –  $678800 \text{ м}^3$ .

Поэтапные объемы отвальных работ (ПВП-6600 и два ЭШ-10/70)  
до передвижки отвального конвейера №12

Порядковый номер этапа	Вид работ на отвальных участках по обе стороны отвального конвейера №12		Объемы отсыпки пород вскрыши перегружателем ПВП-6600, м <sup>3</sup>		Объемы переэкскавации пород драглайнами ЭШ-10/70, м <sup>3</sup>	
	с внешней стороны	с внутренней стороны	с внешней стороны	с внутренней стороны	с внешней стороны	с внутренней стороны
1	2	3	4	5	6	7
1	I-й проход ПВП-6600	-	247000	-	-	-
2	Переэкскавация пород двумя драглайнами за два их прохода (рис. 1, а)	I-й проход ПВП-6600	-	286000	247000	-
3	II-й проход ПВП-6600	Переэкскавация пород двумя драглайнами за один их проход (рис. 2, а)	247000	-	-	263440
4	Переэкскавация пород двумя драглайнами за два их прохода (рис. 1, б)	II-й проход ПВП-6600	-	220000	247000	-
5	III-й проход ПВП-6600	Переэкскавация пород двумя драглайнами за два их прохода (при втором проходе возможно применение одного драглайна (рис. 2, б)	171000	-	-	310000
6	Переэкскавация пород двумя драглайнами за один их проход (рис. 1, в)	ПВП-6600 работает с отвальным конвейером №11 (подготовка к передвижке конвейера №12)	-	-	171000	-
7	IV-й (последний) проход ПВП-6600 (рис. 1, г)	ПВП-6600 работает с отвальным конвейером №11 (подготовка к передвижке конвейера №12)	171000	-	-	-
8	Передвижка отвального конвейера №12					
Всего			836000	506000	665000	573000

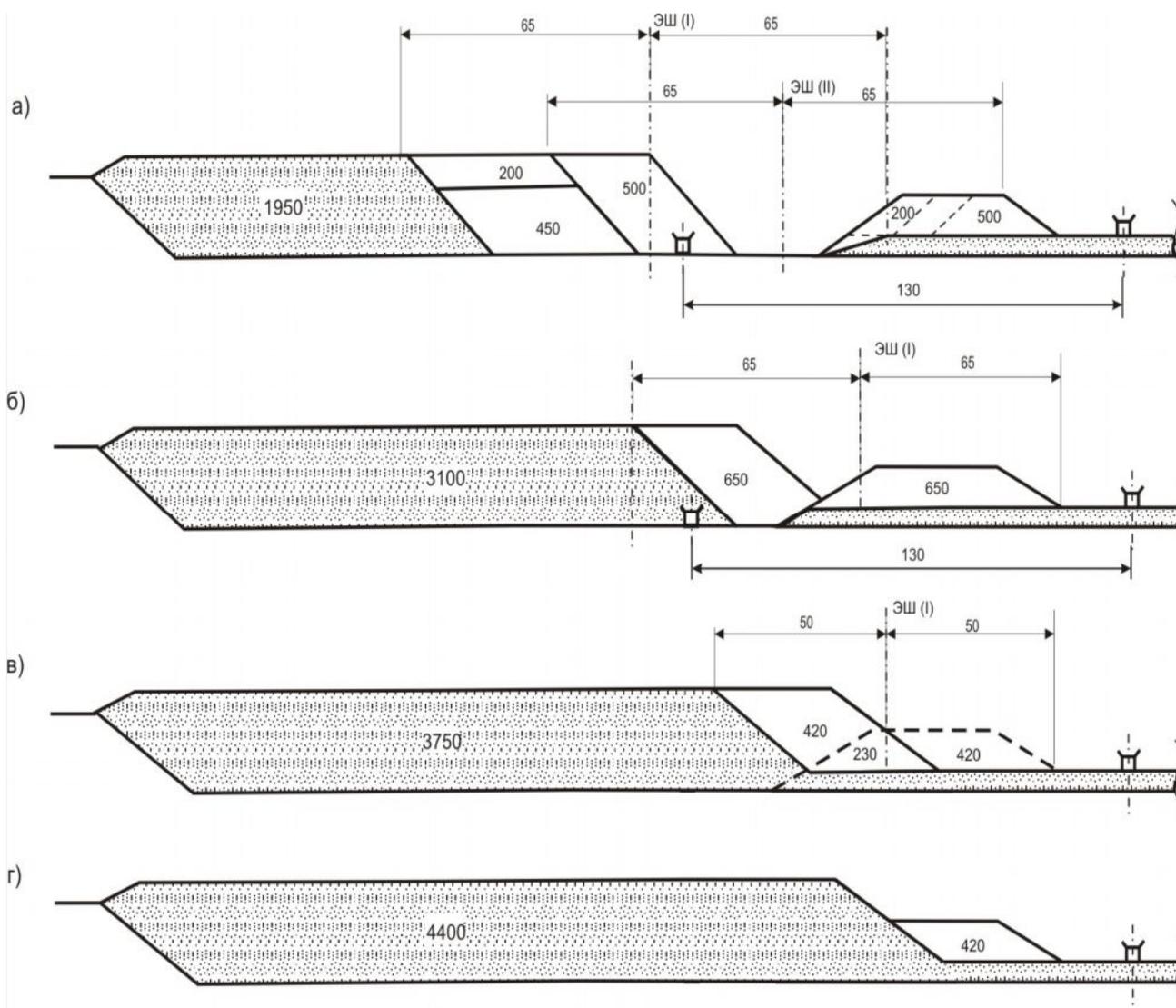


Рис. 3. Технологическая схема отсыпки верхнего яруса отвала (внешняя сторона о.л.к. №12 после его передвижки)  
а, б, в, г – последовательность (этапы) отсыпки (см. табл. 2)

Отличительной особенностью отвальных работ после передвижки конвейера №12 с внутренней его стороны является то, что на 4-м этапе к ПВП-6600 подключается перегружатель ПГ-5000/60, поскольку без него объемы работ ЭШ-10/70 по переэкскавации значительно увеличились бы. При работе двух перегружателей объем переэкскавации на 5-м этапе отвальных работ составляет всего  $52800 \text{ м}^3$  (рис. 4, б).

После третьего прохода ПВП-6600 и ПГ-5000/60 (7-й этап) объем переэкскавации снова возрастает из-за уменьшения приемной емкости нижнего яруса отвала (рис. 4, в) и достигает  $211200 \text{ м}^3$ .

Таблица 2

Поэтапные объемы отвальных работ (ПВП-6600, ПГ-5000/60 и два ЭШ-10/70) после передвижки отвального конвейера №12

Порядковый номер этапа	Вид работ на отвальных участках по обе стороны отвального конвейера №12		Объемы отсыпки пород вскрыши перегружателями, м <sup>3</sup>		Объемы переэкскавации пород драглайнами ЭШ-10/70, м <sup>3</sup>	
	с внешней стороны	с внутренней стороны	с внешней стороны	с внутренней стороны	с внешней стороны	с внутренней стороны
1	2	3	4	5	6	7
1	I-й проход ПВП-6600	-	247000	-	-	-
2	Переэкскавация пород двумя драглайнами за два их прохода (рис. 3, а)	I-й проход ПВП-6600	-	286000	247000	-
3	II-й проход ПВП-6600	Переэкскавация пород одним драглайном за один его проход (рис. 4, а)	247000	-	-	52800
4	Переэкскавация пород двумя драглайнами за один их проход (рис. 3, б)	II-й проход перегружателя ПВП-6600 и ПГ-5000	-	286000	247000	-
5	III-й проход ПВП-6600	Переэкскавация пород одним драглайном за один его проход (рис. 4, б)	247000	-	-	52800
6	Переэкскавация пород двумя драглайнами за один их проход (рис. 3, в)	III-й проход перегружателя ПВП-6600 и ПГ-5000	-	286000	184800	-
7	IV-й (последний) проход ПВП-6600 (рис. 3, г)	Переэкскавация пород двумя драглайнами за один их проход (рис. 4, в)	159600	-	-	211200
8	Передвижка (вторая) отвального конвейера №12					
Всего			900600	858000	678800	316800

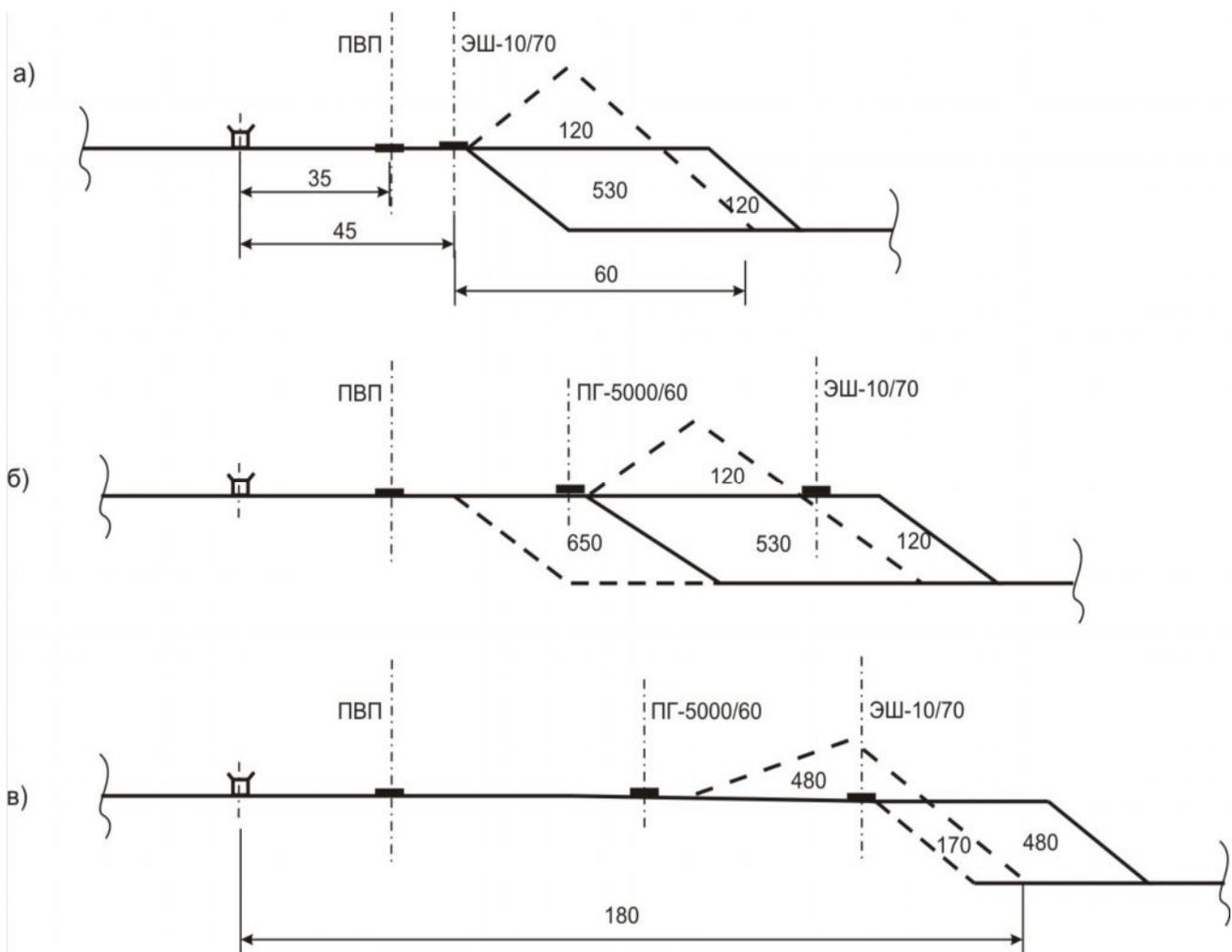


Рис. 4. Технологическая схема отсыпки нижнего яруса отвала (внутренняя сторона о.л.к. №12 после его передвижки):  
а, б, в – этапы отсыпки (см. табл. 2)

**Выводы.** Таким образом, проведенными исследованиями установлено:

- общий объем отсыпаемого отвала до передвижки конвейера №12 составит – 1 342 000 м<sup>3</sup> (836 000 м<sup>3</sup> с внешней и 506 000 м<sup>3</sup> – с внутренней стороны), а общий объем переэкскавации – 123 800 м<sup>3</sup> (665 000 м<sup>3</sup> и 573 000 м<sup>3</sup> – соответственно). При этом коэффициент переэкскавации  $K_n$  составляет 0,92;

- общий объем отсыпки отвала после первой передвижки конвейера №12 составит 1758000 м<sup>3</sup> (900600 м<sup>3</sup> с внешней стороны и 858000 м<sup>3</sup> – с внутренней стороны), а объем переэкскавации – 995600 м<sup>3</sup> (678800 м<sup>3</sup> и 316800 м<sup>3</sup> соответственно).

- всего по рассмотренному варианту проведения отвальных работ объем отвалов с одной передвижкой отвального конвейера составит 3,1 млн. м<sup>3</sup>, а объем переэкскавации – 2,23 млн. м<sup>3</sup>, при коэффициенте переэкскавации  $K_n = 0,72$ .

*Рекомендована до публікації д.т.н. Симоненком В.І.  
Надійшла до редакції 10.04.2012*

## ОБОГАТИМОСТЬ ПО СЕРЕ УГЛЕЙ ПЕТРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ СТАРОБЕЛЬСКОЙ УГЛЕННОЙ ПЛОЩАДИ

Изучена сернистость основных угольных пластов месторождения. Приведена методика разделения углей по классам и фракциям. Проведено количественное распределение серы по классам и фракциям. Исследована зольность и сернистость углей по каждому классу и фракции. Изучена корреляционная связь сернистости и гранулометрического состава и плотности. Сделаны выводы об обогатимости углей Петровского месторождения по сере гравитационными методами.

Вивчено сірчистість основних вугільних пластів родовища. Наведено методику розподілу вугілля по класах і фракціях. Проведено кількісний розподіл сірки по класах і фракціях. Досліджено зольність і сірчистість вугілля по кожному класу і фракції. Вивчено кореляційний зв'язок сірчистості і гранулометричного складу і щільності. Зроблено висновки про збагачуваність вугілля Петровського родовища по сірці гравітаційними методами.

The sulfur content of main coal beds of deposit is studied. The technique of coal separation into classes and factions is done. A quantitative distribution of sulfur in classes and factions is conducted. The ash and sulfur content of coal for each class and faction is studied. The correlation between sulfur content and granule-metric composition and density is studied. Conclusions about the washability for sulfur of coal of Petrovsky deposits by gravity methods are done.

**Введение.** Сера относится к главным токсичным компонентам углей. Сернистые газы, возникающие при использовании углей в энергетике и других отраслях промышленности, сильно загрязняют атмосферу. Сернистый ангидрид раздражающе действует на дыхательные пути, слизистые оболочки. Кроме того, атмосферное окисление  $SO_3$  приводит к образованию тумана, содержащего пары  $H_2SO_4$ , выпадение которого приводит к хроническому поражению растений, уничтожению лесов. Во всем мире ежегодный выброс в атмосферу оксидов серы составляет более 150 млн.т. Основная часть его (от 60 % до 80 %) поступает с продуктами сгорания котлов и печей [1]. Технический прогресс сопровождается увеличением потребления топлива, что приводит к удвоению выброса токсичных элементов в атмосферу каждые 12–14 лет. Современная электростанция мощностью 2,4 млн. кВт расходует до 20 тыс. т/сут угля, в результате сжигания которого в атмосферу выбрасывается 680 т/сут оксидов серы [1].

**Постановка проблемы.** Уголь был и остается крупнейшим источником энергетического и технологического топлива. Поэтому изучение его сернистости и разработка мероприятий с целью снижения отрицательного воздействия соединений серы на окружающую среду является одной из важнейших задач. Требования к углям для коксования регламентируются нормативными документами, а для энергетических углей они пока не разработаны. Еще в СССР было установлено, что содержание серы в углях, при котором ее необходимо изучать как токсичный элемент, составляет 2 %. В Украине обогащение по сере производится попутно при обогащении углей по породе. Для большей части углей оно осуществляется гравитационными методами. Поэтому в настоящее время при геологоразведочных работах наибольшее практическое значение имеет оценка возможности обессеривания при обогащении этим методом.

В пределах украинской части Донецкого бассейна наиболее высокая сернистость характерна для углей Луганской области, к которой и относится объект исследования. Петровское месторождение содержит слабометаморфизованные угли с повышенным содержанием серы. Основным их направлением может быть энергетическое использование.

Содержание общей серы в углях является важным показателем, однако оно не дает представления о генезисе серы, что затрудняет решение очень многих важных в практическом отношении вопросов, в том числе и обогащения углей. Это обуславливает необходимость изучения всех видов серы в исследуемых углях и их взаимосвязи. В ископаемых углях различают следующие разновидности серы: сульфидную, органическую и сульфатную [2].

Сульфидная сера углей ( $S_p^d$ , %), часто обозначаемая как пиритная или колчеданная, присутствует в углях главным образом в составе сульфидов железа (пирита, реже – марказита). Содержание сульфидной серы в углях колеблется в очень широких пределах, превосходя в этом отношении все остальные разновидности. Минимальное содержание сульфидной серы в углях Донецкого бассейна составляет 0,02 %, максимальное – 10,9 % [2].

Термин «сера органическая» ( $S_o^d$ , %) является до настоящего времени, к сожалению, весьма растяжимым понятием. Считается, что органическая сера, как и азот, присутствует в углях в составе органических соединений.

Сера сульфатная ( $S_{so4}^d$ , %) играет наименьшую роль в балансе сернистости углей. Наиболее распространенной минеральной формой сульфатов в угольных пластах является гипс (сульфат кальция), реже и в меньших количествах отмечены сульфаты железа и магния [2].

Многочисленные данные свидетельствуют о том, что сульфатная сера играет незначительную роль в составе общей серы углей. Так по данным «Геолого-химической карты Донецкого бассейна», содержание сульфатной серы очень стабильно и, как правило, не превышает 0,1–0,2 %. Повышение концентрации сульфатной серы, обычно обнаруживаемое в зоне выветривания угольных пластов, связано с окислением сульфидных минералов. А.З. Широков первый обратил внимание на отчетливое увеличение содержания сульфатной серы в углях Донбасса в северном направлении параллельно с увеличением общей сернистости [2].

Все это позволяет заключить, что если при решении различных технологических проблем использования углей в большинстве случаев можно обоснованно пренебречь содержанием сульфатной серы, то в палеогеографических и геохимических вопросах изучение закономерностей ее распределения и концентрации может оказаться вполне целесообразным [2].

Преимущественная концентрация сульфидной (пиритной) и органической разновидностей серы вызывает необходимость акцентировать при решении вопросов обессеривания углей на них в дальнейшем основное внимание. Для многих бассейнов и месторождений установлена взаимосвязь между основными формами серы в углях. Особенно четко эта связь наблюдается в среднекарбонных углях Донецкого бассейна. С увеличением содержания общей серы повышается содержание сульфатной и органической серы. В углях с повышенной сернистостью

преобладает сульфатная форма сернистости, в малосернистых – органическая. В некоторых многосернистых углях преобладает органическая форма серы [2].

**Целью** выполненной работы было изучение обогатимости по сере основных промышленных пластов Петровского месторождения гравитационными методами.

**Изложение основного материала.** Для изучения обогатимости углей по сере было изучено 19 пластопересечений угольных пластов  $k_2^H$ ,  $l_7$ ,  $m_3$ . После детального макроскопического описания пластопересечения по каждому пласту были объединены в одну пробу. Затем каждая из этих трех проб была подвергнута исследованиям в соответствии с общепринятыми схемами [3, 4]. После обработки проб в коксовом барабане в течение 20 минут, каждая из этих проб была рассеяна на следующие классы: 6–13 мм, 3–6 мм, 1–3 мм, 1,0–0,63 мм, 0,63–0,00 мм. Угли каждого из этих классов подвергались расслоению в тяжелых жидкостях на фракции с плотностью: <1250; 1250–1300; 1300–1400; 1400–1600 и >1600 кг/м<sup>3</sup>. Разделение классов >1 мм проводилось путем отслаивания смеси угля с жидкостью в стеклянных стаканах, а классов <1 мм – в центрифуге. Все фракции подвергались техническому анализу с определением  $W^a$ ,  $A^d$ ,  $S_t^d$  и серы по видам.

Проведенными работами было установлено, что гранулометрический состав объединенных проб примерно одинаковый. Содержание углей класса 13–6 мм составляли 32,8–36,0 %, класса 6,0–3,0 мм – 32,1–37,6 %, класса 3–1 мм – 14,1–15,8 %, класса 1,0–0,63 мм – 5,3–5,4 % и класса <0,63 мм – 8,65–9,2 %.

Сопоставление гранулометрического состава исследованных объединенных проб и рядовых углей марки Д, добываемых из некоторых пластов свит  $C_2^5$ ,  $C_2^6$ ,  $C_2^7$  в ряде шахт Лисичанского района, расположенного на относительно небольшом расстоянии от Петровской площади показало, что они в целом близки по содержанию изучаемых классов.

Зольность углей классов 13–6 мм, 6–3 мм и 3–1 мм в каждой объединенной пробе также примерно одинакова и составляет 13,6–15,2 %.

В *пласте*  $k_2^H$  макроскопически пиритная минерализация органического вещества почти не наблюдается. В редких случаях она присутствует в виде примазок и единичных желваков желтовато-серого цвета. В отраженном свете такие желваки представляют собой скопление фюзенизированных фрагментов, выполненных пиритом. Отмечены единичные угольные слои с эпигенетической сульфидной минерализацией по трещинам. При визуальном изучении угля *пласта*  $l_7$  обычно наблюдается эпигенетическая пиритная минерализация. Она приурочена к эндогенным трещинам и представлена пленками, пластинками, ветвящимися прожилками, линзами. Реже наблюдаются горизонтальные слойки пирита. Практически все линзы пирита образовались в результате заполнения пиритом пор фюзена, с частичным, реже полным замещением их клеточных стенок. В сульфидной минерализации *пласта*  $m_3$  выделяются две генерации: первичная (седиментация и диагенез) и вторичная – постдиагенетическая. Первичная представлена мелкими зернами пирита или их скоплениями, линзами, желваками вдоль поверхностей наложения по различным растительным остаткам и основной массе. Вторичная генерация наблюдается также в виде крутопадающих прожилков, примазок и налетов

по трещинам. Линзы и желваки, как правило, приурочены к прикровельной части пласта, реже к породным прослоям в пластах.

Тип сульфидной минерализации существенно влияет на изменчивость сернистости как по площади распространения пластов, так и по их мощности. Наименьшая изменчивость сернистости наблюдается в зонах, где преобладает первичная сульфидная минерализация. Наибольшая изменчивость сернистости определена для пластов, для которых установлено преимущество второго типа сульфидной минерализации.

Во всех пластах увеличение сернистости, как правило, наблюдается вблизи кровли и подошвы, а также связано с прослойками, которые находятся внутри пласта. В подошве и кровле пласта залегают аргиллиты и алевролиты, реже – углистые аргиллиты.

Сернистость угля пластов изменяется по отдельным пластопересечениям в интервале 1,0–12,1 %. Средние значения по пластам составляют (%):  $k_2^H$  – 3,6,  $l_7$  – 4,4,  $m_3$  – 4,7. Доля многосернистого угля возрастает вверх по разрезу, так для пласта  $k_2^H$  она составляет 49,9 % от общего количества, для пласта  $l_7$  – 72,9 %, а для пласта  $m_3$  – 87,0 %. Сернистый уголь соответственно занимает 42,0, 20,3 и 11 %, среднесернистый 5,0, 6,8 и 2 %, а малосернистый уголь встречается только в пласте  $k_2^H$ , где его часть составляет 3,1 %. Таким образом, можно сделать вывод, что вверх по разрезу сернистость угля закономерно увеличивается.

Сернистость классов углей пласта  $k_2^H$  составляет 3,2–3,6 %, в большинстве случаев 3,4–3,5 %. В пласте  $l_7$  она изменяется в пределах 3,0–4,2 %, в большинстве случаев составляет 3,7–3,9 %, а в пласте  $m_3$  соответственно 3,5–3,8 % и 3,5–3,7 %. В среднем у углей всех трех объединенных проб сернистость по классам составляет 3,3–3,9 %, в большинстве случаев – 3,3–3,6 %. Какой-либо корреляции сернистости и гранулометрического состава углей не устанавливается. Отмечается лишь несколько повышенная сернистость класса 13–6 мм, которая составляет 3,6–4,3 %, в среднем – 3,9 %. Таким образом, отделение углей любого класса от объединенных проб существенно не изменит сернистость остальной их части.

Увеличение содержания серы по отдельным пластам происходит в разных направлениях: по пласту  $k_2^H$  – с северо-востока на юго-запад площади месторождения, по пласту  $l_7$  – с юго-запада на северо-восток, а по пласту  $m_3$  – с юга на север.

В углях всех изучаемых пластов наблюдается преобладание в видовом составе серы пиритной над серой органической (таблица).

В результате проведенных исследований были выявлены определенные площадные закономерности изменения соотношения пиритной и органической серы. Для углей всех пластов это соотношение максимально в западной части месторождения (участки Петровские № 1, 2, 3), а в восточном направлении оно постепенно уменьшается и приближается к 1. Так, для угля пласта  $k_2^H$  участков Петровских № 1, 2, 3 пиритная сера преобладает над органической в среднем в 1,7 раза, а для участков № 4, 5, 6, 7 – в 1,2. Для пласта  $l_7$  – это соотношение является максимальным на юго-западе месторождения, для участка № 3 (3,6), и постепенно уменьшается как в северном направлении до 1,7 раза (участки № 2,

1), так и в восточном до 1,3 (участки № 4, 5). Для пласта  $m_3$  – характерно постепенное снижение показателя соотношения в направлении с севера на юг и юго-восток месторождения, от 3,6 (участок №1) до 1,3 (участок №5).

Таблица

Видовой состав серы основных угольных пластов Петровского месторождения Старобельской угленосной площади

Сера по видам, %	Индекс пласта		
	$k_2^H$	$l_7$	$m_3$
$S_t^d$	3,60	4,40	4,70
$S_s^d$	1,95	2,79	2,64
$S_o^d$	1,58	1,51	1,98
$S_{so4}^d$	0,07	0,10	0,08

Масса каждой из объединенных проб по фракциям распределяется неравномерно. Основная часть углей объединенной пробы  $k_2^H$  относится к фракциям с плотностью 1,25–1,30 г/см<sup>3</sup> (35,4 %) и 1,30–1,35 г/см<sup>3</sup> (30,3 %). Каждая из остальных фракций составляет 8–9 % массы пробы. В отдельных классах углей соотношение фракций имеет определенные отклонения от этого, но сумма названных выше первых двух фракций всегда преобладает.

В пробе пласта  $l_7$  сумма фракций плотностью 1,25–1,30 г/см<sup>3</sup> и 1,30–1,35 г/см<sup>3</sup> составляет 78,5 %. Содержание каждой из остальных фракций составляет 3,7–7,3 %. Необходимо отметить, что фракция плотностью 1,30–1,35 г/см<sup>3</sup> составляет около 55 %. Преобладает она почти во всех классах (53,4–70,4 %). Исключение составляет класс <0,63 мм, где она составляет 24,9 %.

В углях пласта  $m_3$  фракция 1,30–1,35 г/см<sup>3</sup> составляет 37,1 %. По классам ее содержание изменяется от 21,3 до 48,4 %.

Если сопоставить смесь углей всех трех пластов при равном долевом участии, то и в ней около 40,0 % составит фракция плотностью 1,30–1,35 г/см<sup>3</sup> и около 26 % – плотностью 1,25–1,30 г/см<sup>3</sup>. Содержание каждой из остальных фракций составит 5,1–11,4 %. Примерно такое же соотношение фракций наблюдается и по классам.

По площади распространения промышленных пластов значения зольности пластовой и зольности угольных пачек по отдельным скважинам колеблются в пределах от 4,1 до 44,1 %. Средние значения для пластов следующие (%):  $k_2^H$  – 14,3 и 14,2,  $l_7$  – 12,8 и 12,5,  $m_3$  – 14,5 и 13,8 соответственно.

Зольность фракций, плотностью 1,4 г/см<sup>3</sup> и менее, не превышает 10 %. При этом у основной фракции плотностью 1,3–1,35 г/см<sup>3</sup> она чаще всего составляет 5–7 %. Зольность фракций плотностью 1,4–1,6 г/см<sup>3</sup> чаще всего составляет 20–30 %, а у самых тяжелых фракций – 50–70 %.

Сернистость фракций всех проб закономерно возрастает с увеличением их плотности. Сернистость фракции плотностью 1,30–1,35 г/см<sup>3</sup> в пласте  $k_2^H$  составляет 2,4–2,8 %, в пласте  $l_7$  – 2,6–2,8 %, а в пласте  $m_3$  – 2,8–3,3 %. В легких фракциях она снижается до 2,3–2,7 %, а в тяжелой – возрастает до 7–28 %.

Анализ выхода классов, фракций углей и их сернистости, как по каждой объединенной пробе, так и для всех проб вместе позволяет констатировать следующее. В пласте  $k_2^H$  сернистость углей постепенно увеличивается от 3,2 % в классе <0,63 мм до 3,6 % в классе 6–13 мм. Из этой закономерности выпадает класс 0,63–1,00 мм, сернистость которого составляет 3,5 %. В пласте  $l_7$  угли классов менее 3 мм имеют сернистость примерно одинаковую (3,5–3,7 %). Сернистость класса 3–6 мм составляют 3,0 %, а класса 6–13 мм – 4,2 %. В пласте  $m^3$  сернистость от класса <0,63 мм к классу 1–3 мм возрастает от 3,6 до 3,8 %, но затем у класса 3–6 мм уменьшается до 3,5 % и возрастает до 3,7 % в классе 6–13 мм. Примерно такая же закономерность наблюдается и в изменении средней сернистости классов проб всех пластов.

Таким образом, сернистость углей от класса к классу изменяется относительно слабо и незакономерно. Следовательно, как уже было сказано, существенно снизить сернистость углей путем отделения какого-либо класса невозможно.

Сернистость фракций закономерно возрастает с увеличением их плотности. При этом в пласте  $k_2^H$  минимальную сернистость (2,5 %) имеют фракции с плотностью <1,25 г/см<sup>3</sup> и 1,25–1,30 г/см<sup>3</sup>. Несколько выше (2,8 %) она у фракции плотностью 1,30–1,35 г/см<sup>3</sup>. В остальных фракциях с увеличением их плотности она резко возрастает сначала до 3,9 %, затем 5,4 % и наконец – 8,5 %. Близко к этому характеру изменение сернистости фракций в пласте  $l_7$ . Фракция с плотностью <1,25 г/см<sup>3</sup> и 1,30–1,35 г/см<sup>3</sup> – 2,7–2,8 %. Сернистость остальных фракций, соответственно, составляет 3,7 %, 5,9 % и 20,1 %. При этом выход фракций с плотностью менее 1,35 г/см<sup>3</sup> в обоих пластах превышает 70 %.

В пласте  $m^3$  общая направленность изменения сернистости фракций не изменяется, но выход фракций с плотностью менее 1,35 г/см<sup>3</sup> составляет всего 50 %, а сернистость большинства фракций более высокая. Минимальная сернистость наблюдается у самой легкой фракции и составляет 2,7 %. Сернистость фракции с плотностью менее 1,35 г/см<sup>3</sup> равна 2,9–3,0 %, а у остальных соответственно 3,3 %, 4,0 % и 5,4 %.

Таким образом, снижение сернистости в результате отделения фракций с высокой плотностью вполне возможно. Следует отметить, что наиболее легкая фракция, отличающаяся наиболее низкой сернистостью, содержится в незначительных количествах. Относительно небольшая часть углей представлена наиболее тяжелой и высокосернистой фракцией с плотностью 1,4–1,6 г/см<sup>3</sup>. Это свидетельствует о возможности снижения сернистости углей.

Установлено, что наилучшую обогатимость имеют угли пласта  $l_7$ , где тяжелые и высокосернистые фракции углей содержатся в минимальных количествах, а наиболее низкую – угли пласта  $m_3$ .

Минимальная сернистость концентратов, которые можно получить в очень небольших объемах, составляет 2,3–2,5 % (пласты  $k_2^H$  и  $l_7$ ). Максимально высокий уровень обессеривания может составить 27,4–38,3 %. Выход концентрата с сернистостью 2,7–2,8 % составит 83 % из углей пласта  $k_2^H$ , 82,2 % из пласта  $l_7$  ( $S_t^d$  – 2,7 %), а из углей пласта  $m_3$  – всего 0,89 % ( $S_t^d$  – 2,7%). И 69,8 % из углей всех трех пластов при равном их содержании в шихте ( $S_t^d$  – 2,8 %).

Сернистость его будет на 20,4–27,7 % ниже первоначальной сернистости углей. Зольность концентрата будет около 5–6 %.

Выход концентрата с сернистостью около 3 % составит из углей пласта  $k_2^H$  – 91,9 %,  $l_7$  – 95,4 %,  $m_3$  – 61,1 %, а в шихте из углей трех пластов – 88,6 %. Снижение сернистости при этом соответственно составит 13,0 %, 20,9 %, 13,4 % и 16,4 %. Зольность концентрата во всех случаях не превысит 7–8 %.

**Выводы.** В результате проведенных исследований установлено, что снизить сернистость углей Петровского месторождения гравитационным методом возможно лишь на 20–30 %. В отходы будут отделяться, в основном, слои и линзы, содержащие постгенетический пирит или скопления мелких зерен, как первичного, так и вторичного происхождения. Установлено, что угли разных пластов Петровского месторождения характеризуются различной степенью обогатимости по сере. Дальнейшие исследования должны быть направлены на выявление этих причин.

#### Список литературы

1. Сигал И. Я. Защита воздушного бассейна при сжигании топлива/ Сигал И. Я. – Л.: «Недра», 1988. – 310 с.
2. Юровский А.З. Сера каменных углей/ Юровский А.З. – М.: Изд-во АН СССР, 1960. – 295 с.
3. Бедрань Н.Г. Обогащение углей/ Бедрань Н.Г. – М.: «Недра», 1988. – 205 с.
4. Инструкция по изучению токсичных компонентов при разведке угольных и сланцевых месторождений. – М., 1982. – 84 с.

*Рекомендовано до публікації к. геол-мін. н. Ішковим В.В.  
Надійшла до редакції 20.03.2012*

УДК 622.271.32

© А.Ю. Дриженко, І.Л. Сафронов, Є.А. Гаврилов

## **КОНЦЕПЦІЯ ЕФЕКТИВНОГО ОСВОЄННЯ БУРОВУГІЛЬНИХ ПОКЛАДІВ У СОЛЬОВИХ ШТОКАХ**

Наведені концептуальні положення комплексного освоєння корисних копалин у сольових штоках. Обґрунтовано прогнозування об'ємів виробництва вугілля і порід розкриття на перспективних родовищах. Надані методичні розрахунки основні їх техніко-економічні показники.

Приведены концептуальные положения комплексного освоения полезных ископаемых в солевых штоках. Обосновано прогнозирование объемов производства угля и пород вскрыши на перспективных карьерах. Предоставлены методические расчеты основные их технико-экономические показатели.

These conceptual integrated development of minerals in saline rod. Proved forecasting of production of coal and rocks exposed on promising deposits. Provided methodical calculations of basic technical and economic parameters.

Всі відомі буровугільні родовища над сольовими штоками є комплексними, тобто окрім бурого вугілля містять інші корисні копалини. В різних родовищах їх перелік змінюється – від діатоміту і вогнетривких глин до будівельних та скляних пісків. Але всіх об'єднує одна загальна властивість – вони відносяться до м'яких та пухких порід і залягають у розкривній частині родовища. Ця обставина потребує їх послідовного виймання та роздільного складування з метою подальшого використання. Крім основного призначення бурого вугілля для використання в енергетичному напрямку, з нього також можна формувати брикети та виділяти гірський віск, що є цінною сировиною для багатьох галузей промисловості. Вуглисті глини придатні для теплоенергетики шляхом спалення у котлах циркулюючого киплячого шару. Поряд з детально розвіданим Ново-Дмитрівським буровугільним родовищем відомо ще понад 10 аналогічних, які досліджені недостатньо повно. Їх деталізація і повинна промислова оцінка буде сприяти збільшенню запасів єдиного паливно-енергетичного комплексу, підвищенню його техніко-економічних показників у процесі експлуатації.

Ґрунтуючись на понятті концепції, як певного способу розуміння й конструктивного принципу в стратегії освоєння родовищ корисних копалин, можливо виділити основні положення розробки буровугільних покладів нового типу: повнота виймання корисних копалин з надр; потоковість процесів їх розробки, раціональне складування порід розкриву і вибір місця використання товарної продукції; мінімальне порушення земельної території і максимально можливе відновлення її для використання у різних напрямках господарювання; максимальна економічна ефективність застосовуваного способу розробки.

Узагальнюючи результати досліджень й існуючого стану розробки буровугільних родовищ в Україні, можливо коротко охарактеризувати наступні концептуальні положення комплексного освоєння корисних копалин у сольових штоках:

- значна потужність покриваючих порід поряд із потужністю продуктивних шарів до 40–80 м, представлених м'якими різновидами, дозволяє широко застосовувати відкритий спосіб видобутку бурого вугілля до глибини 300–400 м від денної поверхні;

- внаслідок недосконалої технології розробки корисних копалин та складування відходів виробництва у початковий період видобуток бурого вугілля супроводжується істотним порушенням земної поверхні. Можливість складування відходів гірничого виробництва у виробленому просторі з'являється тільки після досягнення кінцевої глибини кар'єра та повного відпрацювання вугілля у межах прибортової частини кар'єрних полів. Основним концептуальним напрямком освоєння таких родовищ в Україні варто вважати розвиток гірничих робіт у кар'єрі з наростаючим графіком режиму виймання порід розкриву, першочерговим формуванням виробленого простору на граничній глибині кар'єрного поля з наступним складуванням до нього порід розкриву, а в повністю відпрацьованих кар'єрах – разом з ними й відходів збагачення;

- відходи гірничо-збагачувального виробництва містять коштовні для будівельних галузей промисловості попутні корисні копалини, виділення яких і реалізація в якості вторинної товарної продукції не тільки забезпечить додатковий при-

буток гірничодобувному підприємству, але й дозволить відмовитися від надмірного порушення земельних площ зовнішніми відвалами й хвостосховищами;

– створення насипного ґрунтового покриву на рекультивуємій території повинне відповідати бонітету родючих земель, внаслідок чого їхнє відновлення у процесі експлуатації дозволить підприємству компенсувати частину понесених витрат.

Аналізуючи результати огляду літературних джерел [1], можна зробити висновок, що саме землезберігаюча технологія розробки нахилених частин буровугільних родовищ, за аналогією з розробкою пологих м'яких корисних копалин, забезпечить найбільш швидке формування виробленого простору в межах кар'єрного поля для безпечного й ефективного складування в ньому відходів гірничого виробництва. Внутрішньокар'єрне їхнє розміщення дозволить істотно скоротити відстань доставки відходів до сховищ. За рахунок цього буде досягнуте раціональне споживання грошових ресурсів при істотному землезбереженні [2].

При створенні й обґрунтуванні основних положень землезберігаючих технологій варто дотримуватися відзначених концептуальних положень. Їх можна створити тільки для конкретних родовищ і кар'єрних полів. При цьому економічність відкритих гірничих робіт визначає особливість конструювання гірничотранспортної системи розробки з розміщенням відходів виробництва безпосередньо у виробленому просторі кар'єру. Це також буде сприяти й мінімальним розмірам земель, що порушують, відвід яких останнім часом чітко регламентується законодавством України [3].

Для ефективного використання виробленого простору встановлюють загальні обсяги порід розкриву й відходів збагачення, максимальні й мінімальні глибини кар'єру, місце закладення кар'єру першої черги, а також напрямок переміщення фронту гірничих робіт при відпрацьовуванні кар'єрного поля. Обсяги добувних і розкривних робіт, а також їхні параметри визначають за відомими методиками [4,5]. Усереднену глибину заповнення виробленого простору кар'єру  $H$  ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) розраховують за формулою

$$H = \frac{V - V_n + (P - P_n) \cdot K_x}{S - S_n};$$

де  $V, P, S$  – об'єми порід розкриву й корисної копалини в контурах кар'єрного поля,  $\text{м}^3$ ;  $V_n, P_n$  – першочергові об'єми порід розкриву й корисної копалини, що заскладовані в зовнішні сховища,  $\text{м}^3$ ;  $K_x$  – вихід відходів збагачення корисної копалини, частки од.;  $S, S_{\text{п}}$  – площі кар'єрного поля й зовнішнього сховища,  $\text{м}^2$ .

При цьому передбачається повне заповнення виробленого простору на усередненій глибині з виходом до поверхні непорушених земель під кутом не більше за  $2-3^\circ$ . Відзначені концептуальні положення створення землезберігаючої технології розробки буровугільних родовищ вимагають обґрунтування ефективних технічних рішень стосовно до конкретних гірничогеологічних умов, які змінюються у досить широкому діапазоні. У цьому зв'язку потрібно вдосконалити методіку розрахунку витрат на складування відходів гірничого виробництва з позиції трудо-

місткості виконання транспортних робіт при доставці вугілля споживачу й складуванню порід розкриття та відходів збагачення з можливістю виділення попутних корисних копалин у максимальних обсягах.

Методологічно формалізація пошуку оптимальних параметрів землезберігаючої технології складування відходів виробництва в системі гірничо-збагачувального комплексу при розробці бурого вугілля охоплює наступні етапи:

- обґрунтування критерію оптимальності;
- підготовка вихідної інформації, необхідної для дослідження моделі гірничотранспортних робіт у комплексі;
- встановлення керованих змінних;
- складання структури можливих технологічних рішень для виконання конкретних робіт;
- складання економіко-математичної моделі й рішення її для визначення оптимальних показників.

Оскільки цільова функція землезберігаючої технології занадто громіздка, рішення її виконується методом декомпозиції з виділенням локальних економіко-математичних моделей, що характеризують роботу основних технологічних комплексів і дозволяють у результаті оптимізації кожної з них одержати максимальне позитивне рішення по системі в цілому [4].

При рішенні технічних завдань у якості критерію оцінки порівнюваних варіантів загальноприйнятим до останнього часу є сумарні грошові витрати на виробництво товарної продукції, зіставлення яких для базової й нової техніки й технології визначає економічну ефективність пропонованих заходів [5]. Варіант нової техніки вважається кращим у випадку, якщо витрати на його реалізацію  $C_n$  (грн.) є мінімальними.

Оскільки при розробці бурого вугілля процеси переділу корисної копалини і його збагачення залишаються незмінними при різних схемах використання виймально-навантажувального устаткування й розміщення відходів збагачення, вважається достатнім прийняти за критерій оптимальності мінімальні питомі витрати на гірничотранспортні роботи  $C_{гтр}$  (грн/т) у межах земельного відводу, тобто

$$C_{гтр} = \frac{C_{пр} + C_x}{Q_p} \rightarrow \min;$$

де  $C_{пр}$  – сумарні витрати на видобуток корисної копалини в кар'єрі, грн.;  $C_x$  – витрати на доставку хвостів збагачення й складування їх у відвали, грн.;  $Q_p$  – продуктивність підприємства по видобутку сирової руди, т.

Родовища бурого вугілля, що розглядалися вище, за характеристикою залягання продуктивних шарів у масиві відносяться до мультіподібних з горизонтальним розповсюдженням у основній площині кар'єрного поля. Виробнича потужність кар'єрів з видобування бурого вугілля для розглядаємих родовищ суттєво залежить від геологічних і гірничих умов, розміру запасів, планової потреби в товарній продукції, відпускної ціни, собівартості розробки, а також від можливості розширення підприємства при доцільних умовах забудови прилеглої площі земельного відводу і обмеження його природними та промисловими

об'єктами. З початку проектування встановлюють можливу виробничу потужність кар'єру по вугіллю  $A_{п.п}$  (млн. т/рік), яка є максимальною при заданих гірничих умовах. Для пологих родовищ вона розраховується за формулою

$$A_{n.n} = v \cdot h_n \cdot L_{\phi} \cdot \gamma \cdot K_{p.c} \cdot \frac{1 - \Pi_n}{1 - B_3};$$

де  $v$  – річна швидкість посування фронту робіт по вугіллю, м;  $h_n$  – вертикальна потужність вугільного шару у межах кар'єра, м;  $L_{\phi}$  – довжина фронту робіт по корисній копалині, м;  $K_{p.c}$  – коефіцієнт вугленості, що дорівнює відношенню загальної площі вугілля до площі відповідного горизонту (він може змінюватися від 0,3 до 1,0; як правило його розмір становить 0,8 – 0,9);  $\Pi_n$  – втрати вугілля при розробці, частка од.;  $B_3$  – засмічення вугілля пустими породами, частка од.

Виробничу потужність кар'єру, яка встановлена за гірничою можливістю, є верхнім технічно досягаємим обмеженням. Проте її величина може бути скорегована за рахунок обмеження запасів корисної копалини у родовищі, неможливості розширення сировинної бази підприємства, зниження планової потреби в товарній продукції. Так, за нормами технологічного проектування гірничорудних і вугільних підприємств [5] річна виробничу потужність по корисним копалинам регламентується термінами їх експлуатації:

Річна потужність, млн. т	Термін експлуатації, роки
До 5	10 – 20
5 – 10	20 – 25
10 – 20	30 – 35
20 – 30	40 – 50
понад 30	понад 60

Проте при чіткому обґрунтуванні допускаються певні відхилення від вказаних термінів. Причому, інститутом Гіпроруда по цьому обмеженню встановлено, що для всіх підприємств, незалежно від масштабу і структури виробництва, характерна загальна тенденція: при скороченні терміну експлуатації кар'єра у зв'язку із збільшенням річного об'єму виробництва збільшення собівартості товарної продукції приводить до росту недоамортизації основних фондів. На діючих підприємствах, які запроектовані і побудовані поблизу міст і великих промислових об'єктів, стиснутих річками, балками і водоймами, де нема перспектив для нарощування сировинної бази, їх виробничу потужність обмежена. Це ж положення відноситься і до планування потреби в корисних копалинах, коли визначається черговість освоєння родовища, способу його розробки і виробництва товарної продукції, відстані її транспортування до споживача та об'ємами її переробки. Оптимальна виробничу потужність кар'єра повинна також забезпечувати мінімальні втрати вугілля у надрах та збитки в результаті зниження якості добуваної сировини.

Поряд із основною корисною копалиною (буре вугілля) з надр видобуваються, по наявності, також і попутні корисні копалини (вуглисті глини, діатоміти, вапняки, пісок тощо) та пусті породи розкриву. Вони можуть складуватися

роздільно, або ж сумісно у внутрішні або зовнішні відвали. Під час планування організації добування вугілля встановлюється доцільний режим розкривних робіт і поточний коефіцієнт розкриття, величина якого суттєво впливає на собівартість основного виробництва. Встановлена таким чином виробнича потужність кар'єру по гірничій масі повинна бути забезпечена провозною здатністю транспортних комунікацій і виходами з кар'єру, інтенсивністю розвитку гірничих робіт, потужністю і кількістю гірничотранспортного обладнання. Організація гірничотранспортних робіт для виконання добувних і розкривних робіт в планових об'ємах забезпечується відповідними схемами розкриття та системами розробки родовищ. При постійній потужності вугільних шарів потрібна виробнича потужність кар'єра забезпечується відповідно швидкістю посування уступів, а для нахилених – їх кількістю, що одночасно розроблюються (табл.).

Таблиця

Основні показники експлуатації буровугільних родовищ

Показники	Родовище		
	Бантисhevське	Берекське	Степківське
Геологічні запаси, млн. т	12,0	161	22,9
Характерна потужність покладів вугілля, м	15 – 17	5,0	25 – 35
Потужність порід розкриття, м	180	130 – 150	265
Середній коефіцієнт розкриття, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup>	1,09	28,4	8,8
Річна продуктивність з видобування:			
– вугілля, млн. т	0,6	2,7	1,0
– порід розкриття, млн. м <sup>3</sup>	0,85	99,7	11,4
Термін експлуатації, роки	22	62	25
Відстань до Ново-Дмитрівської ЗФ, км:			
– нова траса	16,0	19,2	24,8
– існуючими комунікаціями, в т.ч.:	29,6	24,0	43,8
– вихід до існуючих комунікацій	0,8	0,8	9,6
– діючі автодороги	8,8	22,4	34,2
– діюча залізниця	20,0	—	—
– вихід до місця переробки	0,8	0,8	0,8

Оскільки розглядаємо родовища бурого вугілля відносяться до пологих на виходах країв до земної поверхні і горизонтальних – у центральній частині та підлягають детальній геологічній оцінці, виробнича потужність кар'єрів приймається відповідною термінам амортизації основного гірничо-транспортного обладнання. Відносно невелика виробнича потужність наведених кар'єрів може служити резервом у процесі експлуатації Ново-Дмитрівського буровугільного родовища [6], де сприятливі умови поверхні дозволяють розташувати не тільки ТЕС та допоміжні промислові виробництва, а й розмістити відходи переробки вугілля і частину пустих порід у прилеглих балках (рис.).

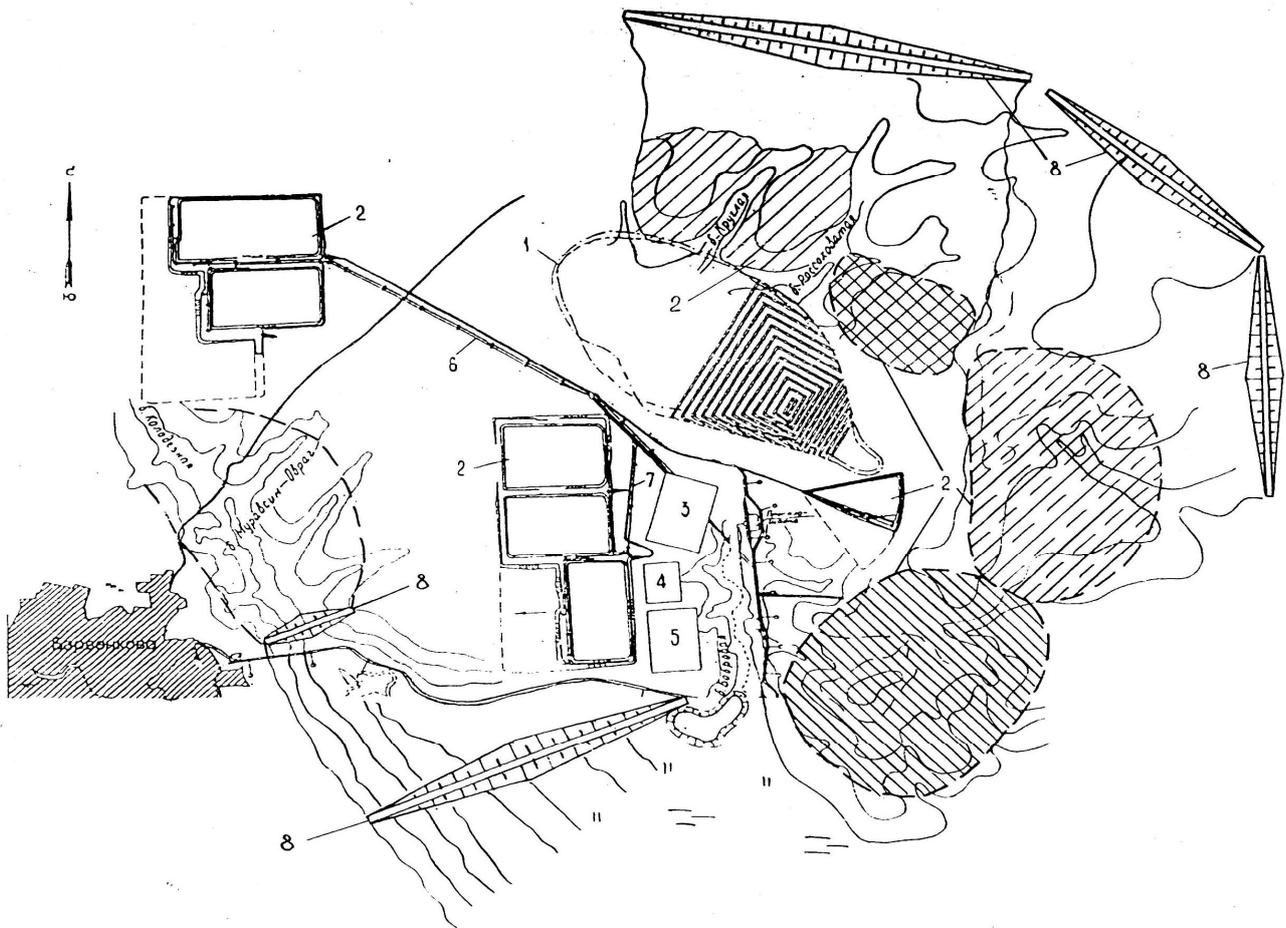


Рис. 1. Схема об'єктів промислової площадки Ново-Дмитрівського підприємства для переробки бурого вугілля і складування відходів виробництва: 1 – границя кар'єру по поверхні; 2 – відвали різнотипових порід розкриття та водосховища; 3,4,5 – об'єкти промплощадки; 6,7 – магістральний і відвальний конвеєри відповідно; 8 – водоупорні дамби водосховищ для дренажних вод

Доцільні параметри систем розкриття і розробки вугільних покладів слід обґрунтовувати сумісно з оптимізацією техніко-економічних показників різновиду промислового транспорту і відстанню переміщення порід розкриття, а корисних копалин – до місця переробки в товарну продукцію.

#### Список літератури

1. Бизов В.Ф. Відкриті гірничі роботи [Текст]: підруч. / В.Ф. Бизов, А.Ю. Дриженко. – Кр. Ріг: КТУ, 2004. – Т. XIII. – 341 с.
2. Дриженко А.Ю. Открытая разработка железных руд Украины: состояние и пути совершенствования [Текст]: моногр. / А.Ю. Дриженко, Г.В. Козенко, А.А. Рыкус; под. ред. А.Ю. Дриженко. – Д.: НГУ, 2009. – 452 с.
3. Дриженко А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы [Текст]: моногр. / А.Ю. Дриженко. – Д.: НГУ, 2011. – 544 с.
4. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. – Л.: Минчермет СССР, 1986. – 264 с.
5. Открытые горные работы [Текст]: справ. / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 500 с.

6. Розробка нових технологій комплексного освоєння унікального буровугільного родовища для створення потужного паливно-енергетичного комплексу: звіт по НДР ГП-432 (заключ.) / Державний ВНЗ “НГУ”; керів. А.Ю. Дриженко. – ДР0109U002812. – Дн-ськ, 2010. – 108 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.  
Надійшла до редакції 07.05.2012*

УДК 622.271.33

© О.О. Шустов, П.А. Дьячков

## **ОПТИМІЗАЦІЯ ДОВЖИНИ СТІЧКОВИХ ВИБІЙНИХ КОНВЕЄРІВ ПРИ РОЗКРИТТІ ОБВОДНЕНИХ БУРОВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ**

Рассмотрены способы передвижки забойных ленточных конвейеров в новую заходку. Установлена взаимосвязь между затратами на эксплуатацию выемочно-погрузочного и транспортно-оборудования и его производительностью. Обоснован оптимальный состав конвейерной линии из 3–4 конвейеров в забое длиной по 600–800 м.

Розглянуті способи переміщення вибійних стрічкових конвеєрів до нової західки. Встановлений взаємозв'язок між витратами на експлуатацію виймально-навантажувального обладнання та його продуктивністю. Обґрунтований оптимальний склад конвеєрної лінії з 3–4 конвеєрів у вибою довжиною по 600–800 м.

The methods of advancing downhole belt conveyors in a new stope is considered. The relationship between the cost of operation and cutter-loading of the transport equipment and its performance. The optimal composition of the conveyor-term bottom-line in a 3-4 pipelines up to 600-800 m is ground.

**Вступ.** Параметри системи розробки на вугільних розрізах визначаються способом виймання і транспортування порід розкриття, оскільки у загальному об'ємі ці процеси займають провідне місце. Мінімізацію витрат на виймальні роботи необхідно виконувати шляхом інтенсивного посування виробок розкриття до кінцевої глибини кар'єру нахиленими уступами. При цьому для здійснення гірничих робіт у суттєво обводненій частині робочої зони буровугільних кар'єрів слід застосовувати потужні драглайни у комплексі з стрічковими конвеєрами та бункерами перевантажувачами [1].

**Актуальність теми.** Технологія виробництва відкритих гірничих робіт на верхніх горизонтах із застосуванням стрічкових конвеєрів пов'язана з періодичним їх пересуванням до нового положення у вибої услід за посуванням фронту виймальних робіт. Засоби переміщення вибійних стрічкових конвеєрів доволі різноманітні. Досвід застосування механізованих засобів для пересування конвеєра у нове положення відомий з практики ряду кар'єрів України та зарубіжжя. Натепер застосовуються декілька способів механізованого переміщення стрічкових конвеєрів. Найбільшого поширення серед них набули пересувачі на гусеничному або колісному ході, що відрізняються великою маневреністю і високими швидкостями, що вкрай важливо в умовах частих пересувань конвеєрів. В

умовах відкритої розробки корисних копалин на Україні пересувні роботи здійснюються переважно турнодозерами [2]. Проте на ефективну роботу в комплексі з драглайними вони не розраховані. Звичайно конвеєрна лінія складається з двох конвеєрних ставів довжиною по 900 – 1200 м. Пересув її ведеться відразу після повного відпрацювання виймальної західки роторними екскаваторами. У процесі пересуву конвеєрної лінії екскаватор не працює. Введення до комплексу допоміжного перевантажувача ускладнює процес виймання обводнених порід і підвищує його вартість. У цьому зв'язку актуальним є питання зменшення простоїв виймально-навантажувального і транспортного обладнання по мірі відпрацювання виймальної західки.

**Мета роботи** полягає в обґрунтуванні параметрів транспортування обводненої гірничої маси вибійними стрічковими конвеєрами при відпрацюванні західки.

**Викладення основного матеріалу.** Оскільки продуктивність екскаватора при навантаженні гірничої маси в бункер-перевантажувач залежить від інтенсивності експлуатації транспортної лінії, проведено дослідження щодо встановлення оптимальної довжини окремих конвеєрів в її складі та їх кількості при відпрацюванні західки. Так, при розкритті Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля рекомендовано застосовувати потужні драглайни та роторні комплекси з видаленням гірничої маси із вибоїв стрічковими конвеєрами. При цьому ефективність роботи обладнання в схемі прямопропорційно залежить від простоїв екскаватора під час пересувки конвеєрної лінії, що в свою чергу впливає на загальну втрату його продуктивності у цілому.

Слід відмітити, що глибину кар'єру при досягненні Основного вугільного пласта обґрунтовано розділити на 6 горизонтів потужністю по 60 м кожен. Довжина фронту гірничих при поглибленні кар'єру змінюється від 2400 м (верхній розкривний горизонт) до 900 м (нижній вугільний горизонт). У якості критерія оптимальності прийнято мінімальну собівартість видобутку гірничої маси при відпрацюванні західки встановленої довжини. На двох верхніх горизонтах довжиною 2400 та 2100 м задіяна схема роботи обладнання у складі роторного екскаватора типу СРС-6300, лінії стрічкових конвеєрів, перевантажувача ПГ-5000/60 та відвалоутворювача ОШР-10000/190. Методика розрахунку витрат на експлуатацію обладнання в схемі виглядає наступним чином.

Загальні витрати на експлуатацію обладнання в схемі  $Z_{заг}$  (грн./добу) визначаються за формулою

$$Z_{заг} = Z_e + Z_k + Z_{nv} + Z_{nc} \quad (1)$$

де  $Z_e, Z_{nv}, Z_k, Z_{nc}$  – витрати на експлуатацію екскаватора і перевантажувача, транспортування гірничої маси конвеєром та пересувку конвеєрної лінії відповідно, грн./добу.

Витрати на експлуатацію екскаватора  $Z_e$  (грн./добу) визначаються за формулою

$$Z_e = Z_{з.п.} + A + Z_{ел.} \quad (2)$$

де  $Z_{з.н.}$  – заробітна плата бригади роторного екскаватора, грн./добу;  $A$  – амортизаційні відрахування на експлуатацію екскаватора (0,14 річних), грн./добу;  $Z_{ел.}$  – витрати на електроенергію, грн./добу

Слід відмітити, що заробітна плата працівників бригади вираховувалась згідно тарифних розрядів і преміальних нарахувань за вихідні дні та перепрацювання, які існують на ОГЗК. Амортизаційні відрахування на експлуатацію обладнання приймалися в розрахунку 10 тис. дол. США на 1 т маси і становлять

$$A = C_e \cdot 0,14 \quad (3)$$

де  $C_e$  – номінальна вартість екскаватора, млн. грн.

$$C_e = m_e \cdot C_m \quad (4)$$

де  $m_e$  – маса екскаватора, т;  $C_m$  – вартість однієї тони маси екскаватора, грн.

Витрати на електроенергію обчислюються за формулою

$$Z_{ел.} = 24 \cdot K_e \cdot N_e \cdot C_{квт}, \quad (5)$$

де  $K_e$  – коефіцієнт використання екскаватора в часі, ( $K_e=0,6$ );  $N_e$  – встановлена потужність двигунів екскаватора, кВт;  $C_{квт}$  – вартість 1 кВт·год споживання електроенергії, ( $C_{квт}=0,48$  коп / кВт·год).

Оскільки витрати на амортизаційні відрахування та заробітну плату працівників являються сталою величиною, в подальшому алгоритм розрахунку витрат на експлуатацію обладнання в схемі не змінюється. В свою чергу витрати на пересувку конвеєрів у схемі залежить від їх кількості, а отже і варіації привідних станцій у загальній лінії.

Розглянувши вищесказане, виведено загальний вираз для визначення оптимальної довжини конвеєра в лінії при використанні роторних екскаваторів і потужних драглайнів, що має вид:

$$Z_{заг} = n_m [Z_e + Z_{нв} + k_{пр}(Z_e + Z_{нв}) + Z_k + Z_{нс}n_k + Z_{ел}(n_k - n_{кн})] \rightarrow \min, \text{ грн./добу} \quad (6)$$

де  $n_m$  – кількість діб роботи обладнання в лінії при відпрацюванні західки, од.;

$$n_m = \frac{V_{зах}}{Q_e} \quad (7)$$

де  $V_{зах}$  – об'єм західки на горизонті, млн. м<sup>3</sup>;

$$V_{зах} = L_3 \cdot B_3 \cdot h_y \quad (8)$$

де  $Q_e$  – добова продуктивність обладнання в схемі з урахуванням простоїв, м<sup>3</sup>/добу;

$$Q_e = \frac{3600 \cdot EK_H K_3 K_B (T_{зм} \cdot n_{зм} - T_{пр})}{t_{ц} K_p} \quad (9)$$

де  $T_{пр}$  – термін простою екскаватора, діб.

$$T_{пр} = n_{зм}(T_{нз} + T_{нн}), \text{ год} \quad (10)$$

де  $n_{зм}$  – кількість робочих змін на добу, од.;  $T_{нз}$ ,  $T_{нн}$  – час на прийом і здачу зміни та на позаплановий ремонт екскаватора, год;  $k_{пр}$  – коефіцієнт, що враховує витрати при простоях екскаватора і бункера-перевантажувача,

( $k_{np}=0,6$ );  $Z_k, Z_{el}$  – витрати на транспортування гірничої маси та електроенергії працюючих конвеєрів у лінії, грн./добу;  $n_k, n_{кн}$  – загальна кількість конвеєрів у лінії та тих, що не працюють.

Собівартість видобутку гірничої маси при вийманні західки  $C_{2м}$  (грн./м<sup>3</sup>) визначається за формулою

$$C_{2м} = \frac{Z_{заг}}{Q_e} \quad (11)$$

Згідно наведеної методики отримано оптимальну довжину конвеєрів на кожному із шести горизонтів при розкритті Ново-Дмитрівського буровугільного родовища. Верхній розкривний горизонт довжиною 2400 м поділено на рівномірну кількість конвеєрів у лінії заданої довжини. Для кожного варіанту розраховано собівартість видобутку гірничої маси, результати чого наведені на рис. 1.

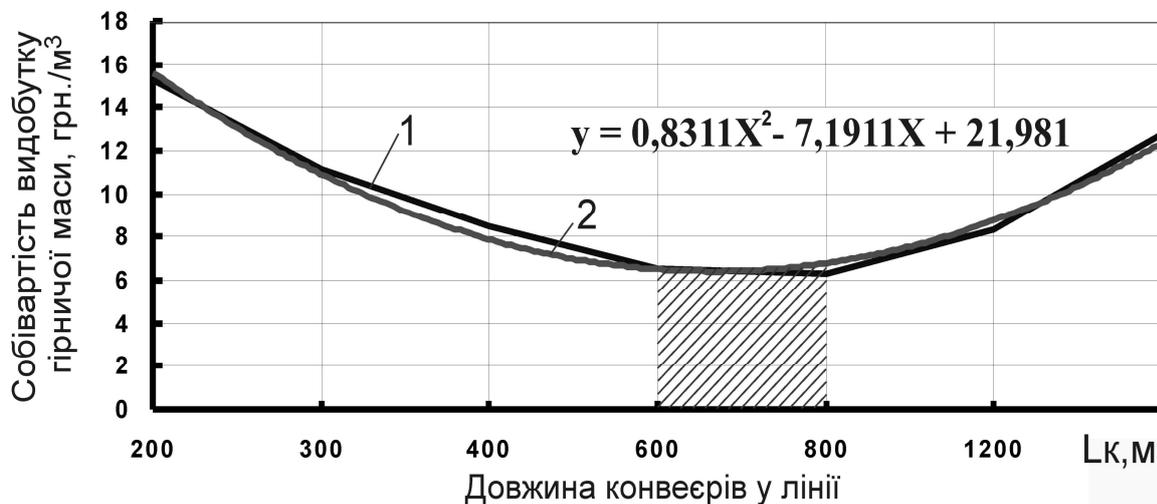


Рис. 1. Графік залежності довжини конвеєрів у лінії від собівартості видобутку гірничої маси при розкритті верхнього горизонту довжиною 2400 м:  
1 – теоретична залежність; 2 – поліноміальна залежність

З рис. 1 видно, що оптимальна довжина конвеєрів складає 600 – 800 м, а їх кількість у схемі відповідно становить 3 – 4 одиниці. Перегинання кривої лінії свідчить про зростання витрат на просте виймальне обладнання та на пересувку конвеєрів при збільшенні їх кількості у загальній лінії. Це обумовлено збільшенням числа привідних і натяжних станцій, в наслідок чого зростає їх вартість і час на пересувку. Однак при розрахунках виявлено, що витрати на електроенергію пропорційно зменшуються при збільшенні числа конвеєрів, оскільки встановлена потужність їх двигунів значно нижче ніж конвеєрів великої довжини, а час роботи значно менше.

При розкритті нижніх горизонтів довжиною 1800, 1500, 1200 та 900 м відповідно, у якості основних виймальних екскаваторів на Ново-Дмитрівському кар'єрі пропонується застосовувати драглайни типу ЕШ-20/90 у комплексі з бункерами-перевантажувачами і лініями стрічкових конвеєрів. Дослідження довжини окремих

їх ланок на третьому горизонті показують, що оптимальним числом конвеєрів у схемі буде 3 – 4 одиниці довжиною 450-600 м. Однак із поступовим скороченням довжини горизонту з 1800 до 900 м спостерігається послідовне зменшення числа конвеєрів у лінії до 2 – 3 одиниць (рис. 2).

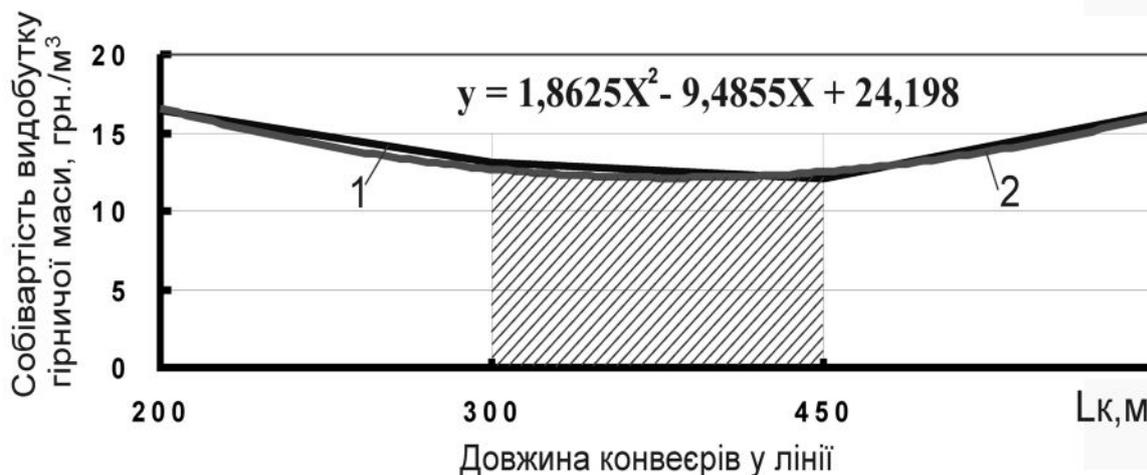


Рис. 2. Графік залежності довжини конвеєрів у лінії від собівартості видобутку гірничої маси при розкритті нижнього горизонту довжиною 900 м:  
1 – теоретична залежність; 2 – поліноміальна залежність

Із рис. 2 видно, що перегинання кривої витрат на добування гірничої маси з використанням потужних драглайнів є аналогічним як і при експлуатації роторних комплексів на верхніх горизонтах. При цьому продуктивність екскаваторів має тенденцію зросту, оскільки виникає можливість поступово відпрацьовувати поздовжні західки без холостих перегонів та довгострокового простою виймально-навантажувального і транспортного обладнання. Результати розрахунків для всіх горизонтів Ново-Дмитрівського родовища наведені в таблиці.

Із таблиці чітко видно зміну добової витрати електроенергії на експлуатацію стрічкових конвеєрів у транспортній лінії та варіацію собівартості видобутку гірничої маси при відпрацюванні виймальної західки. Час відпрацювання західки драглайном ЕШ-20/90 у середньому складе 5,5 місяців, що відповідає надійним нормативним показникам роботи одноковшових екскаваторів при вийманні обводнених м'яких корисних копалин [3].

**Висновки.** Оптимізація довжини стрічкових конвеєрів у транспортній лінії показала, що найбільш ефективним з точки зору роботи виймально-навантажувального обладнання з максимальною її продуктивністю буде використання 3-4 конвеєрів, послідовно розміщених один за одним на всю довжину фронту гірничих робіт кожного горизонту. Це в свою чергу зменшить простой роторних комплексів і драглайнів за рахунок почергової пересувки конвеєрів невеликої довжини. При цьому з'являється можливість безпосереднього навантаження гірничої маси драглайном на торцевий конвеєр, що передбачено конструктивною особливістю бункера-перевантажувача.

Таблиця

Техніко-економічні параметри визначення оптимальної довжини конвеєрів  
у схемі

Параметри	Номер горизонту, що відпрацьовується / довжина фронту гірничих робіт, м					
	I/2400	II/2100	III/1800	IV/1500	V/1200	VI/900
Склад обладнання / (добова продуктивність м <sup>3</sup> /добу)	СРС+конвеєри+ ПГ+ОШР (128478)	- // -	ЕШ+бункер+конвеєри+ОШР (19374)	- // -	- // -	- // -
Об'єм західки на горизонті, млн. м <sup>3</sup>	13,2	11,55	3,24	2,7	2,16	1,62
Час відпрацювання західки, діб	103	90	167	139	112	84
Схема з'єднання конвеєрів у лінії / встановлена потужність двигунів одного конвеєра, кВт	1×2400 / 2×1040	1×2100 / 2×965	1×1800 / 2×870	1×1500 / 670	1×1200 / 520	1×900 / 420
	2×1200 / 520	2×1000 / 470	2×900 / 420	2×700 / 340	2×600 / 310	2×450 / 250
	3×800 / 380	3×700 / 340	3×600 / 310	3×500 / 270	3×400 / 230	3×300 / 160
	4×600 / 310	4×500 / 270	4×450 / 250	4×350 / 190	4×300 / 160	4×200 / 130
	6×400 / 230	5×400 / 230	6×300 / 160	5×300 / 160	6×200 / 130	-
Добові витрати на споживання електроенергії одного конвеєра в схемі, грн/добу	8×300 / 160	7×300 / 160	9×200 / 130	7×200 / 130	-	-
	12×200 / 130	10×200 / 130	-	-	-	-
	14376	13340	12026	4631	3594	2903
	3594	3248	2903	2350	2142	1728
	2626	2350	2142	1866	1589	1105
Собівартість видобутку гірничої маси при відпрацюванні західки, грн / м <sup>3</sup>	2142	1866	1728	1313	1105	898
	1589	1589	1105	1105	898	-
	1105	1105	898	898	-	-
	898	898	-	-	-	-
	15,26	14,54	23,37	19,49	18,21	16,43
Собівартість видобутку гірничої маси при відпрацюванні західки, грн / м <sup>3</sup>	11,16	10,45	18,25	17,31	14,54	13,11
	8,47	7,95	15,19	13,97	11,83	12,07
	6,54	6,17	13,44	12,44	13,48	16,2
	6,29	5,48	16,49	14,29	17,37	-
	8,36	7,25	21,74	18,76	-	-
	12,79	10,34	-	-	-	-

#### Список літератури

1. Шустов О.О. Організація відробки обводнених м'яких порід драглайном у комплексі з бункером-перевантажувачем і стрічковим конвеєром / О.О. Шустов // Форум гірників: міжн. наук.-практ. конф., 13-15 жовт. 2011 р. – Дн-ськ., 2011. – С. 56 – 60.
2. Тартаковский Б.Н. Передвижка ленточных конвейеров на открытых горных работах за рубежом / Б.Н. Тартаковский, В.Н. Коновалов, А.П. Семенов. – М.: Недра, 1966. – 102 с.
3. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. – М.: Минуглепром СССР, 1986. – 126 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.  
Надійшла до редакції 07.05.2012*

## **ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВСАСЫВАНИЯ ГРУНТА В ПОДВОДНОМ ЗАБОЕ ЗЕМСНАРЯДА**

Обоснована актуальность применения поверхностного и смешанного режима разработки грунтов при подводной добыче. Выполнено физическое моделирование процесса всасывания грунта. Предложено введение безразмерного комплекса, характеризующего рациональность применения разрыхлителей для интенсификации процесса добычи грунта в подводном забое.

Обґрунтована актуальність застосування поверхневого та змішаного режиму розробки ґрунтів при підводному видобутку. Виконане фізичне моделювання процесу усмоктування ґрунту. Запропоноване уведення безрозмірного комплексу, який характеризує раціональність застосування розпушувачів для інтенсифікації процесу видобутку ґрунту у підводному вибої.

Actuality of application of the superficial and mixed mode of soils development at a submarine booty is grounded. The physical design of soil suction process is executed. Introduction of dimensionless complex, characterizing rationality of application of washout for intensification of soil booty process in a submarine face is offered.

Известно, что всасывающая труба, при свободном всасывании чистой воды, представляет собой в гидравлическом отношении сток, поле которого является одним из видов потенциального (безвихревого) движения [1,2]. Область, прилегающую ко всасывающему наконечнику, называют зоной всасывания. Зона всасывания может иметь форму сферы, как при всасывании чистой воды из неограниченного пространства вертикально расположенной трубой, так и более сложное пространственное очертание во всех других случаях.

Свободное всасывание грунта представляет собой отделение частиц грунта от массива и перенос их к всасывающему наконечнику, осуществляющийся потоком воды, перемещающимся по поверхности забоя под действием разности давлений на поверхности воды в водоеме и на входе в рабочее колесо грунтового насоса. То есть, свободное всасывание частиц грунта в составе пульпы в подводном забое, по своей физической природе, представляет процесс эрозионного размыва и переноса [1,2].

Известны три режима всасывания грунта: поверхностный, глубинный и смешанный [1,2]. При поверхностном способе всасывания разработка грунта ведется при установке всасывающего патрубка непосредственно на поверхность грунта. Процесс всасывания протекает с образованием изменяющейся щели всасывания, т.е. определенного расстояния от всасывающего наконечника до забоя (Рис. 1). Глубинный способ всасывания предусматривает протекание процесса под слоем грунта из замкнутой зоны размыва, которая представляет собой замкнутую зону искусственного массообмена. Данный способ всасывания представляет большой интерес, так как позволяет обеспечить максимальную эффективность процесса за счет максимальной концентрации пульпы [3]. Однако реализация данного процесса возможна только с применением конструктивно и технологически сложных добычных систем и не может быть осуще-

ствлена в подавляющем большинстве случаев подводной добычи. Работа грунтозаборного устройства под слоем грунта может быть обеспечена только при реализации особой конструкции как собственно грунтозаборного устройства и землесосного снаряда в целом, так и соответствующей технологии ведения добычных работ, что требует значительных капитальных затрат. Смешанный способ является средним между поверхностным и глубинным.

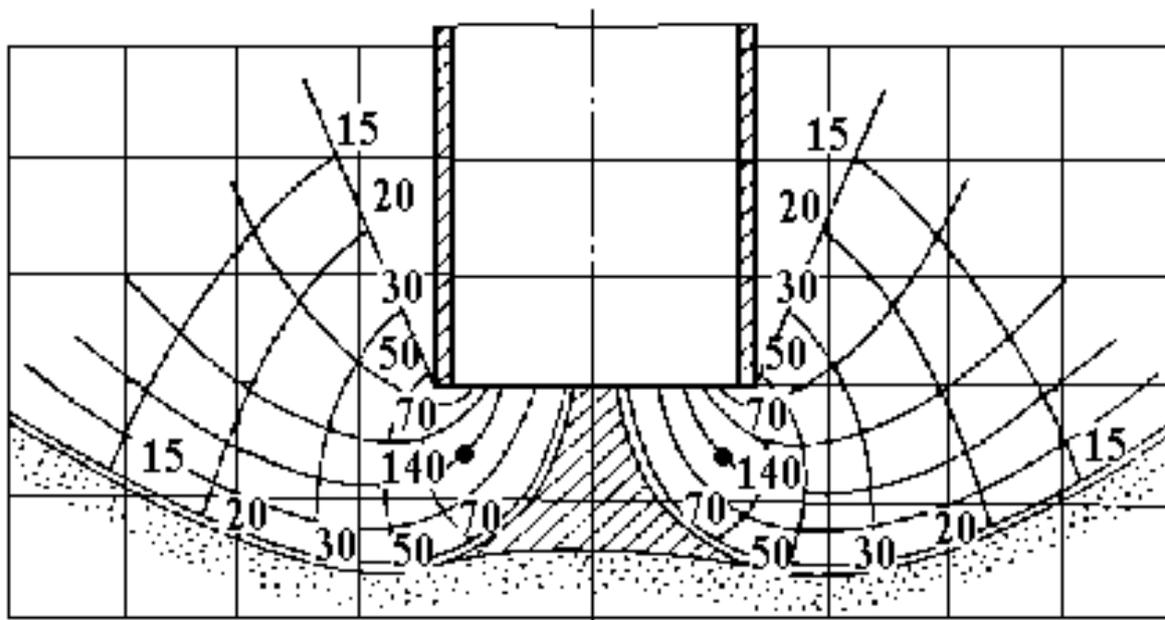


Рис. 1. Схема процесса поверхностного всасывания грунта

При разработке несвязных песков с глубин до 18 м актуально применение традиционных добычных комплексов в составе плавучих землесосных земснарядов и рефулерных пульпопроводов. При этом может быть обеспечен поверхностный и смешанный режим всасывания грунта при средней объемной концентрации пульпы около 20% [4]. В связи с этим, изучение и обоснование рациональных параметров процесса поверхностного и смешанного режима всасывания грунта в подводном забое является важной и актуальной научно-технической задачей.

Поверхностный режим всасывания, в основном, зависит от скорости движения потока пульпы в щели всасывания, определяющей интенсивность размыва и захвата всасываемым потоком частиц грунта. Скорость всасывания является важнейшим кинематическим параметром и, в общем виде, может быть выражена как [1,2]:

$$V_{вс} = \frac{Q_{вс}}{S_{вс}}, \text{ м/с}$$

где  $Q_{вс}$  – расход всасываемой гидросмеси,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $S_{вс}$  – площадь сечения в зоне всасывания,  $\text{м}^2$ .

Скоростью в щели всасывания называют скорость в зоне всасывания, т.е. еще до входа пульпы в приемное отверстие всасывающего наконечника. В соответствии с выполненными ранее исследованиями на базе скоростной кино-

съемки, установлено, что по мере удаления от всасывающего наконечника эта скорость убывает очень быстро. В точке, удаленной от приемного отверстия на расстояние в один его диаметр скорость уже в 2–3 раза меньше, чем в самом приемном отверстии (рис. 1). Скорость в щели всасывания, в соответствии с сеткой скоростного поля зоны всасывания, можно определить из зависимости

$$V_{щ} = \frac{Q_{вс}}{\pi d_{вс} t_{щ}}, \text{ м/с}$$

где  $d_{вс}$  – диаметр всасывающего наконечника, м;  $t_{щ}$  – ширина щели всасывания, м.

Видно, что скорость всасывания является функцией лишь расхода пульпы и размеров всасывающего наконечника, в то время как скорость в щели всасывания зависит еще и от ее ширины.

При установившемся процессе всасывания скорость всасывания является величиной постоянной, в то время как скорость в щели всасывания – величина переменная, изменяющаяся по ширине щели всасывания. Скорость в щели всасывания определяет интенсивность размыва и выноса частиц грунта из забоя, а скорость всасывания определяет, в основном, параметры гидротранспортирования пульпы по всасывающему трубопроводу земснаряда.

Наблюдения показывают [1,2], что вынос частиц грунта из забоя осуществляется вследствие его поверхностного размыва движущимся потоком и действия фильтрационных потоков. При этом неустановившийся режим поверхностного и смешанного всасывания грунта продолжается до достижения подводной зоной размыва конечных и максимальных размеров. Основным ограничивающим фактором такого процесса является размывающая скорость грунта. После достижения максимальных размеров подводного забоя процесс всасывания грунта прекращается, а продолжается только всасывание чистой воды.

Иначе происходит процесс всасывания подготовленного, то есть размывного и взвешенного грунта. Пользуясь результатами ранее выполненных работ, а также, базируясь на собственных наблюдениях, процесс всасывания грунта в подводном забое можно представить в виде схемы (рис. 2).

Закономерным является разделение процесса всасывания подготовленного и неподготовленного грунта на такие области: область осадения зоны размыва, зона размыва при всасывании грунта, граница зоны размыва, область осадения зоны всасывания взвешенного грунта, зона всасывания взвешенного грунта, граница зоны всасывания взвешенного грунта (рис. 2).

**Область осадения зоны размыва** представляет собой цилиндрическую область, симметрично расположенную вокруг всасывающего патрубка. Внизу область ограничена зоной размыва при всасывании грунта. Движение частиц в данной области характеризуется воздействием на них сил тяжести, Архимеда, сопротивления среды.

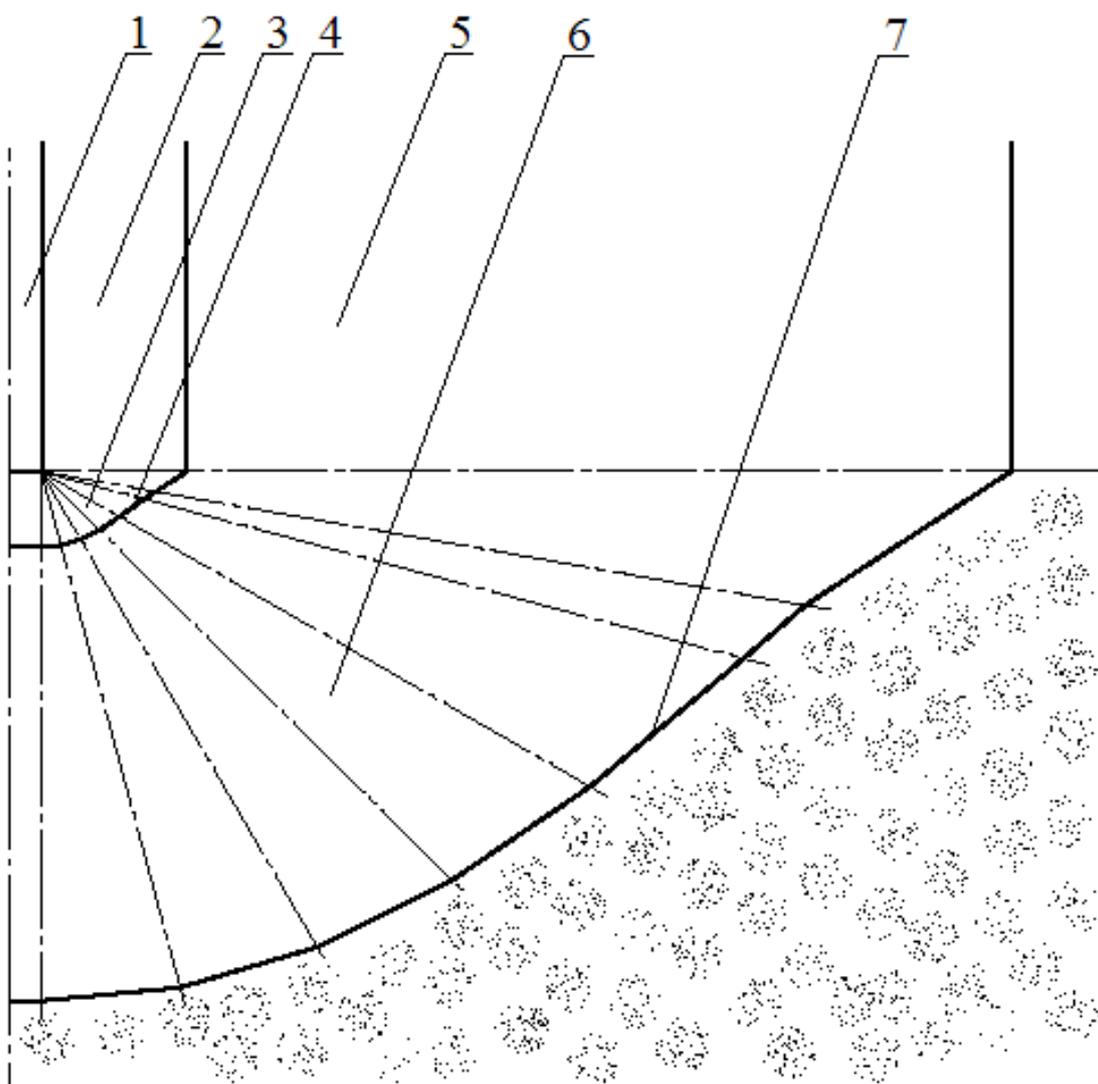


Рис. 2. Схема процесса всасывания грунта в подводном забое:  
 1 – всасывающий патрубок; 2 – область осадения зоны размыва;  
 3 – зона размыва при всасывании грунта; 4 – граница зоны размыва;  
 5 – область осадения зоны всасывания взвешенного грунта;  
 6 – зона всасывания взвешенного грунта; 7 – граница зоны всасывания взвешенного грунта;

**Зона размыва при всасывании грунта** является областью движения частиц, ограниченной **границей зоны размыва**. Движение частиц в данной области характеризуется воздействием на них сил тяжести, Архимеда, скоростного напора. Основным фактором, определяющим размеры зоны размыва при всасывании грунта и форму границы зоны размыва, является размывающая скорость грунта.

**Область осадения зоны всасывания взвешенного грунта**, имеет так же как и область осадения зоны размыва цилиндрическую форму и симметрично расположена вокруг всасывающего патрубка. Внизу область ограничена зоной всасывания взвешенного грунта. Движение частиц в данной области характеризуется воздействием на них сил тяжести, Архимеда, сопротивления среды.

**Зона всасывания взвешенного грунта** внизу ограничена **границей зоны всасывания взвешенного грунта**. Движение частиц в данной области характеризуется воздействием на них сил тяжести, Архимеда, скоростного напора. Здесь ограничивающим фактором, определяющим размеры зоны всасывания взвешенного грунта и форму ее границ, является некая граничная скорость частицы грунта, превышая которую частица движется в направлении всасывающего патрубка, в противном случае находится на границе зоны всасывания или выходит из нее.

В связи с приведенным выше, задачами исследований могут быть: моделирование движения частиц в основных областях подводного забоя; построение поля всасывания пульпы; установление реальных границ зоны всасывания взвешенного грунта.

Выполненные исследования показывают необходимость введения некоего критерия, характеризующего рациональность применения гидравлических или других рыхлителей для интенсификации процесса добычи грунта в подводном забое землесосного снаряда. Такой безразмерный комплекс рационально представить в виде отношения объемов зоны всасывания взвешенного грунта и зоны размыва при всасывании грунта. Очевидно, что увеличение такого соотношения будет свидетельствовать о возможности увеличения производительности добычной системы путем применения рыхлителей.

#### **Выводы**

1. Выполнено физическое моделирование процесса всасывания грунта и движение частиц в основных областях подводного забоя;
2. Интегрально оценена рациональность применения гидравлических рыхлителей для увеличения объема размыва и взвешенного в призабойное пространство грунта. С этой целью предложено введение безразмерного комплекса.

#### Список литературы

1. Огородников С.П. Гидромеханизация разработки грунтов.-М.: Стройиздат, 1986.-256 с.
2. Екименков Е.С. Исследование процесса грунтозабора землесосными снарядами при разработке тяжелых грунтов: Дис... канд. техн. наук.-М.,1971.-179с.
3. Бондаренко А.А. Обоснование рациональных параметров исполнительного органа установки для подводной добычи россыпных полезных ископаемых: Дис. на соискание ученой степени кандидата технических наук. Днепропетровск, НГАУ, 2000г.
4. Раздольный В.А. Некоторые данные исследований процесса всасывания гравийных грунтов//Сб. тр. ВНИИНеруд.–1962.–Вып.1.- С. 125–136.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Франчуком В.П.  
Надійшла до редакції 21.05.2012*

## ВЫДЕЛЕНИЕ СКРЫТЫХ ПЕРИОДИЧНОСТЕЙ МОМЕНТНЫХ ФУНКЦИЙ ПЯТОГО ПОРЯДКА СИГНАЛОВ МГНОВЕННОЙ МОЩНОСТИ ПОТРЕБЛЯЕМОЙ ПРИВОДОМ МЕЛЬНИЦ ММС 70\*23

Приведены результаты исследования информационных свойств моментных функций пятого порядка сигналов мгновенной мощности приводов барабанных мельниц.

Наведені результати дослідження інформаційних властивостей моментних функцій п'ятого порядку сигналів миттєвої потужності приводів барабаних млинів.

Results of research of information properties of momentny functions of the fifth order of signals of instant capacity of drives of drum-type mills are shown.

**Введение.** Научная задача выявления и исследования скрытых периодичностей в информационных сигналах горных технологических комплексов является крайне важной при синтезе их автоматизированных систем управления. При этом идентификация этих периодичностей с помощью моментных функций условных математических ожиданий сигналов мгновенных значений мощности, потребляемой приводными электродвигателями барабанных мельниц, а также определение качественных и количественных характеристик их чувствительности к изменениям различных технологических режимов является перспективным направлением исследований. Особенно это интересно в исследовании высших моментных функций, например пятого порядка [1, 2, 3].

**Цель статьи** – выявление информационных характеристик скрытых периодичностей через моментные функции пятого порядка сигналов мгновенной мощности, потребляемой приводами барабанных мельниц ММС 70\*23 для идентификации и прогнозирования ее технологических состояний.

**Результаты.** Комплексные исследования информационных характеристик моментных функций пятого порядка сигналов мгновенных значений потребляемой мощности приводами барабанных мельниц мокрого самоизмельчения типа ММС 70\*23 выявили интервалы изменений этих функции (отношения значений функций; типы максимумов и минимумов; взаимное расположение экстремумов). На этих интервалах при переходе барабанной мельницы из одного технологического состояния в другое выделяется качественная информация моментной идентификации. Параллельно исследовались спектральные плотности моментных функций пятого порядка и сформированные частотные интервалы, значения амплитуд и характер интенсивностей, в которых выполнялась идентификация. Информативные временные и частотные интервалы спектральных плотностей идентифицировались латинскими буквами. В процессе исследований информационных характеристик рассматривались дискретные технологические состояния барабанной мельницы ММС 70\*23 по заполнению барабана измельчаемой рудой: 37 % – недогруз; 40 % – переход к недогрузу; 43 % – переход в оптимальное технологическое состояние; 47% – оптимальное техно-

логическое состояние; 50 % – переход к состоянию перегруза; 55 % – перегруз. Для указанных заполнений использовались следующие условные обозначения:

- ∪ – наименьший минимум;
- ~ – точка перепада;
- ∩ – наибольший максимум;
- – нет экстремума.

Информационные характеристики скрытых периодичностей моментных функций 5-го порядка условных дисперсий относительно общей моментной функции 5-го порядка (рис. 1) представлены в таблице 1. Как и в случае автоасимметрионной функции условных дисперсий, для недогрузки характерны три пика в интервале А и один в интервале D. При недостаточной загрузке мельницы (40 %) наблюдается ряд экстремумов в интервале D (два максимума и два минимума). При переходе в оптимальный режим заметны четыре минимума – наибольший на интервале D и ряд мелких в интервале С.

Таблица 1

Скрытые периодичности моментных функций 5-го порядка условных дисперсий сигналов мгновенной мощности мельниц ММС 70\*23

		Скрытые периодичности			
		А	В	С	Д
Т, с		0.19-0.51	0.51-0.79	0.79-1.07	1.16-1.47
φ, %					
Технологические состояния по заполнению	37	∩0.64	–	–	∪-0.36
	40	–	–	–	∩0.59
	43	–	–	∪-0.17	∪-0.97
	47	∩0.21	∩0.95	∩0.57	–
	50	∩0.99	–	–	–
	55	∪-0.11	∪-0.99	–	∪-0.06

Для оптимального режима характерно наличие большой группы пиков в интервале В и по одному пику в интервалах А и С. Как и в автоасимметрионной функции условных дисперсий, для режима 50% заполнения выделяется пик интервала А, а для режима 55 % заполнения основной минимум в интервале В и два меньших, в интервалах А и D. В таблице 2 представлены амплитудно-частотные характеристики моментной функции 5-го порядка. Энергия постоянной составляющей максимальна в оптимальном состоянии. На частоте

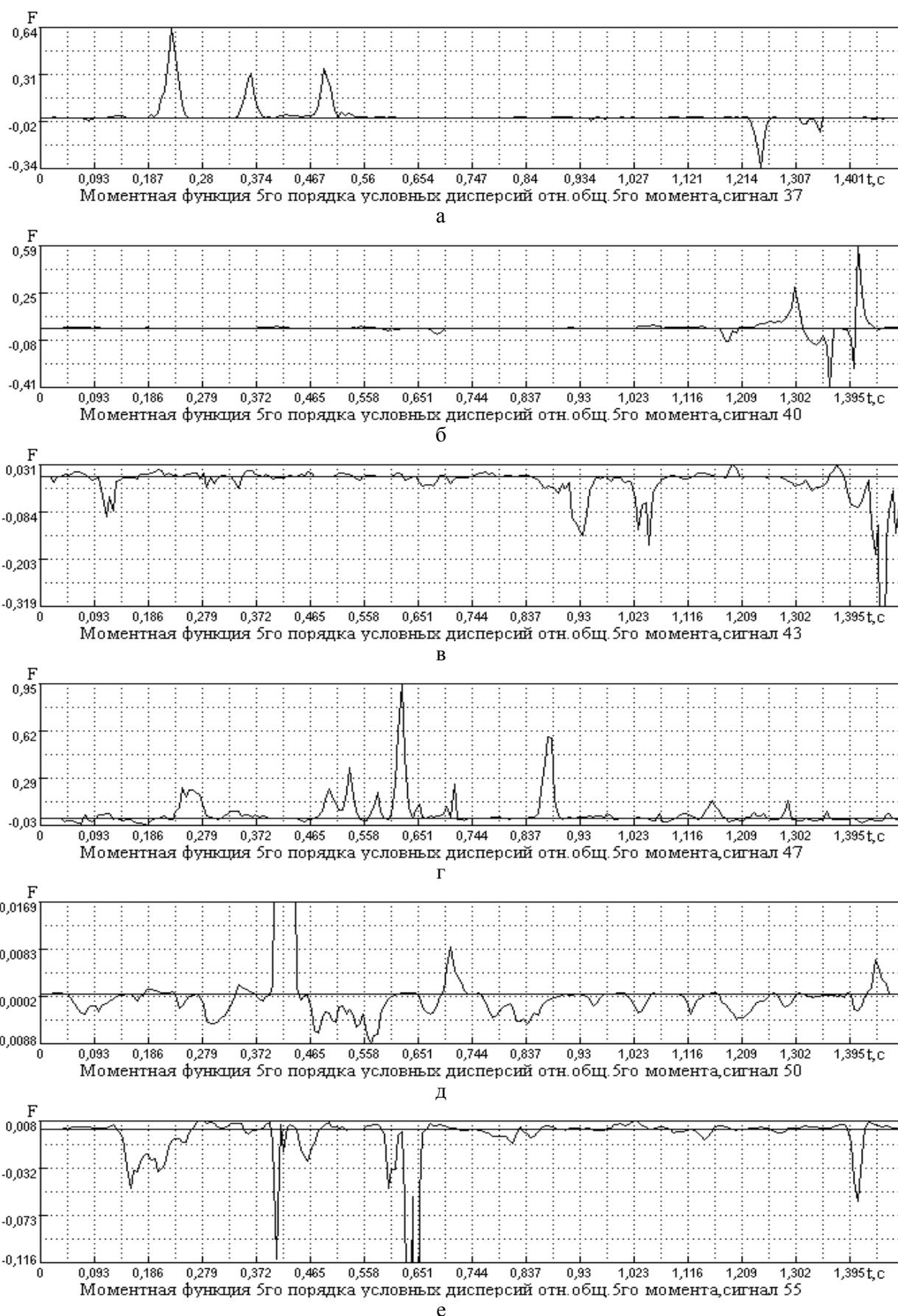
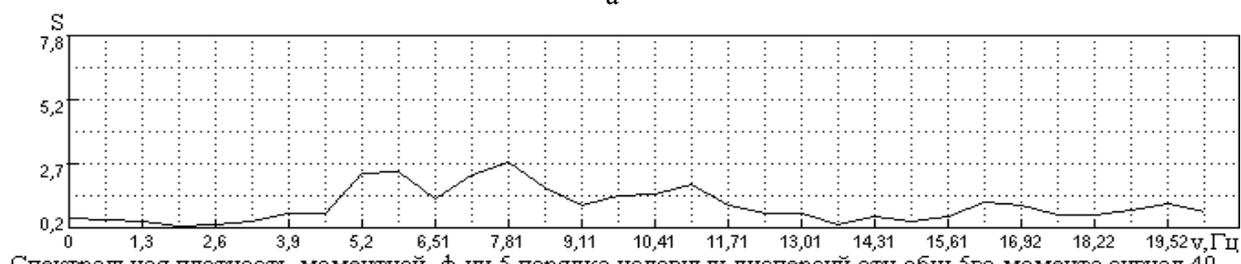


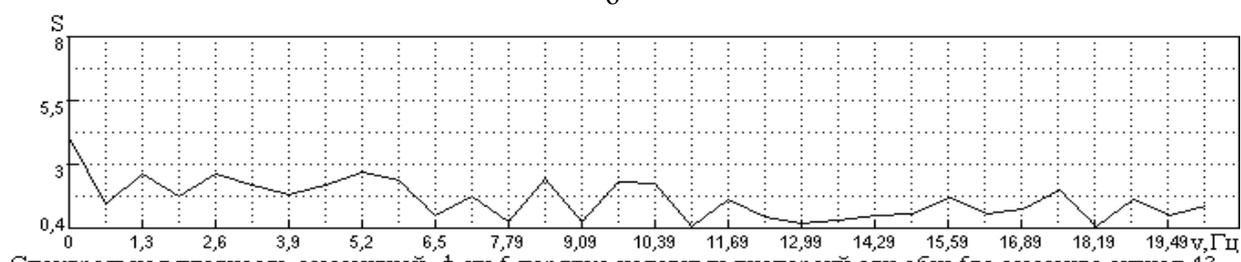
Рис. 1. Моментные функции 5-го порядка условных дисперсий относительно общего момента 5-го порядка для сигналов потребляемой мощности мельниц при заполнениях: а – 37 %; б – 40 %; в – 43 %; г – 47 %; д – 50 %; е – 55 %



а



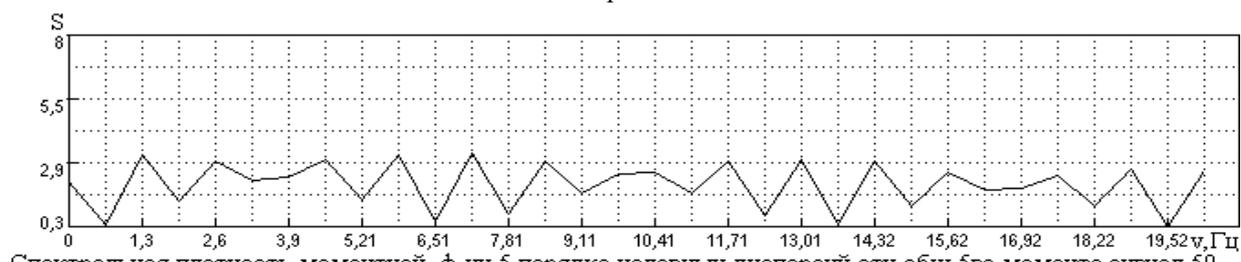
б



в



г



д



е

Рис. 2. Спектральные плотности моментных функций 5-го порядка условных дисперсий относительно общего момента 5-го порядка для сигналов потребляемой мощности при заполнениях: а – 37 %; б – 40 %; в – 43 %; г – 47 %; д – 50 %; е – 55 %

В оптимальном состоянии наблюдается максимум, а в состоянии перегрузки – минимум. Максимальное значение амплитуды на частотах интервалов В и С соответствует оптимальному режиму. Спектральные плотности моментных функций 5-го порядка условных дисперсий относительно общего момента 5-го порядка для сигналов потребляемой мощности при заполнениях (рис. 2).

Таблица 2

Амплитудно-частотные характеристики моментных функций 5-го порядка условных дисперсий сигналов мгновенной мощности мельниц ММС 70\*23

		Амплитудно-частотные характеристики			
		A	B	C	D
	$\nu$ , Гц	0.00	3.25	7.80	11.69
	$\varphi$ , %				
Технологические состояния по заполне- нию	37	3.88	–	∪2.80	∪0.82
	40	0.52	–	∩2.76	–
	43	3.61	–	∪0.66	∩1.53
	47	7.8	∩4.56	∩4.62	–
	50	1.96	∪2.12	∪0.77	∩2.87
	55	2.2	∪1.37	–	–

Таблица 3

Скрытые периодичности автодисперсионных функций условных асимметрий сигналов мгновенной мощности мельниц ММС 70\*23

		Скрытые периодичности					
		A∩	B∩	C∩	D∩	E∩	F∩
	T, с	0.00-0.23	0.23-0.47	0.47-0.79	0.79-1.12	1.12-1.26	1.26-1.44
	$\varphi$ , %						
Технологические состояния по заполне- нию	37	0.64	1.00	0.73	0.19	0.11	0.38
	40	0.21	0.34	0.52	0.62	1.00	0.36
	43	0.97	0.54	0.54	0.67	1.00	0.95
	47	0.46	0.23	0.52	1.00	0.31	0.30
	50	0.09	1.00	0.08	0.15	0.09	0.06
	55	0.21	0.75	0.86	1.00	0.21	0.51

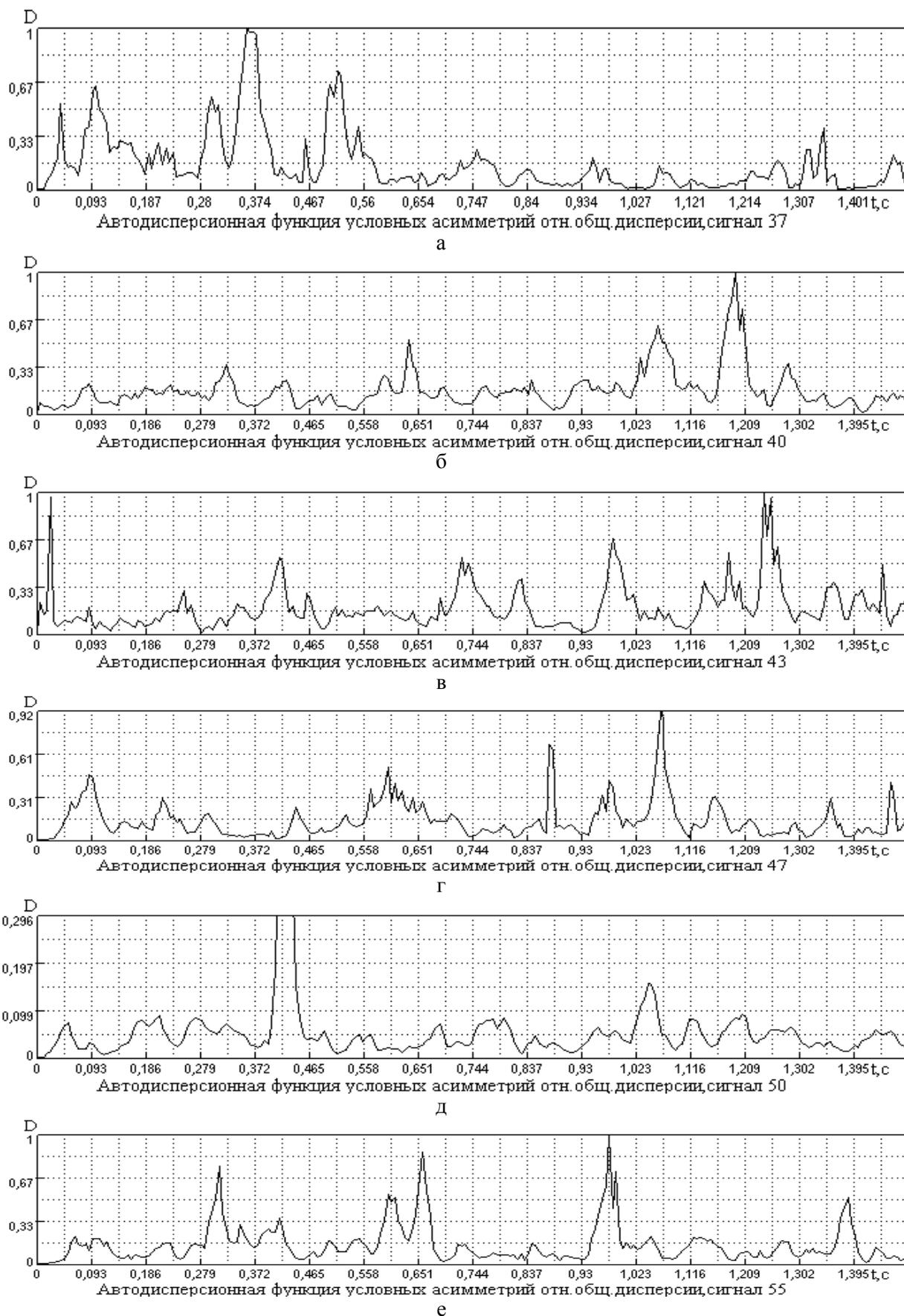
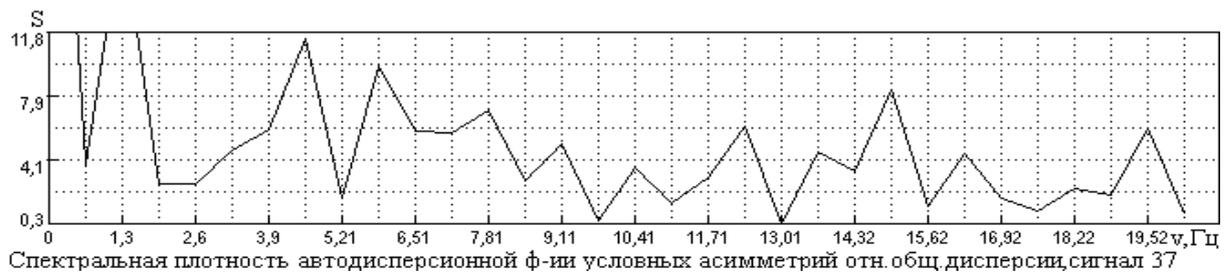
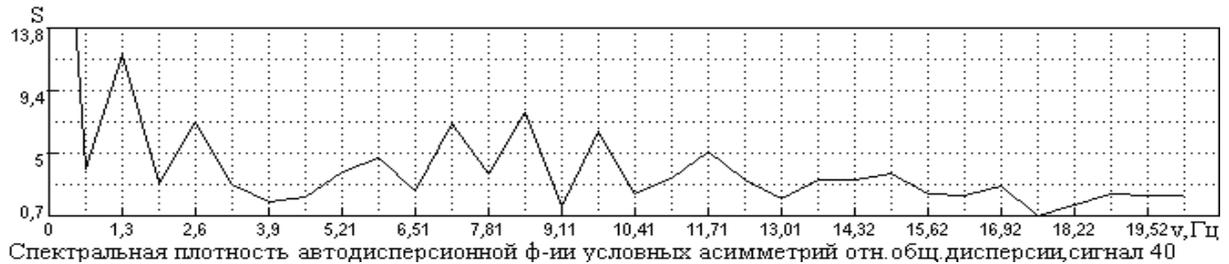


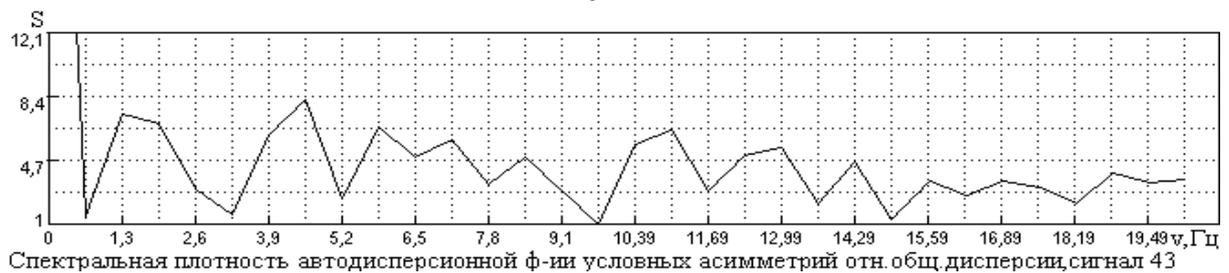
Рис. 3. Автодисперсионные функции условных асимметрий относительно общей дисперсии для сигналов потребляемой мощности мельниц ММС 70\*23 при заполнениях: а – 37 %; б – 40 %; в – 43 %; г – 47 %; д – 50 %; е – 55 %



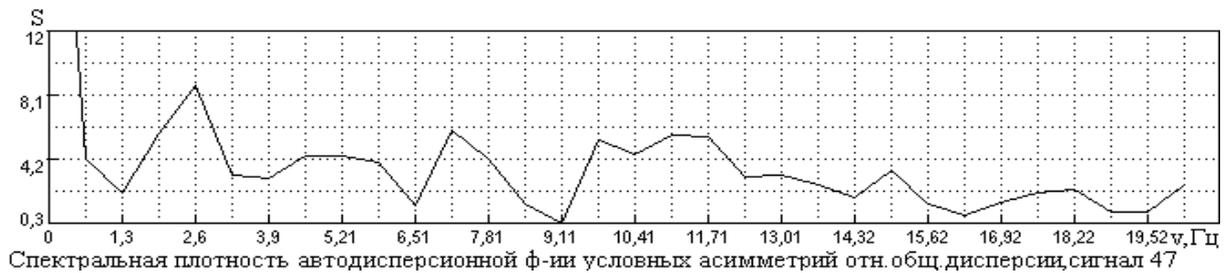
а



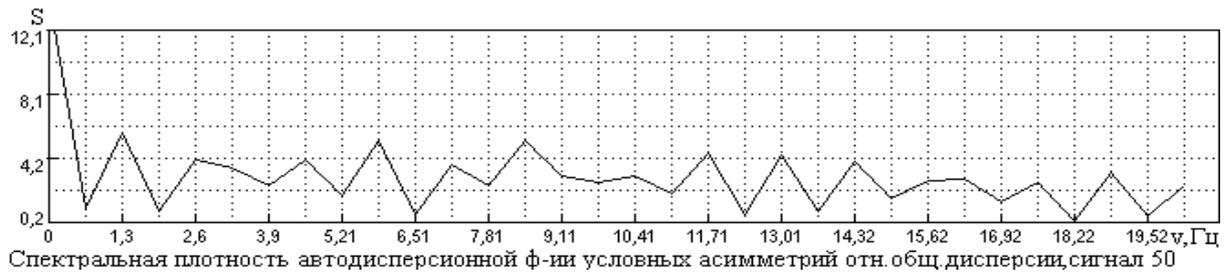
б



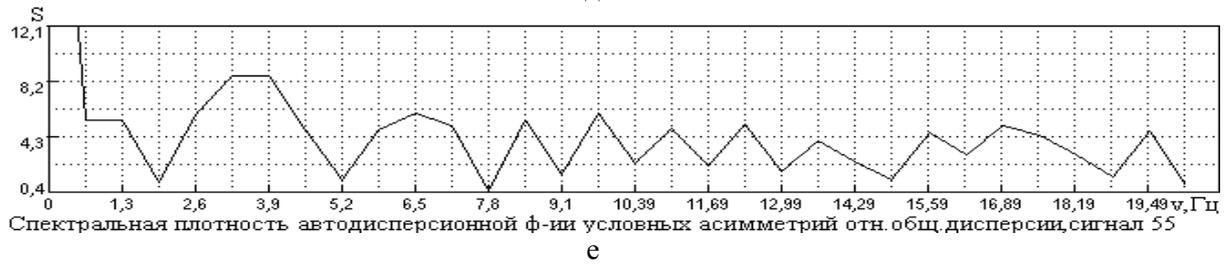
в



г



д



е

Рис. 4. Спектральные плотности автодисперсионных функций условных асимметрий относительно общей дисперсии для сигналов потребляемой мощности мельниц при заполнениях: а – 37 %; б – 40 %; в – 43 %; г – 47 %; д – 50 %; е – 55 %

Информационные характеристики скрытых периодичностей автодисперсионных функций условных асимметрий относительно общей дисперсии (рис. 3), (рис. 4) представлены в таблице 3. Для состояния недогрузки характерно наличие двух парных пиков (меньший – предшествующий и больший) в выделенных интервалах А, В, С. При дальнейшей загрузке мельницы доминирующими становятся пики интервалов D и E. При переходе в оптимальный режим в интервале E наблюдаются два пика, растет значение пиков в интервалах В, С, D, а также появляется очень острый пик в интервале А. Для оптимального состояния характерно то, что в интервале D наблюдаются два пика, и их значения больше значений всех остальных экстремумов. А в интервале С расположена группа тесно расположенных пиков. Для состояния 50 % заполнения характерен доминирующий пик в интервале В, а для перегрузки – по одному пику в интервалах В и D, и два пика в интервале С.

**Выводы.** Проведенные исследования позволили получить зависимости информационных характеристик значимых диапазонов моментных функций пятого порядка от сигналов мгновенной мощности электродвигателей барабанных мельниц типа ММС 70\*23. Последующий же анализ их показал, что чувствительность выделенных пиков интенсивности к различным изменениям технологического параметра заполнения барабана рудой достаточна для использования в автоматизированных системах интеллектуальной идентификации технологических состояний в качестве дополнительных диагностических признаков.

#### Список литературы

1. Мещеряков Л.И. Идентифікація параметрів об'єктів автоматизованого управління в задачах АСУТП ексцесійними моделями // Сб. науч. тр. Національний гірничий університет. – 2006. – № 24. – С. 182–186.
2. Мещеряков Л.И. Базова форма дисперсійної моделі гірничих технологічних комплексів // Сб. науч. тр. НГАУ. – 2004. – № 20. – С. 209–214.
3. Мещеряков Л.И. Методи і моделі ідентифікації та управління гірничими технологічними комплексами: Монографія. – Д.: Національний гірничий університет, 2009. – 263

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.  
Надійшла до редакції 20.04.2012*

УДК 621.391.14:519

© М.А. Алексеев, Е.Л. Холод, Е.М. Тимченко

## **ОЦЕНКА УРОВНЯ ВНУТРИМЕЛЬНИЧНОЙ ЗАГРУЗКИ СТРУЙНЫХ МЕЛЬНИЦ НА ОСНОВЕ ПОКАЗАТЕЛЯ ХЕРСТА АКУСТИЧЕСКОГО СИГНАЛА**

На примерах временных рядов акустического сигнала струйной мельницы показана взаимосвязь между загрузкой мельницы и показателем Херста акустического сигнала.

На прикладах часових рядів акустичного сигналу струминного млина показаний взаємозв'язок між завантаженням млина і показником Херста акустичного сигналу.

On the examples of temporal rows of acoustic signal of stream mill intercommunication is shown between loading of mill and index of Херста of acoustic signal.

**Введение.** Во многих отраслях промышленности вопросы измельчения материалов играют очень важную роль. Струйные мельницы имеют ряд преимуществ по сравнению с другими типами мельниц: лучшая дисперсность помола для всех сухих методов измельчения, возможность получать высокочистый продукт без примесей, сильное увеличение удельной поверхности, быстрый переход с продукта на продукт, регулировка тонины помола, возможность измельчать абразивные материалы. Всё это делает струйное измельчение незаменимым в фармацевтике, производстве керамики, пигментов, чистых веществ, измельчении высокоабразивных материалов.

Контроль уровня заполнения мельницы позволяет обеспечить максимальную производительность мельницы и соответствующее качество продуктов помола. Одним из эффективных методов контроля внутримельничного заполнения является метод контроля по акустическим сигналам мельницы, сопутствующим ее функционированию .

**Анализ существующих достижений и публикаций.** Определение значения внутримельничной загрузки требует классификации акустического сигнала мельницы. В настоящее время для формирования информативных признаков акустических сигналов мельниц используют спектральные методы, методы вейвлет-анализа [1]. При этом сложность классификации заключается в том, что этот акустический сигнал является нестационарным. Существующие методы классификации акустического сигнала не обеспечивают такой достоверности, при которой производительность мельницы является максимальной. Использование нескольких методов классификации акустических сигналов, сопровождающие процесс измельчения, позволяет более точно контролировать уровень внутримельничной загрузки мельниц.

**Формулировка цели и задачи исследований.** Целью работы является исследование взаимосвязи между внутримельничной загрузкой струйной мельницы и показателем Херста акустического сигнала, сопровождающего функционирование мельницы. и обеспечивающего более эффективную диагностики перегрузки мельницы рудой по сравнению с известными методами.

**Изложение основного материала исследований.** Для определения уровня стохастичности временных рядов используют так называемый показатель Херста [2]. Показатель Херста (Hurst) дает исследователю две важные характеристики временного ряда. Его можно использовать для оценки временных интервалов предсказуемости. Кроме того, показатель Херста является устойчивым и может идентифицировать вид временного ряда. Таким образом, его также можно использовать для классификации и оценки стохастичности и/или детерминированности реальных процессов.

Херстом было показано, что для большинства естественных процессов при больших значениях  $N$  выполняется соотношение

$$\frac{R}{S} \approx (aN)^H, \text{ или } \log \left( \frac{R}{S} \right) \approx H \log(aN) \quad (8)$$

где  $R/S$  – нормированный размах от накопленного среднего,  $N$  – число наблюдений,  $a$  – некоторая константа,  $H$  – показатель Херста.

Если в двойных логарифмических координатах найти наклон  $R/S$  как функцию от  $N$ , то тем самым получим оценку  $H$ . Эта оценка не связана с какими-либо предположениями относительно лежащего в основе распределения.

При значении  $H=0,5$  временной ряд стохастичен. Такой процесс называют «белым шумом». Значения ряда случайны и некоррелированы. Настоящие значения не влияют на будущие значения. Функция плотности вероятности может быть нормальной кривой, однако, это не обязательное условие.  $R/S$ -анализ может классифицировать произвольный ряд, безотносительно к тому, какой вид распределения ему соответствует.

Значения показателя Херста в диапазоне  $0 < H < 0,5$  характеризуют антиперсистентный временной ряд, то есть ряд, для которого более вероятно смена предыдущего направления. Антиперсистентный ряд также называют «розовым шумом». Эти процессы наиболее характерны для эффектов турбулентности. Такой тип временного ряда часто называют «возврат к среднему». Если ряд демонстрирует «рост» в предыдущий период, то, скорее всего, в следующем периоде начнется спад. И наоборот, если шло снижение, то вероятен близкий подъем. Устойчивость такого антиперсистентного поведения зависит от того, насколько  $H$  близко к нулю. Такой ряд более изменчив, чем ряд случайный, так как состоит из частых реверсов спад-подъем.

Значения показателя Херста в диапазоне  $0,5 < H < 1$  характеризуют персистентный временной ряд. Такие процессы называют также «черным шумом». Персистентному временному ряду присуща трендоустойчивость. Если ряд возрастает (убывает) в предыдущий период, то, вероятно, что он будет сохранять эту тенденцию какое-то время в будущем. Чем ближе  $H$  к 0,5, тем более зашумлен ряд и тем менее выражен его тренд. Персистентный ряд – это обобщенное броуновское движение, или смещенные случайные блуждания. Сила этого смещения зависит от того, насколько  $H$  больше 0,5.

Существует еще и четвертая характеристика показателя Херста, когда  $H > 1$ . В этом случае говорят о статистике Леви и о процессе (или временном ряде) с фрактальным временем, о временных точках разрыва производной. Это означает, что происходят независимые скачки амплитуды, распределенные по Леви за время, определенное величиной скачка, и растущее вместе с ним. Дисперсия приращения за данный интервал времени становится конечной, траектория в фазовом пространстве сохраняет свой вид, но появляется новый фрактальный объект - временные точки разрыва производной.

Для оценки возможности использования показателя Херста акустических сигналов были проанализированы акустические сигналы для различных режимов внутримельничной загрузки струйной мельницы. Были использованы данные акустического мониторинга процесса измельчения шлама. Анализировались следующие режимы функционирования струйной мельницы:

1. перед загрузкой (пустая мельница);
2. подача материала и первые секунды измельчения (загрузка мельницы);
3. рабочий режим (процесс измельчения);

#### 4. разгрузка (мельница почти пустая, заканчивается измельчение).

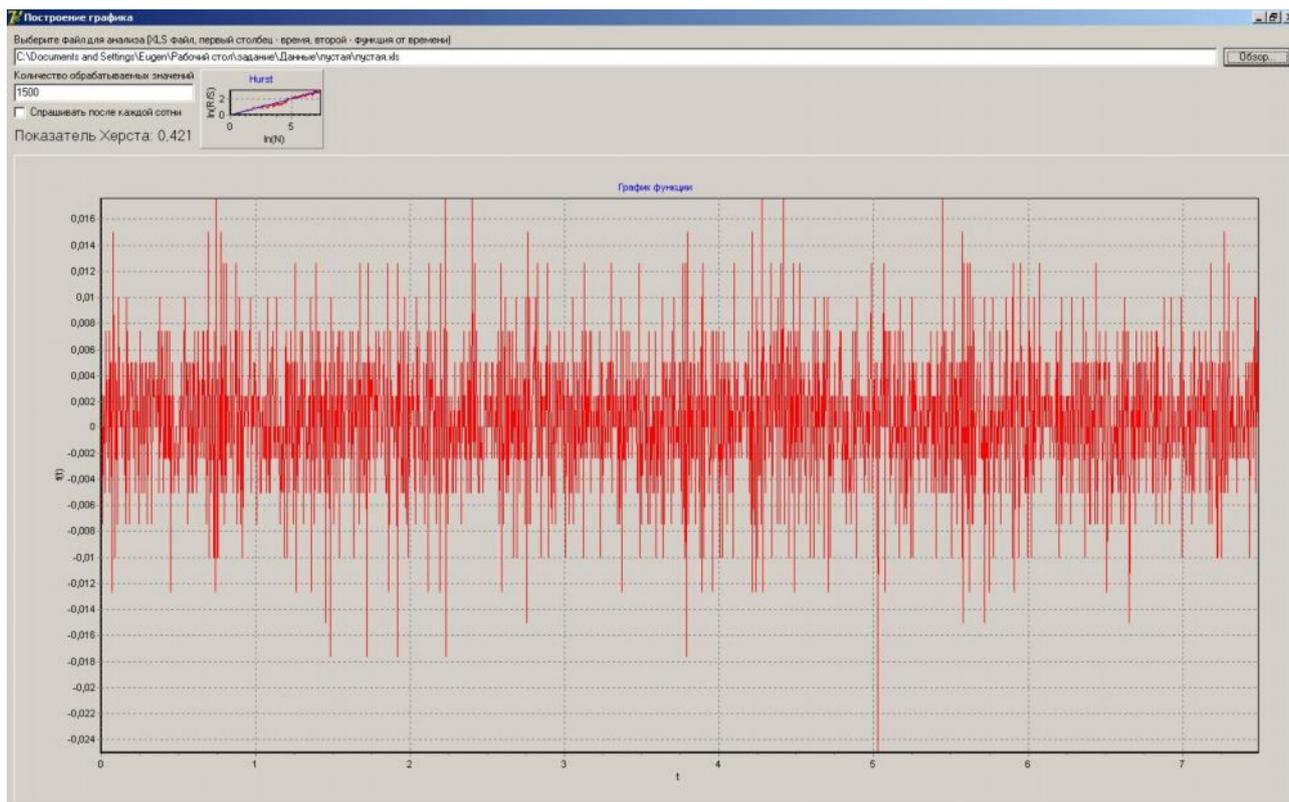


Рис.1. Акустический шум перед загрузкой (пустой) мельницы

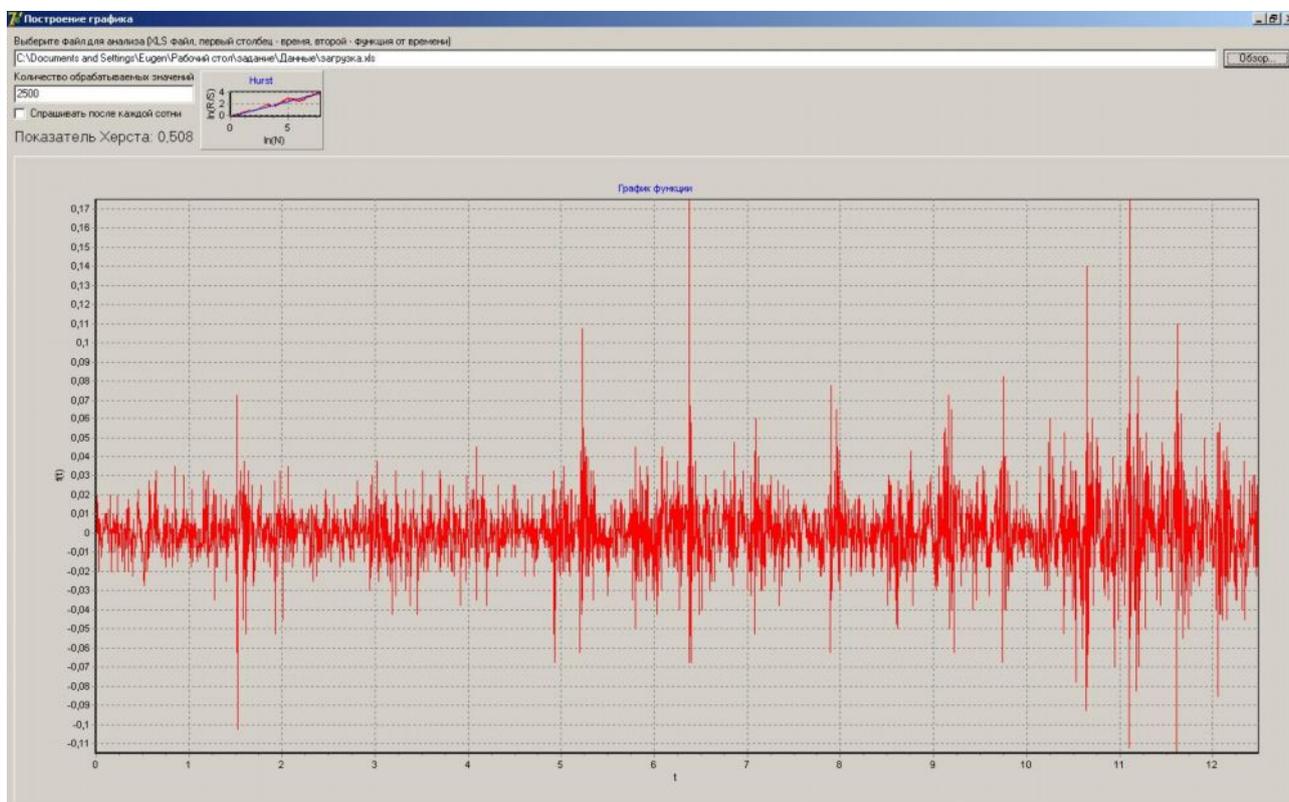


Рис. 2. Акустический шум при загрузке мельницы

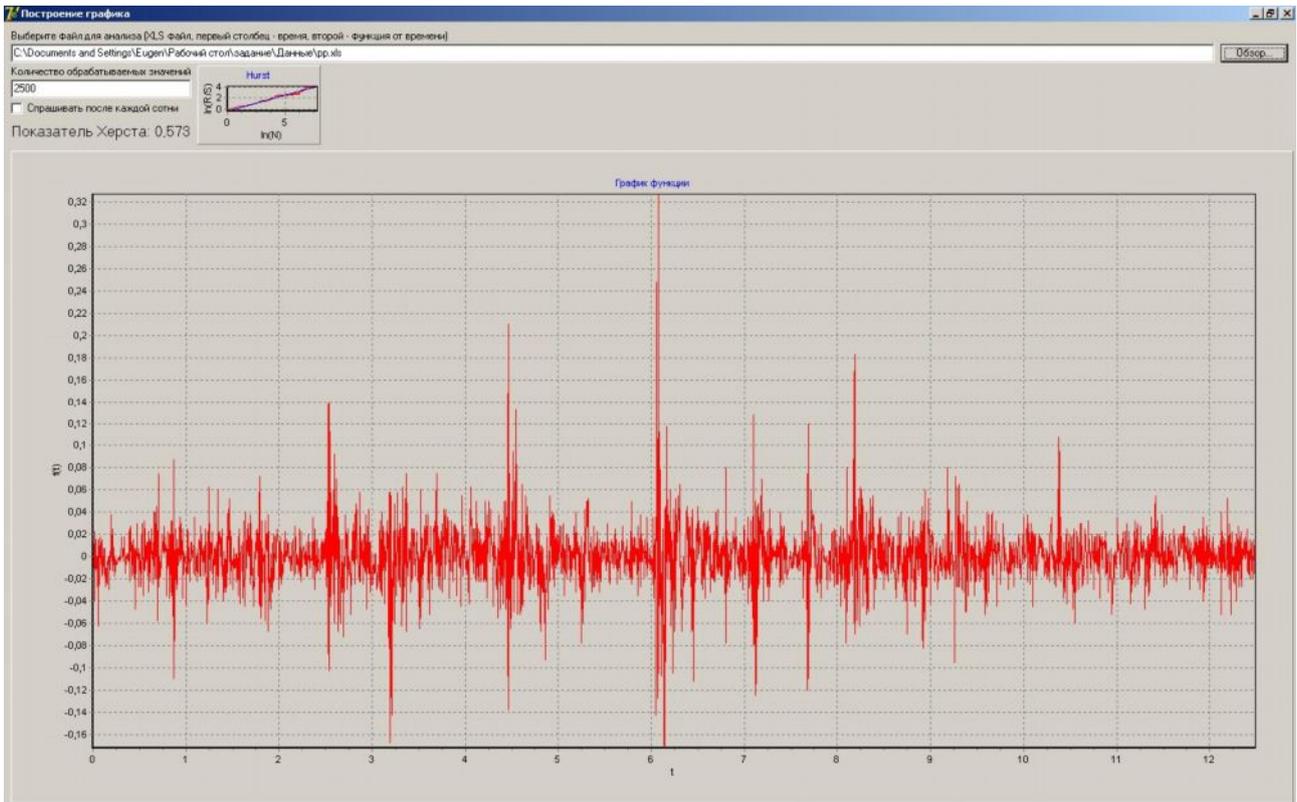


Рис.3 Акустический шум при рабочем режиме

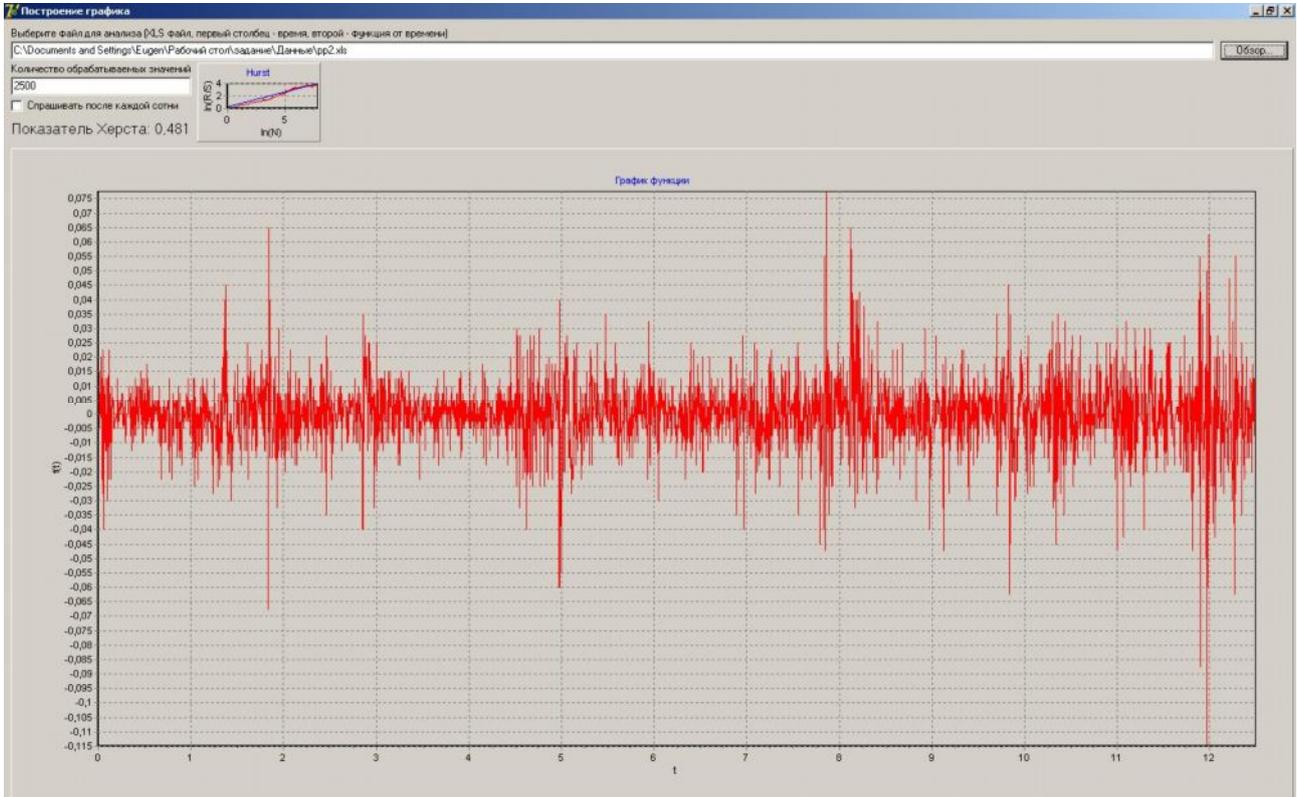


Рис.4. Акустический шум при разгрузке мельницы

Значения показателя Херста для анализируемых режимов: перед загрузкой  $H = 0,421$ ; загрузка мельницы  $H = 0,508$ ; рабочий режим  $H = 0,573$ ; разгрузка  $H = 0,481$ . Как видно из полученных результатов на реальных временных рядах показатель Хёрста целесообразно использовать для классификации акустических сигналов с целью определения уровня внутримельничной загрузки струйной мельницы.

#### **Выводы.**

1. Изучение такой характеристики, как показатель Херста позволяет прогнозировать динамику акустических сигналов, которые отражают процессы, измельчения материала в струйной мельнице.

2. Предложенный подход для контроля и управления уровнем загрузки струйной мельницы с использованием показателя Херста акустического сигнала может обеспечить управление показателями измельчения.

#### **Список литературы**

1. Алексеев М.А. Метод звукометрической диагностики перегрузки шаровых мельниц рудой. Збагачення корисних копалин / М.А. Алексеев, Х. Шамаллах // Наук.–техн.зб. – 2005. – Вып. 22 (63). – С. 166 – 168.
2. Бутаков В. Оценка уровня стохастичности временных рядов произвольного происхождения при помощи показателя Херста / В. Бутаков, А. Граковский // Computer Modeling and New Technologies. – 2005, Vol.9, №.2. – С. 27-32.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесарєвим В.В.  
Надійшла до редакції 03.05.12 р.*

УДК 528.854

© С.Л. Никулин, О.В. Коробко

## **ПРЕДВАРИТЕЛЬНАЯ ОБРАБОТКА КОСМИЧЕСКИХ СНИМКОВ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЛИНЕАМЕНТНОГО АНАЛИЗА**

Выполнена экспериментальная оценка эффективности различных методов предварительной обработки космических снимков при решении геологических задач методами линейментного анализа. Показано, что качество выделения линейментов может быть повышено путём применения к исходным космоснимкам высокочастотного фильтра Баттерворта и идеального фильтра высоких частот.

Виконано експериментальну оцінку ефективності різних методів попередньої обробки космічних знімків при рішенні геологічних задач методами лінеаментного аналізу. Показано, що якість виділення лінеаментів може бути підвищена шляхом застосування до вхідних космоснімків високочастотного фільтра Баттерворта й ідеального фільтра високих частот.

The experimental evaluation of the effectiveness of various methods of satellite images pre-processing for solving geological problems by lineament analysis is conducted. It is shown that the quality of the lineaments selection can be improved through pre-processing of satellite images by high pass Butterworth filter, and of an ideal high pass filter.

**Постановка и состояние проблемы.** Развитие аппаратной и методологической базы спутниковых съемок приводит к возрастанию роли космических

методов изучения земной поверхности. В настоящий момент в практике наук о Земле удельный вес мультиспектральных и гиперспектральных съемок постоянно увеличивается, что делает актуальным вопрос разработки новых методов и методик обработки и анализа космических данных. В настоящее время при решении геологических задач всё шире используются методы линеаментного анализа изображений. Они основаны на выделении и последующем анализе линеаментов – линейных элементов космического снимка. Считается, что линеаменты соответствуют разломным структурам земной коры и их изучение даёт возможность уточнять геологическое строение, прогнозировать месторождения рудных и нерудных полезных ископаемых, оценивать сейсмоопасность территорий [1].

Выделение линеаментов базируется на предварительном определении границ яркости (тона) изображений, которое может быть выполнено разнообразными масочными алгоритмами. Для эффективного выделения границ яркости и, как следствие, линеаментов, важное значение имеет предварительная обработка снимка. Традиционно на практике применяется ряд несложных методов обработки изображений, таких как контрастирование, коррекция яркости, эквализация гистограммы космоснимка. Вместе с тем, в теории обработки цифровых изображений разработано большое количество методов, которые до настоящего времени не применялись при линеаментном анализе, и эффективность которых не изучена.

**Цель работы** – оценка эффективности применения различных методов обработки изображений (в первую очередь, высокочастотных фильтров) при решении задач выделения линеаментов на космических снимках. Это позволит сформулировать рекомендации по выбору наилучших методов обработки, что позволит повысить эффективность анализа геоданных при решении геологических задач и сократить время на его выполнение.

**Исходные данные и инструментарий исследований.** В качестве исходных данных выступали 20 синтезированных космических снимков высокого разрешения, сделанных аппаратурой Landsat-7, Terra (MODIS) и Spot-5. Снимки представляют различные участки Земного шара, находящиеся в различных геологических и ландшафтных условиях.

Вычисления проводились в среде специализированной геоинформационной системы РАПИД, разрабатываемой на кафедре геоинформационных систем ГВУЗ «НГУ» [2].

**Методика исследований.** В ходе работы исследовались следующие методы обработки изображений [3,4]:

- высокочастотный метод Баттерворта
- идеальный фильтр высоких частот
- гауссовский фильтр высоких частот
- метод повышения резкости с помощью маски unsharp
- метод гамма-коррекции
- высокочастотный фильтр Лапласа

Кроме того, с целью контроля правильности получаемых результатов и выводов, исследовались исходные изображения с добавленными к ним шумовыми составляющими. Использовались следующие виды шума:

- гауссовский шум
- мультипликативный шум
- импульсный шум (типа «соль и перец»).

Эксперименты проводились по следующей методике.

1. В среде ГИС РАПИД каждое из исходных изображений обрабатывалось вышеперечисленными методами.

2. Методом Кенни [5] на обработанных и исходных изображениях выделялись границы яркости. В результате создавались бинарные изображения, на которых единицам соответствует наличие границ яркости, а нулям – их отсутствие (рис. 1).

3. Выполнялась оценка качества выделения границ яркости до и после применения исследуемых методов обработки изображений.

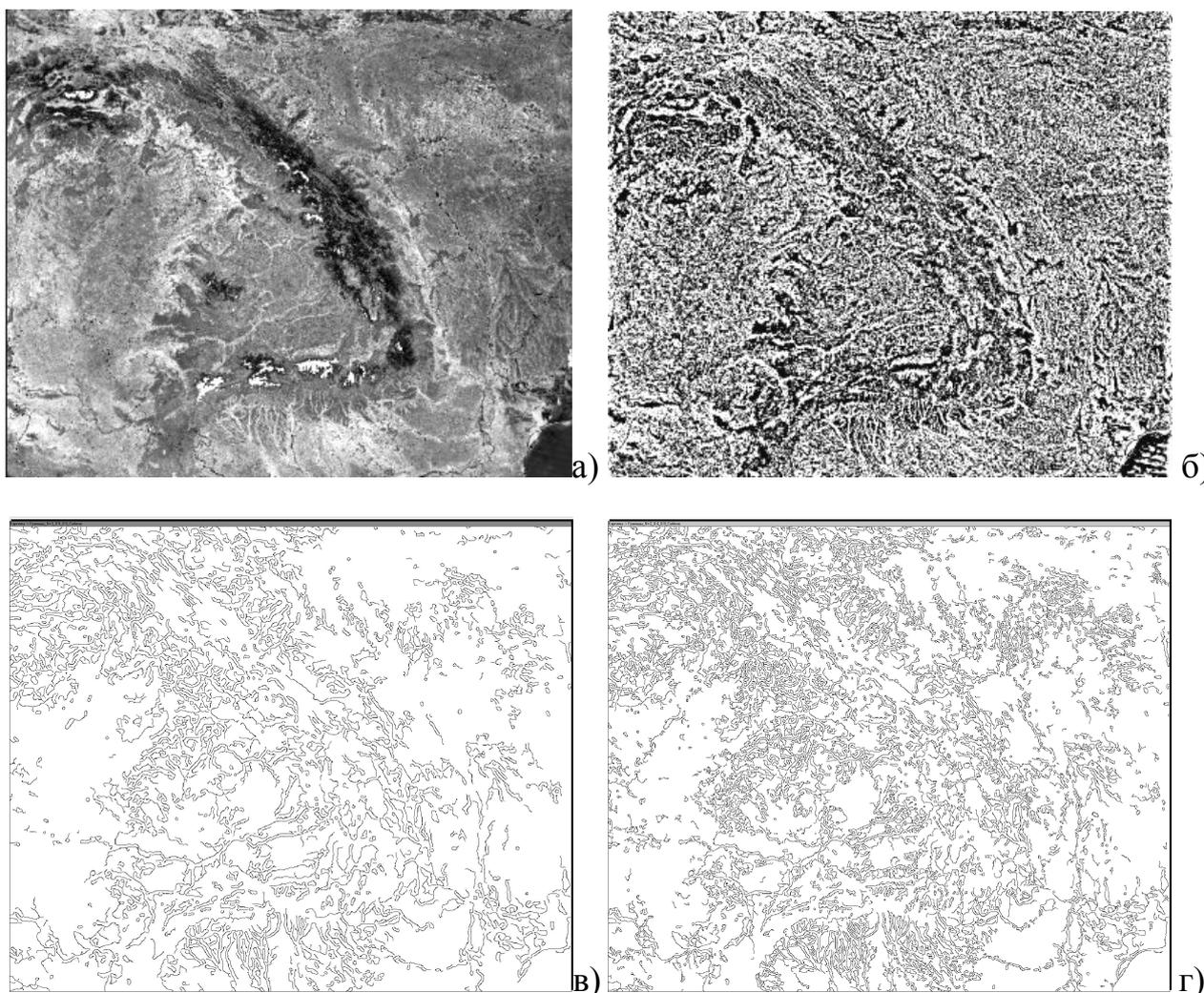


Рис. 1. Исходное изображение (а), результат применения фильтра Баттерворта (б) и выделенные на них границы яркости (в, г)

Оценка качества выделения основана на использовании нескольких специально разработанных показателей, отражающих интуитивно-понятные эвристические критерии качества выделения границ:

а) границы должны выделяться чётко, и не иметь большого количества разрывов;

б) должны выделяться только основные, имеющие достаточную протяжённость и чёткость, границы, во избежание ситуации, когда получаемое бинарное изображение перегружено многочисленными 1-2-пиксельными фрагментами.

Указанные требования являются взаимоисключающими – максимальное удовлетворение одного ведёт к минимальному удовлетворению другого. Поэтому на практике наиболее продуктивен подход с использованием нескольких показателей, отражающих те или иные характеристики выделяемых границ, значимость которых определяется специалистом в зависимости от конкретной геологической задачи.

В работе использовались следующие показатели:

$N$  – количество единичных (ненулевых) пикселей, соответствующих границам яркости на бинарном изображении. Характеризует общее количество выделенных границ и вычисляется путём суммирования пикселей с единичными значениями.

$F = K/N$ , где  $K$  – количество непрерывных фрагментов границ на изображении. Этот показатель характеризует степень фрагментированности границ. Чем он ниже, тем более надёжно выделены границы. Следует отметить, что повышение показателя  $N$  обычно ведёт к нежелательному росту  $F$ .

Значения показателей  $N$  и  $F$  автоматически рассчитывались для всех исходных и обработанных различными методами изображений и заносились в таблицы, представленные ниже.

**Результаты экспериментов.** Пример результатов расчёта этих показателей для одного из снимков (Landsat-7, территория Карпат) и результатов его фильтрации приведен в таблице 1.

Подобные таблицы были получены для всех исходных космических снимков.

Для получения обобщенных результатов показатели  $N$  и  $F$  для разных снимков, обработанных исследуемыми методами, упорядочивались по возрастанию и, в зависимости от их порядкового номера им присваивался ранг от 1 (наименьшее значение) до 10 (наибольшее значение).

Суммарные ранги показателей  $N$  и  $F$  для разных методов, проранжированные по возрастанию, представлены в таблицах 2 и 3. Они послужили основой для формулирования выводов и рекомендаций относительно применимости исследованных методов в процедурах линеаментного анализа.

Практический опыт показывает, что повышение количества выделяемых границ, с одной стороны, позволяет выделить большее количество линеаментов, а с другой ведёт к выделению значительного количества мелких, несущественных деталей, коротких, прерывистых фрагментов границ,

существенно затрудняющих решение многих практических геологических задач. Поэтому большое значение имеют значения показателя F, которое является своеобразной мерой целостности получаемых границ. Низкие значения F свидетельствуют о том, что выделенные границы яркости являются целостными, протяженным и, как следствие, имеют геологический смысл и значимость.

Таблица 1

Показатели качества выделения границ после применения различных методов обработки (на примере снимка Landsat-7 территории Карпат)

Метод	N	F
Исходное изображение	19.24	0.069
Метод повышения резкости с маской unsharp	26.98	0.102
Высокочастотный фильтр Баттерворта	27.92	0.081
Гауссовский фильтр высоких частот	25.18	0.113
Метод гамма-коррекции	20.72	0.083
Идеальный фильтр высоких частот	27.29	0.076
Высокочастотный фильтр Лапласа	27.88	0.099
Мультипликативный шум	25.74	0.099
Гауссовский шум	28.67	0.102
Импульсный шум «соль и перец»	21.99	0.069

Таблица 2

Методы, упорядоченные в зависимости от суммарного ранга показателя N для различных изображений

Методы обработки	Суммарный ранг показателя N
Исходное изображение	23
Метод гамма-коррекции	26
Гауссовский фильтр высоких частот	37
Метод повышения резкости с маской unsharp	56
Идеальный фильтр высоких частот	61
Мультипликативный шум	64
Импульсный шум «соль и перец»	74
Высокочастотный фильтр Баттерворта	85
Высокочастотный фильтр Лапласа	85
Гауссовский шум	94

Таблица 3

Методы, упорядоченные в зависимости от суммарного ранга показателя F для различных изображений

Методы обработки	Суммарный ранг показателя F
Идеальный фильтр высоких частот	13
Высокочастотный фильтр Баттерворта	25
Исходное изображение	33
Метод гамма-коррекции	48
Высокочастотный фильтр Лапласа	61
Импульсный шум «соль и перец»	63
Метод повышения резкости с маской unsharp	72
Мультипликативный шум	83
Гауссовский шум	97
Гауссовский фильтр высоких частот	110

Поэтому особую ценность имеют методы обработки изображений, которые, с одной стороны, повышают значение параметра N при одновременном снижении F.

Таковыми методами являются фильтрация высокочастотным фильтром Баттерворта и идеальным фильтром высоких частот.

**Выводы и рекомендации.** Анализ полученных результатов, позволяет утверждать следующее:

1. Все исследованные характеристики увеличивают значение показателя N по сравнению с исходным изображением. Это означает, что применение любого из методов позволяет увеличить количество выделяемых границ яркости на обработанном изображении по сравнению с исходным.

2. По результатам экспериментальных исследований установлено, что наилучшие результаты могут быть достигнуты с применением высокочастотного фильтра Баттерворта и идеального фильтра высоких частот.

3. В ряде ситуаций полезным является применение фильтра Лапласа, который значительно повышает значение параметра N (количество выделяемых границ) при незначительном росте F (показатель целостности границ).

4. Не рекомендуется использование высокочастотного фильтра Гаусса, дающего очень нестабильные результаты, а также гамма-коррекции, которая практически не влияет на результаты выделения границ.

5. Добавление шумовых составляющих в большинстве случаев привело к ухудшению результатов выделения границ, о чём свидетельствуют соответствующие суммарные ранги, приведенные в таблицах 1 и 2. Это является косвенным подтверждением правильности используемых показателей качества.

### Список литературы

1. Бусыгин Б.С., Никулин С.Л. Генерализация космических снимков для повышения эффективности решения геологических задач методами линеаментного анализа // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. Сборник научных статей. Том 7, Номер 2. – М.: ДоМира, 2010. – С. 303-310
2. Пивняк Г.Г., Бусыгин Б.С., Никулин С.Л. ГИС-технология интегрированного анализа разнородных и разноуровневых геоданных. // Доповіді Національної академії наук України. – 2007. – №6 – С. 121-128.
3. Гонсалес Р., Вудс Р. Цифровая обработка изображений. – М.: Техносфера, 2005. – 1072 с.
4. Pratt W. Digital image processing // 4ed. Wiley. – 2007. – 782 pp.
5. Canny J.F. A computational approach to edge detection: IEEE Trans. on Pattern Analysis and Machine Intelligence, 1986, N. 8(6), P. 679-698

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченком В.Ф.  
Надійшла до редакції 26.03.2012*

УДК 622.625.28

© И.А. Таран

## **РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПОТОКОВ МОЩНОСТИ НА ПРИМЕРЕ ТРАНСМИССИИ ШАХТНОГО ДИЗЕЛЕВОЗА**

На конкретном примере двухпоточной бесступенчатой гидрообъемно-механических трансмиссий с планетарным механизмом передач на выходе, потенциально возможной для использования в дизелевозах, показано распределение потоков мощности в гидрообъемно-механической коробке передач с учетом потерь и КПД в гидрообъемной передаче, а также взаимосвязь основных рабочих параметров.

На конкретному прикладі двопотокової безступінчастої гідрооб'ємно-механічної трансмісії з планетарним механізмом передач на виході, яка є потенційно можливою для використання в дизелевозах, наведено розподіл потоків потужності в гідрооб'ємно-механічній коробці передач з урахуванням втрат і ККД гідрооб'ємної передачі, а також взаємозв'язок основних робочих параметрів.

A specific example of double-split hydrostatic mechanical transmissions with a planetary gear mechanism output, the potential for use in locomotives, shows the distribution of power flows in hydrostatic-mechanical transmission taking into account losses and efficiency of hydrostatic transmission, and the relationship of the main operating parameters.

**Введение.** На шахтах Украины эксплуатируются аккумуляторные и контактные электровозы. На большинстве шахт, где перевозка грузов осуществляется в основном локомотивами, систематичны случаи, когда один аккумуляторный электровоз, вместо работы в полную смену, обеспечивает только один-два рейса. Затем его направляют для подзарядки. Постоянные поломки контроллеров, автоматов, электродвигателей, ветхость подвижного состава, частые сходы с рельсов, отсутствие квалифицированного обслуживающего персонала, необходимость улучшения состояния шахтного рельсового пути создают критическое положение на локомотивном транспорте, осуществляющем свыше

80% общего объема перевозок. Это приводит к уменьшению производительности труда на шахтном транспорте, а, следовательно, и к снижению угледобычи. Для его нормального функционирования необходимо внедрение новых технологий транспорта и совершенной техники – дизелевозов.

**Постановка проблемы.** Использование дизелевозов неразрывно связано с повышением мощности тяговых единиц и увеличением скорости движения поездов. Однако, вал дизеля не может быть соединен непосредственно или при помощи редуктора с постоянным зацеплением с осями локомотива, так как дизель не воспринимает нагрузку при низкой скорости вращения коленчатого вала. Перегрузочная способность дизеля незначительна. Запуск дизеля под нагрузкой практически невозможен; для этого необходим дополнительный источник энергии. В рабочем диапазоне скоростей вращения коленчатого вала дизель работает неодинаково экономично. Наименьший удельный расход топлива соответствует нагрузкам и скоростям вращения, близким к номинальным. Перечисленные особенности показывают, что дизель плохо приспособлен к требованиям тяговой службы и для экономичного использования его в качестве привода локомотива необходима соответствующая силовая передача между дизелем и осями локомотива, которая приспособляла бы характеристику дизеля к требуемой тяговой характеристике локомотива. Поэтому особо актуальным является создания трансмиссий дизелевозов.

Актуальная научная проблема состоит в определении закономерностей формирования и передачи потоков мощности в элементах трансмиссии шахтного дизелевоза в рабочем диапазоне эксплуатационных скоростей. Распределение потоков мощности накладывает значительное ограничение на структуру и кинематическую схему трансмиссии. Бесступенчатые трансмиссии, могут быть выполнены по полнопоточной или двухпоточной схеме. Двухпоточные трансмиссии могут допускать циркуляционные режимы, т.е. обратные потоки мощности через вариатор, что существенно снижает их функциональность.

**Анализ последних достижений и публикаций.** Анализ тенденций в применении ступенчатых механических и бесступенчатых гидрообъемно-механических трансмиссий (ГОМТ) на транспортных средствах повышенной проходимости, тракторах и комбайнах, дорожно-строительных машинах, на тяговом электротранспорте, достоинств и недостатков таких трансмиссий, позволяет научно обоснованно подойти к постановке задачи о степени эффективности использования бесступенчатых трансмиссий в шахтных дизель-поездах.

В Украине исследования в области создания бесступенчатых ГОМТ сосредоточены в Национальном техническом университете «Харьковский политехнический институт» [1-4]. Это связано с внедрением ГОМТ в образцах бронетехники, которые выпускались или планируются к выпуску на ГП «Завод им. Малышева». АО «Харьковский тракторный завод им. Орджоникидзе» в 90-е годы разработало гидрообъемный механизм поворота (ГОМП) для гусеничного трактора ХТЗ-200 [5] и для многоцелевого тягача легкого бронированного (МТЛБ), чем существенно повысило его маневренность и проходимость в целом. В Харьковском конструкторском бюро им. А.А. Морозова в 2000–2006 гг. создана уникальная бесступенчатая двухпоточная ГОМТ на базе радиально-поршневых гид-

ромашин с шаровыми поршнями [5, 6] для тяжелых гусеничных машин и ГОМТ для мотовоза массой 40 т., развивающего скорость 100 км/ч и рассчитанного на перевозку до 360 т. грузов при скорости 40 км/ч [7]. Активная научная работа в области разработки ГОМТ для шахтных дизель-поездов ведется в Национальном горном университете (г. Днепропетровск) [8–11]. В работе [11] установлены взаимосвязи характера изменения циркулирующих в двухпоточных бесступенчатых ГОМТ мощностей с потерями в гидрообъемных передачах и их КПД.

**Цель работы** – иллюстрация установленных закономерностей распределения потоков мощности в гидрообъемно-механической коробке передач (ГОП КП) с учетом потерь и КПД в гидрообъемной передаче, а также взаимосвязей основных рабочих параметров на конкретном примере двухпоточной бесступенчатой ГОМТ с планетарным механизмом передач (ПМП) на выходе, которая потенциально может быть использована в дизелевозах.

**Изложение основного материала.** Кинематическая схема рассматриваемой ГОМТ, как пример трансмиссии с ПМП на выходе, представлена на рис. 1. Структурная схема ГОМТ и ее конструктивные параметры приведены на рис. 2. Рабочие параметры исследуются здесь при работе ГОМТ в составе дизелевоза транспортирующего прицепную часть (ШДП) массой 50 т. Работа дизелевоза на первом реверсивном диапазоне обеспечивается включением тормоза Т при выключенном фрикционе Ф. При этом переход с переднего на задний ход и обратно (реверс) осуществляется сменой знака параметра регулирования  $e$  гидрообъемной передачи (ГОП).

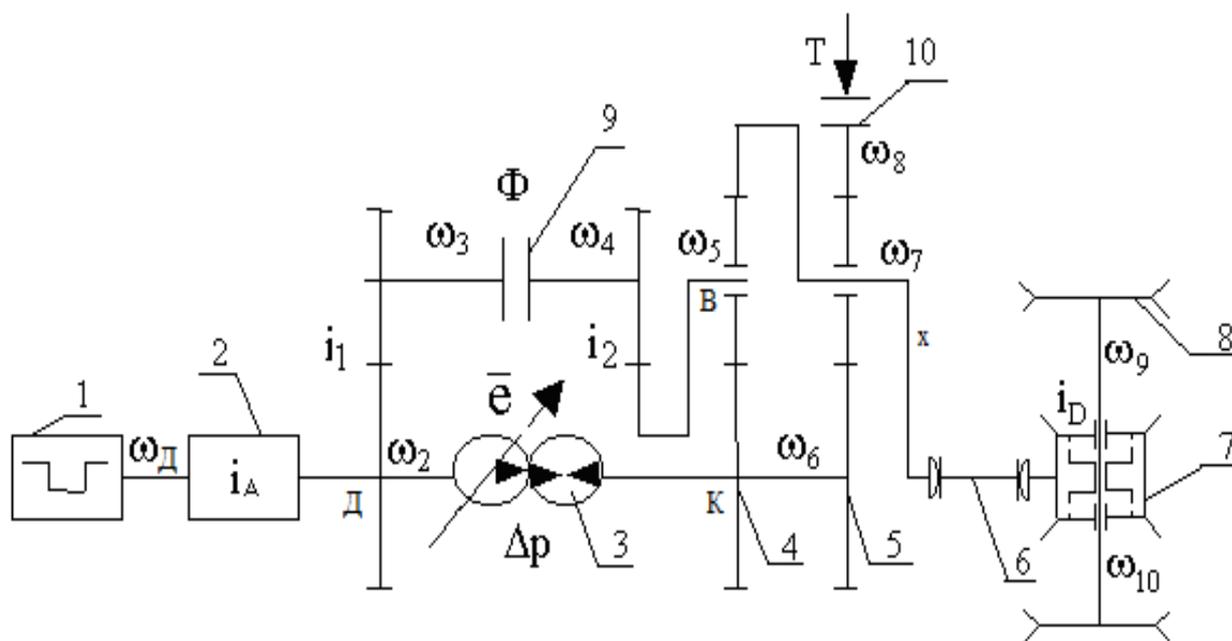


Рис. 1. ГОМТ с планетарным механизмом на выходе и угловые скорости ее звеньев: 1 – ДВС; 2, 7 – редукторы; 3 – ГОП; 4, 5 – зубчатые передачи; 6 – вал; 8 – колесная пара; 9 – фрикцион; 10 – тормоз

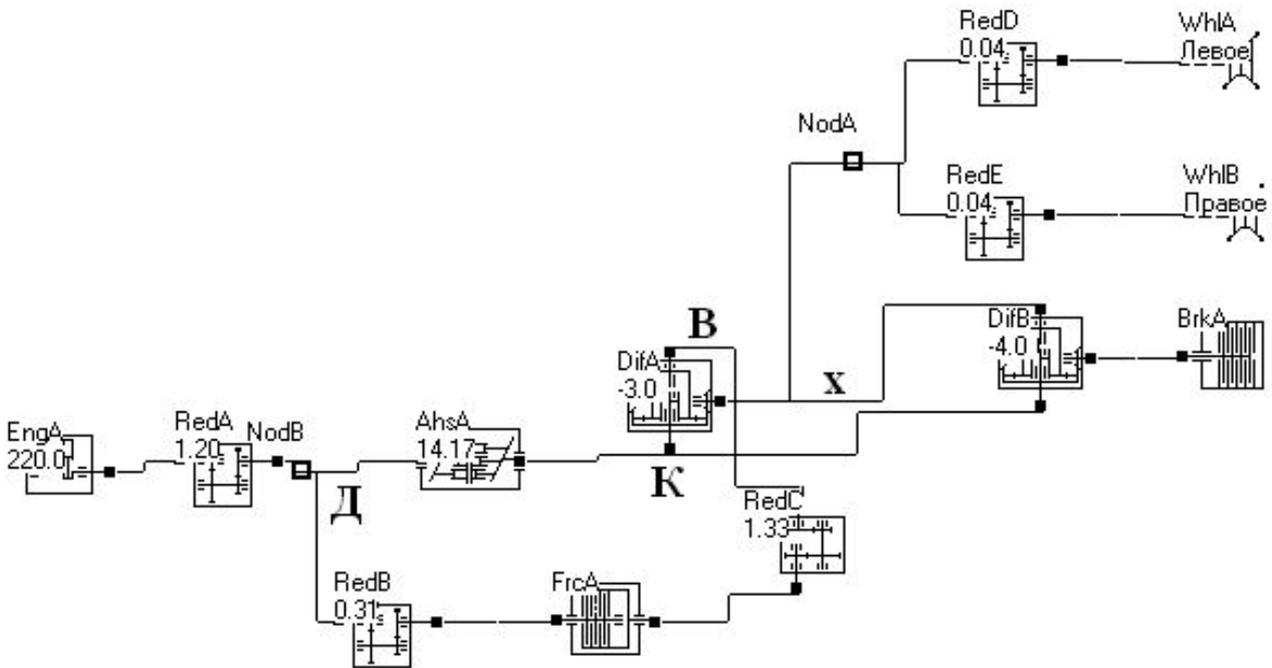


Рис. 2. Структурная схема ГОМТ и ее конструктивные параметры: EngA – двигатель; RedA, RedB, RedC, RedD и RedE – редукторы; AhsA – ГОП; DifA и DifB – планетарные ряды; WhlA и WhlB – ведущие колеса, FrcA – фрикцион (Ф), BrkA – тормоз (Т)

К особенностям работы такой ГОМТ относится то, что на первом диапазоне трансмиссия работает как полнопоточная с относительно невысоким общим КПД, который регламентируется КПД ГОП. Этот недостаток компенсируется значительным эксплуатационным достоинством – возможностью реверса в полнопоточном режиме ГОМТ, переходом с переднего хода на задний и наоборот, без остановки ШДП и без переключения передач.

Второй скоростной диапазон обеспечивается включением фрикциона Ф и отключением тормоза Т (рис. 2). Все множество передаточных отношений трансмиссии (передаточные отношения редукторов и планетарных рядов) выбирается в режиме диалога с ПЭВМ таким образом, чтобы переключение с первого на второй диапазон происходило в момент выравнивания угловых скоростей  $\omega_3$  и  $\omega_4$  вне зависимости от угловой скорости коленчатого вала ДВС. Рассмотрим работу ГОМ КП на втором двухпоточном диапазоне. При этом

$$\omega_6 = \omega_k; \omega_5 = \omega_8; \omega_7 = \omega_x; \omega_8 = \omega_d \cdot i_A \cdot i_1 \cdot i_2; \omega_k = \omega_d \cdot i_A \cdot e. \quad (1)$$

В нашем случае кинематика ПМП описывается следующими уравнениями:

$$(1 - k_1) \cdot \omega_8 = \omega_k - k_1 \omega_x; \quad (2)$$

$$(1 - k_2) \cdot \omega_x = \omega_k - k_2 \omega_8, \quad (3)$$

где  $k_1$  и  $k_2$  – внутренние передаточные числа 1-го и 2-го планетарных рядов.

Параметр рассматриваемого ПМП:

$$i_{k8} = \frac{\omega_x}{\omega_d} \Big|_{\omega_x=0} = 1 - k_1. \quad (4)$$

С учетом выражений (1)-(3)

$$\frac{\omega_x}{\omega_\partial} = \frac{i_A \cdot e - (1 - k_1) \cdot i_A \cdot i_1 \cdot i_2}{k_1}, \quad (5)$$

$$\frac{d}{dV} \left( \frac{\omega_x}{\omega_\partial} \right) = \frac{i_A}{k_1} \cdot \frac{de}{dV}. \quad (6)$$

Знак кругового передаточного отношения замкнутого контура

$$\begin{aligned} \text{sign}(i_{\partial k \epsilon \partial}) &= \text{sign}(i_{\partial k}) \cdot \text{sign}(i_{k \epsilon}) \cdot \text{sign}(i_{\epsilon \partial}) = \\ &= \text{sign}(i_A \cdot e) \cdot \text{sign}[(1 - k_1)] \cdot \text{sign}(i_1 \cdot i_2) = \\ &= 1 \cdot \text{sign} \left( 2 \left[ \frac{V - V_{1 \min}}{V_{1 \max} - V_{1 \min}} - \frac{1}{2} \right] \right) \cdot \text{sign} \frac{de}{dV} \cdot \text{sign}[(1 - k_1)] \cdot \text{sign}(i_1 \cdot i_2) \end{aligned} \quad (7)$$

Очевидно, что на первой половине второго скоростного диапазона, где ГОМ КП работает как двухпоточная, при  $e \in [1; 0]$   $i_{\partial k \epsilon \partial}$  положительно и  $\text{sign}(e \cdot \frac{de}{dV}) < 0$ :

$$\text{sign}(i_{\partial k \epsilon \partial}) = 1 \cdot (-1) \cdot (-1) \cdot (+1) \cdot (+1) = 1. \quad (8)$$

На второй половине второго скоростного диапазона при  $e \in [0; -1]$   $i_{\partial k \epsilon \partial}$  отрицательно и  $\text{sign}(e \cdot \frac{de}{dV}) > 0$ :

$$\text{sign}(i_{\partial k \epsilon \partial}) = 1 \cdot (+1) \cdot (-1) \cdot (+1) \cdot (+1) = -1. \quad (9)$$

Таким образом, на втором диапазоне при  $e \in [1; 0]$  ГОМТ работает в режиме циркуляции мощности, когда ГОП находится в обратном потоке мощности. При этом нерегулируемый гидромотор выполняет функции насоса, а регулируемый гидронасос – функции мотора. При  $e \in [0; -1]$  ГОМТ работает в режиме параллельных потоков мощности через ГОП и механическую часть трансмиссии. При этом ГОП работает в прямом потоке мощности. На первом полнопоточном реверсивном диапазоне  $\text{sign}(e \cdot \frac{de}{dV}) > 0$  и никаких циркуляций в контуре нет (контур разомкнут фрикционом Ф).

На рис. 3 приведены результаты исследования, предложенной выше реверсивной двухпоточной бесступенчатой ГОМТ при полной нагрузке – масса состава 50 т. На первом скоростном полнопоточном диапазоне коэффициент сцепления принимается равным  $f = 0,23$ . На втором транспортно-тяговом диапазоне  $f = 0,09$ . Гидрообъемная передача ГСТ-90 на базе отечественных гидромашин аксиально-поршневого типа с рабочим объемом 89 см<sup>3</sup>.

На рис. 3 в качестве основных рабочих параметров ГОМТ выбраны: параметр регулирования  $e$  (1); мощность загрузки двигателя  $N$  (2), перепад рабочего давления в ГОП (3); КПД ГОМТ (4); КПД ГОП (5) и мощность, протекающая через гидромашину ГМ1 (6). Изменение указанных параметров рассматривается в зависимости от скорости движения ШДП. На рис. 3 видно, что трогание поезда происходит при  $e = 0,14$  (1) и загрузке двигателя до мощности

$N = 16,8$  кВт (2) при давлении в ГОП 22 МПа (3). Очевидно, реверс ГОМТ при этих же параметрах осуществляет трогание для реализации поездом заднего хода. При трогании вперед до максимальной скорости на первом диапазоне  $V_{I_{max}} = 1,8$  км/ч и  $e = 1$  (1) нагрузка двигателя растет до 87 кВт (2). Мощность, протекающая через ГМ1 (регулируемый гидронасос) растет по модулю от 16 кВт до 86 кВт (6) и на графике отрицательна. Это соответствует принятой условной формализации о том, что мощность, входящая на элемент (на регулируемый гидронасос ГМ1), отрицательна. Давление на первом реверсивном диапазоне составляет по модулю порядка 20-22 МПа (3). Знак давления (3) соответствует той или иной полости в ГОП. Максимальный КПД ГОМТ (4) не превосходит на первом диапазоне 0,7.

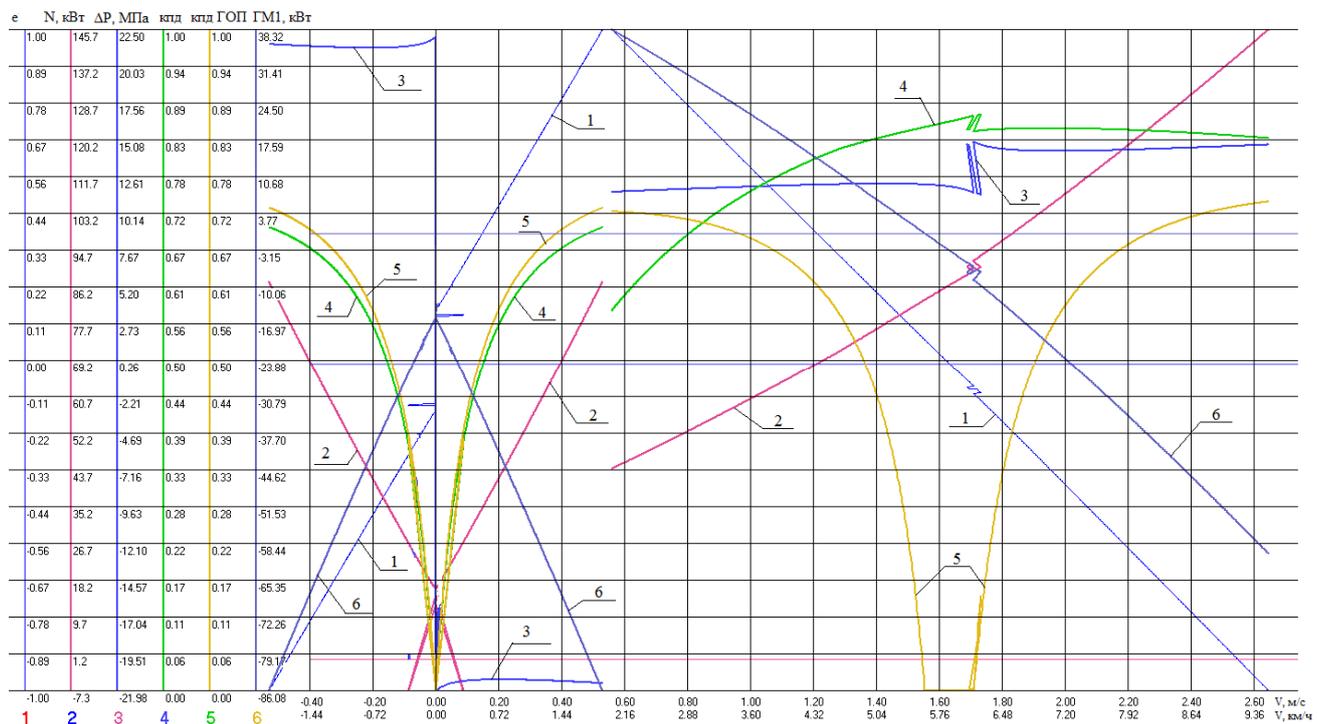


Рис. 3. Основные рабочие параметры ГОМТ ШДП при полной нагрузке

На втором тягово-транспортном диапазоне имеет место нисходящая РХ(+1). Уровень давления в ГОП (3) составляет 10-14 МПа и является положительным – произошла смена полостей высокого и низкого давления в ГОП при переходе с первого на второй диапазон. Циркуляция мощности на первой половине второго диапазона иллюстрируется кривой 6 – мощностью, проходящей через ГМ1, которая в этом случае положительна, то есть выходит из регулируемого гидромотора ГМ1, работающего в обратном потоке мощности в режиме циркуляции мощности в замкнутом контуре ДКВД. Выходная мощность из ГМ1 (6) обращается в нуль в точке, когда КПД ГОП (5) обращается в нуль при скорости  $V = 5,55$  км/ч. При этом в диапазоне скоростей от 5,55 км/ч до 6,1 км/ч в ГОП имеет место так называемая особая зона [3], когда обе гидромашины работают как гидронасосы, и вся поступающая на ГОП мощность уходит в потери. При  $V > 6,1$  км/ч КПД ГОП (5) начинает возрастать от 0 и отрицательная мощность на

ГМ1 (6) соответствует входу мощности на ГМ1, отсутствию циркуляции мощности в контуре и передаче энергии от двигателя к ведущим колесам параллельными ветвями. Обращает на себя внимание достаточно высокий для бесступенчатых ГОМТ КПД (4) на втором диапазоне, его максимальное значение достигает 0,86-0,87 в диапазоне от 5,5 до 6,5 км/ч. При максимальной скорости движения ШДШ 9,5 км/ч на втором диапазоне загрузка по двигателю составляет 145,7 кВт (2). Понятно, что с уменьшением массы состава уменьшается и мощность нагрузки на двигатель, что позволяет производить его выбор для использования для различных типов ШДШ.

На рис. 4 показано распределение потоков мощности в конце первого полнопоточного диапазона, когда мощность полным потоком проходит, через ГОП (AhsA), состояние двигателя (EngA), гидрообъемной передачи (AhsA), ведущих колес (WhlA и WhlB), планетарного ряда (DifB), как наиболее нагруженного.

На рис. 5 показано распределение потоков мощности на первой половине второго диапазона при  $e = 0,5$  для скорости  $V = 3,9$  км/ч, когда в замкнутом контуре ГОМТ наблюдается циркуляция мощности  $i_{dkbd} > 0$  и параметр  $S < 0$  (см. соотн. (6) и (7)). ГОП (AhsA) работает в обратном потоке. Показаны состояния двигателя (EngA), гидрообъемной передачи (AhsA), ведущих колес (WhlA и WhlB), планетарного ряда (DifA). Видно, что мощность на ГМ1 при  $e = 0,5$  равна +19 кВт, а на ГМ2 равна -29 кВт, что означает что ГОП работает в обратном потоке мощности и суммарные потери в обеих гидромашинах составляют 20 кВт. При мощности двигателя  $N = 64$  кВт имеем КПД ГОМТ равный 0,77.

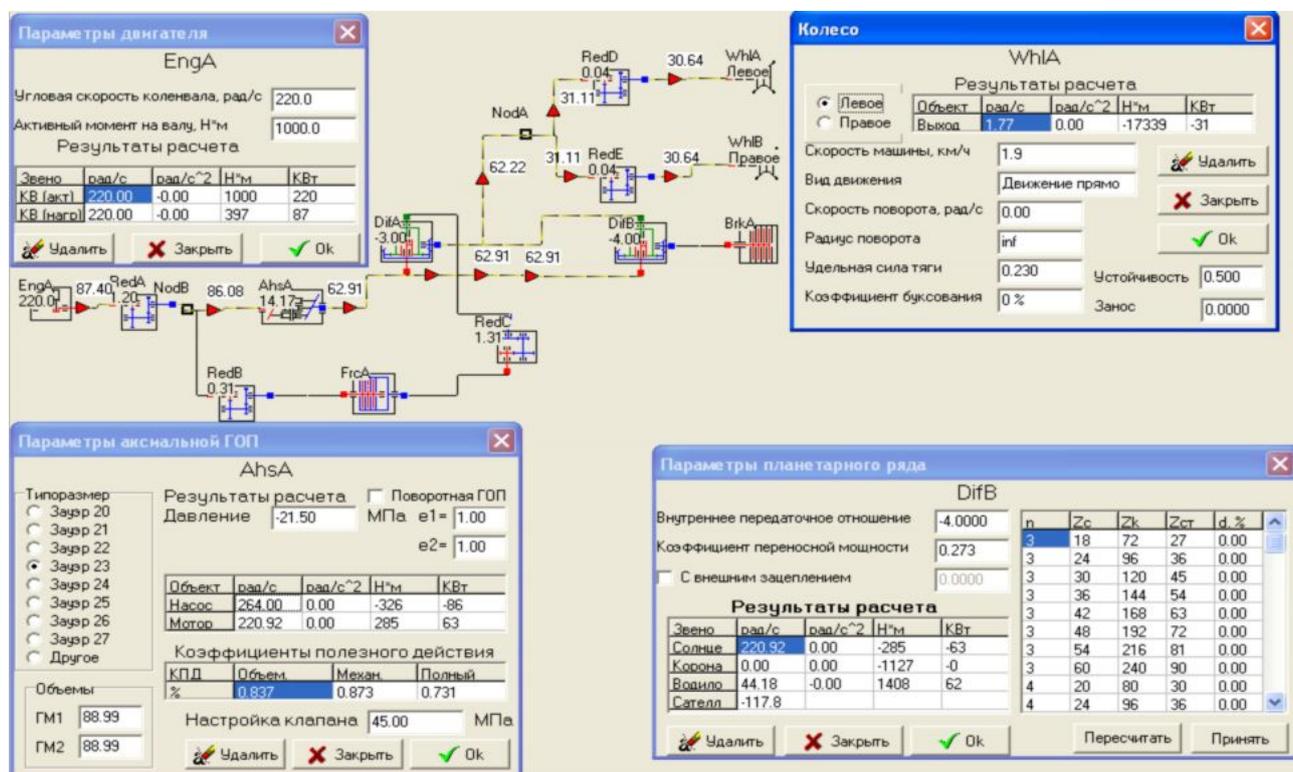


Рис. 4. Результаты исследования параметров ГОМТ в конце первого диапазона при  $e = 1$

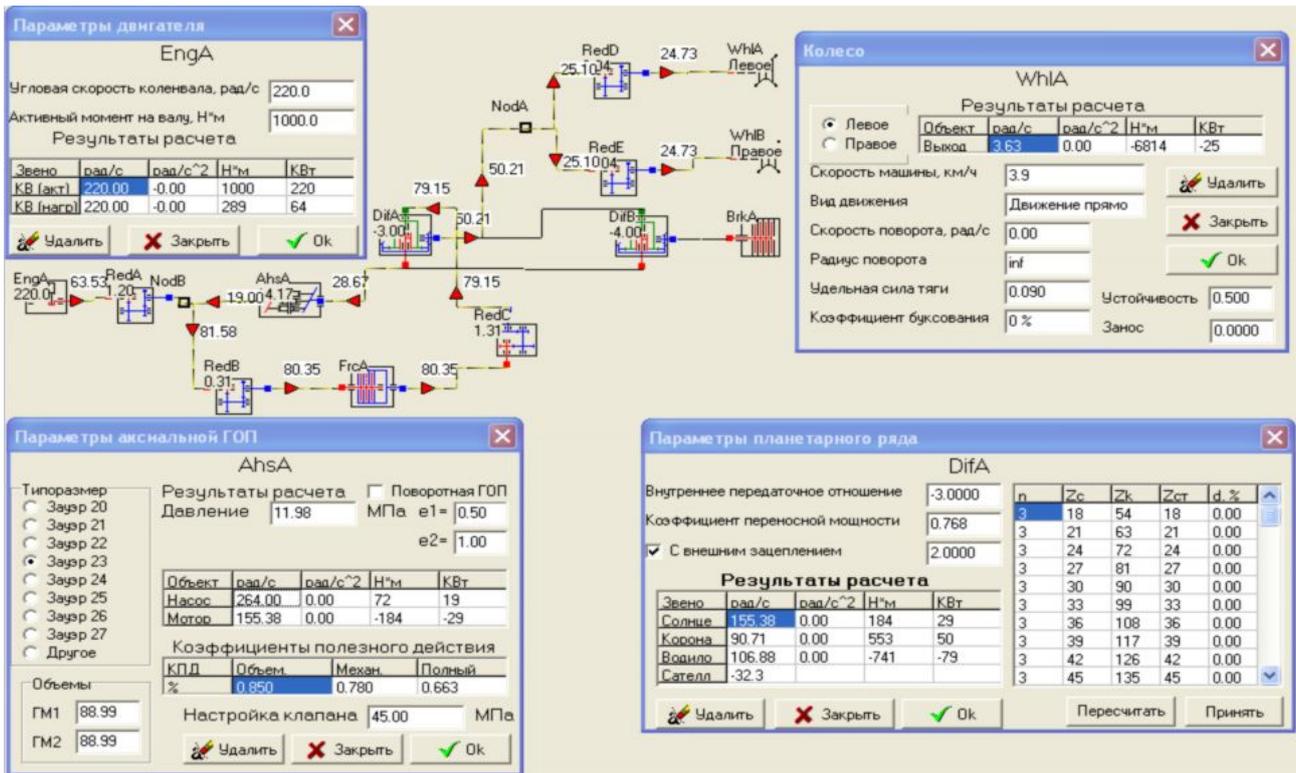


Рис. 5. Результаты исследования параметров ГОМТ на втором диапазоне при  $e = 0,5$

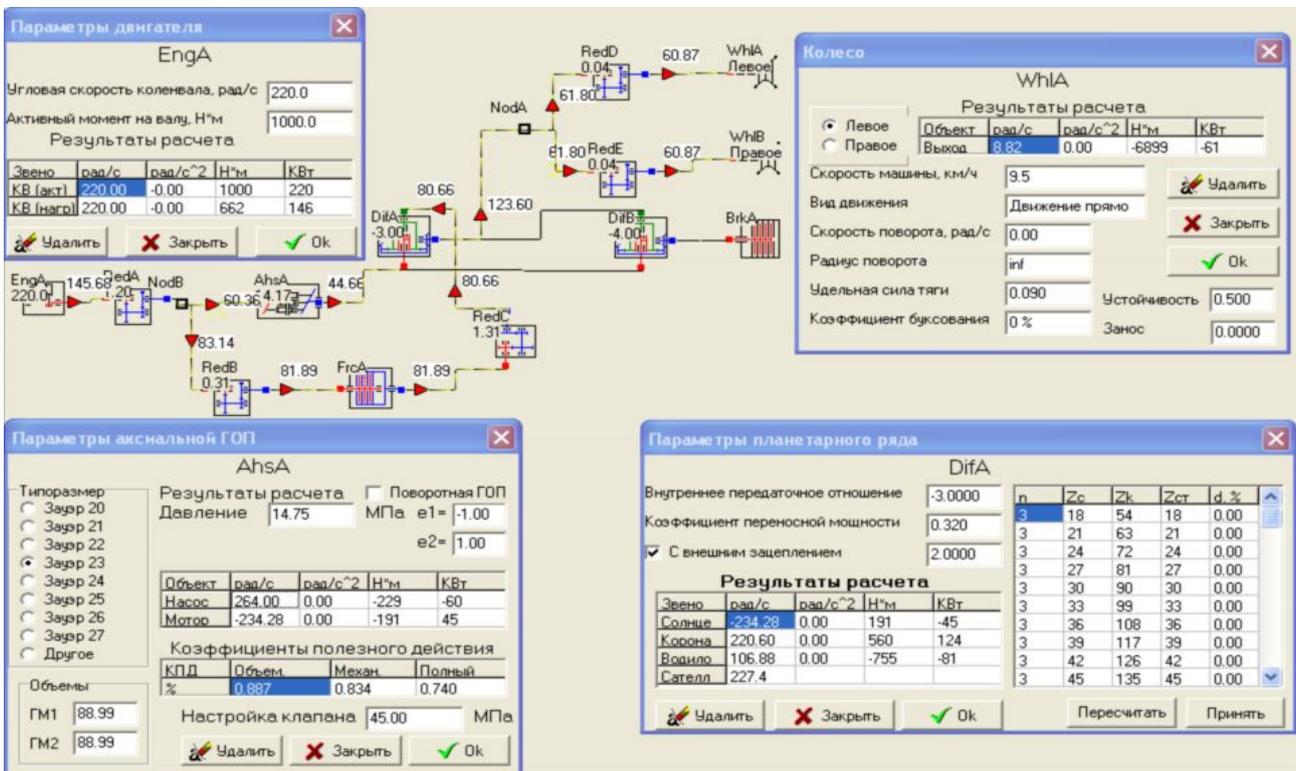


Рис.6. Результаты исследования параметров ГОМТ в конце второго диапазона при  $e = -1$

На рис. 6 показано распределение потоков мощности в конце второго диапазона при  $e = -1$  для скорости поезда  $V = 9,5$  км/ч, когда в замкнутом контуре ГОМТ циркуляция мощности отсутствует  $i_{dkвд} < 0$  и параметр  $S > 0$  (см. соотн. (6) и (8)). ГОП (AhsA) работает в прямом потоке мощности – на входе в ГМ1 мощность равна -60 кВт, на выходе из ГМ2 мощность равна 45 кВт. Показаны состояния двигателя (EngA), гидрообъемной передачи (AhsA), ведущих колес (WhlA и WhlB), планетарного ряда (DifA). Видно, что суммарные потери в обеих гидромашинах составляют 15 кВт при мощности двигателя  $N = 146$  кВт имеем, что КПД ГОМТ равен 0,83.

**Вывод.** Предложенная ГОМТ была подробно рассмотрена выше для иллюстрации распределения энергии, потоков мощности и исследования основных рабочих параметров при работе в составе ШДП. В целом, отмечая относительно низкий КПД ГОМТ на первом реверсивном диапазоне, следует акцентировать внимание на достаточно высоком КПД ГОМТ на втором тягово-транспортном диапазоне и возможность использования отечественных гидрообъемных передач типа ГСТ-90, которые обеспечивают приемлемые уровни перепадов давлений и эффективно работают на первом реверсивном диапазоне с переходом с переднего на задний ход без остановки поезда и переключений в ГОМТ.

#### Список литературы

1. Аврамов В.П. Гидрообъемные передачи в гидрообъемно-механических трансмиссиях транспортных машин / В.П. Аврамов, В.Б. Самородов. – Харьков: ХПИ, 1986. – 76 с.
2. Александров Е.Е. Результаты моделирования разгона и неравномерного поворота гусеничной машины с бортовыми гидрообъемно-механическими трансмиссиями / Е.Е. Александров, В.Б. Самородов // Вестник ХГПУ. – 2000. – Вып. 110. – С. 25 – 33.
3. Самородов В.Б., Самородов Б.В. Эффект особых зон при работе гидрообъемно-механических трансмиссий и методология их анализа // Автомобильный транспорт. – ХДАТУ. – 2002. – вып. 10. – С.36-40.
4. Рогов А.В. Развитие методов расчета систем «двигатель – трансмиссия» автомобилей и тракторов: дисс. канд. техн. наук: 05.22.02 / А.В. Рогов. – Харьков, 2006. – 168 с.
5. Динамика транспортно-тяговых колесных и гусеничных машин / [Александров Е.Е., Волонцевич Д.О., Карпенко В.А. и др.] – Харьков: ХГАДТУ. – 2001. – 642 с.
6. Объемные гидромеханические передачи: Расчет и конструирование / О.М. Бабаев, Л.И. Игнатов, Е.С. Кисточкин и др. – Л.: Машиностроение, 1987. – 256 с.
7. Деркач О.И., Бутылин А.А., Корецкий Н.А., Лизунов К.М., Кошман В.А., Сысоев А.В. Гидротрансмиссионный блок для железнодорожного транспорта // Механика и машиностроение. – 2008 г. – №1. – С. 126–130.
8. Таран И. А. Теоретические основы автоматизированного структурного синтеза и технология матричного моделирования трансмиссий // Науковий вісник НГУ. – 2009. – № 11. – С. 46–53.
9. Таран И. А. Методика автоматизированного конструирования трансмиссий шахтных дизелевозов // Уголь Украины. – 2010. – № 12. – С. 23–26.
10. Таран И.А. Результати автоматизованого аналізу гідрооб'ємномеханічної трансмісії шахтного дизелевоза / И.А. Таран // Управління проектами, системний аналіз і логістика: Науковий журнал. – К.:НТУ. – 2010. – Вип. 7. – С. 172 – 177.
11. Таран И. А. Закономерности передачи мощности по ветвям двухпоточных гидрообъемно-механических трансмиссий // Науковий вісник НГУ. – 2012. – № 2. – с. 46–53.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Блохіним С.Е.  
Надійшла до редакції 10.04.2012*

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ТЕПЛООВОГО РЕЖИМА СЕКЦИОННОГО РЕЛЬСОВОГО МАГНИТНОГО ТОРМОЗА

Представлены результаты экспериментальных исследований теплового режима секционного рельсового магнитного тормоза при различных режимах торможения шахтного локомотива.

The results of experimental studies of the thermal regime of the sectional rail magnetic brake with different modes of inhibition of mine locomotive

Наведено результати експериментальних досліджень теплового режиму секційного рейкового магнітного гальма при різних режимах гальмування шахтного локомотиву.

**Введение.** Около 70 % украинских шахт являются опасными по взрывам газа и угольной пыли. К оборудованию, которое может быть допущено к эксплуатации в таких шахтах, предъявляется ряд требований, в том числе и по максимальной температуре нагрева. Нормативными документами [1] регламентируется максимальная температура нагрева взрывобезопасного оборудования: при длительном режиме 200 °С, при кратковременном нагреве допускается 450 °С при условии, что подъем температуры свыше 200 °С и последующее охлаждение до этого значения продолжается не более 3 мин.

**Постановка проблемы.** Применение на шахтных локомотивах рельсовых магнитных тормозов позволяет повысить эффективность торможения колесно-колесным тормозом и устойчивость движения, увеличить допустимую по торможению массу поезда. Однако торможение рельсовым тормозом приводит к значительному выделению тепла в зоне фрикционного контакта и нагреву элементов фрикционного узла, что может вызвать взрыв метано-воздушной смеси, паров смазочных материалов или угольной пыли. Особую актуальность данная проблема приобретает при использовании секционных тормозных блоков. Для обеспечения безотрывного скольжения секции имеют возможность перемещения в вертикальной продольной плоскости, причем скорость относительного перемещения секций может в несколько раз превышать скорость локомотива. Данная особенность конструкции приводит к более интенсивному нагреву секций, однако теоретические и экспериментальные исследования тепловых режимов работы в научной литературе отсутствуют, что не позволяет ответить на вопрос о возможности применения секционного рельсового магнитного тормоза в шахтах, опасных по взрывам пыли и метана.

**Анализ последних достижений и публикаций.** В технической литературе имеется значительное количество научных работ, связанных с исследованием тепловых режимов работы тяжело нагруженных фрикционных механизмов, в том числе и рельсовых тормозов. Однако использовать результаты, полученные для тормозных блоков традиционной конструкции, при проектировании секционных рельсовых магнитных тормозов не представляется возможным в силу существенных отличий, особенно при применении в режиме служебного торможения с одновременным догрузением осей локомотива.

Большую опасность в этом смысле представляет объемная температура тормозного блока. В работе [2] отмечено, что при работе фрикционного тормозного механизма объемная температура достигает большего значения, чем температура вспышки, особенно при длительных торможениях. Нагретые поверхности фрикционной пары, производящие теплоотдачу в окружающую среду, способны инициировать воспламенение метановоздушной смеси и паров смазочных материалов. Следовательно, объемная температура элементов фрикционной пары может быть использована в качестве критерия оценки теплового режима тормозного механизма по условию взрывобезопасности.

Результаты теоретических исследований [3] позволили сделать вывод о том, что поверхностные осцилляции теплового потока в ползьях секций тормозного блока интенсивно распространяются на расстоянии 40–50 мм от поверхности фрикционного контакта; на большем расстоянии амплитуды колебаний температур нивелируются, абсолютные значения объемной температуры нагрева монотонно убывают. Основной задачей теоретических исследований являлось установление закономерностей формирования и распределения температурных полей по объему тормозной секции [3], проблеме определения абсолютных значений температур нагрева поверхностей тормозного блока в силу её сложности математической постановки целесообразнее решать, прежде всего, экспериментальным путем.

**Цель работы** – обоснование возможности применения секционного рельсового магнитного тормоза шахтного локомотива в условиях шахт, опасных по взрывам пыли и газа путем экспериментального исследования теплового режима при различных условиях торможения.

**Изложение основного материала.** Время существования единичного пятна фрикционного контакта составляет от  $10^{-7}$  до  $10^{-8}$  с. Хотя температура вспышки достигает значительных величин, энергия ее нагрева, вследствие непродолжительного действия, недостаточна для воспламенения взрывоопасной смеси. Согласно гипотезе, выдвинутой в [2], наибольшего значения температура контакта достигает на поверхностях трения. Поскольку процесс торможения рельсовым тормозом представляет собой взаимодействие весьма плотно прижатых поверхностей, вероятность возгорания каких-либо горючих соединений под действием температуры поверхностей трения, являющейся функцией температуры вспышки, практически очень мала.

С целью проверки результатов теоретических исследований и установления максимальной температуры нагрева рельсового тормоза были проведены натурные эксперименты в условиях поверхностного комплекса шахты «Днепро-Донецкая».

Задача первой серии экспериментов состояла в определении зон максимального поверхностного нагрева тормозного блока. Для этого один из находящихся в работе аккумуляторных электровозов АРП14 был оснащен двумя секционными рельсовыми магнитными тормозами, у которых боковые и торцевые поверхности ползьев были покрыты слоем термоиндикатора плавления ТИП-122 (ТУ 2638-002-48591565-2000 "Термоиндикаторы плавления высокочувствительные"). Метод измерения температуры с помощью термоиндикато-

ров плавления (ТИП) отличается простотой, экономичностью, малой трудоемкостью, возможностью оперативного получения достаточно полной информации о тепловом режиме конструкций, агрегатов и узлов в широком диапазоне температур. ТИП характеризуются хорошей адгезией к различным металлам, герметикам, керамике и другим конструкционным материалам. Пигментированные ТИП при своем плавлении удерживаются на исследуемых элементах конструкции при воздействии ударных, вибрационных, центробежных нагрузок, хорошо противостоят воздействию агрессивных сред. Фиксация температурных полей, определяемых ТИП, может быть осуществлена с помощью как цветной, так и черно-белой фотографии.

Условия проведения заездов следующие: температура воздуха при проведении серии заездов составляла  $+21\dots+23$  °С при влажности 82 %, состояние рельсов Р34 – влажные, чистые.

Первая серия экспериментов предусматривала разгон локомотива с сцепной частью общей массой 60 т до скорости от 1 до 3 м/с и торможение с применением различных схем включения тормозных механизмов. Как и предполагалось, наибольший нагрев секций наблюдался при торможении рельсовым магнитным тормозом при наклоне тяг системы подвешивания более 30 °. На рис. 1 представлены картины температурного поля первой и второй секций после интенсивного торможения на участке пути длиной 180 м, время торможения составило 168 с, уклон пути равнялся 10 ‰. Анализ результатов показал, что наибольший нагрев возникает в передней части тормозной секции, причем передняя по ходу движения секция нагревалась более интенсивно.

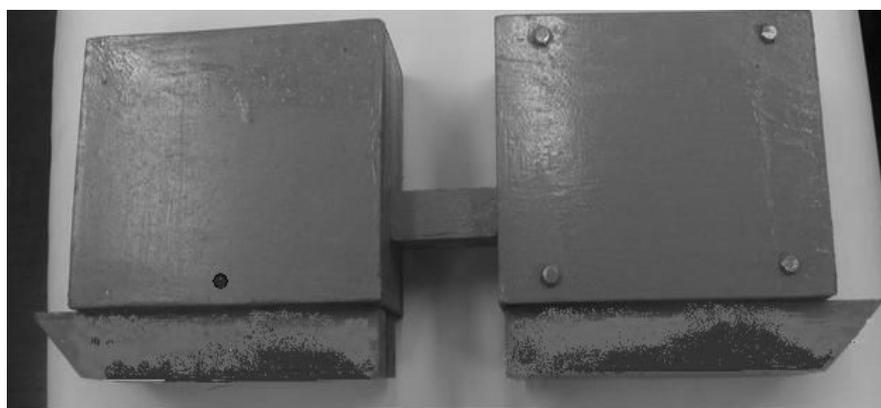


Рис. 1. Картина распределения поверхностной температуры (индикатор ТИП-122)

Вторая серия заездов выполнялась с целью определения максимальной поверхностной температуры нагрева секций тормозного блока. Поскольку для решения поставленной в работе задачи необходимо знать точные значения температур, было решено вместо термоиндикаторов плавления использовать общепромышленные термопары с хромель-алюмелевым чувствительным элементом (спаем) типа КТХА 02.21-000-к1-Н-СЕР с термоэлектродами диаметром 0,8 мм и оболочкой из керамического волокна. Для записи и хранения показаний использовался термолоттер ТЛ-21, обеспечивающий регистрацию показаний с

точностью  $\pm 0,3$  °С и хранение их в памяти устройства. В качестве датчиков температуры использовались термопары, крепившиеся к ползьям на расстоянии 52 мм от переднего торца вдоль нормали к поверхности трения.

Для определения максимальной температуры нагрева тормозного блока моделировался процесс экстренного торможения на участке с руководящим уклоном 32‰ как при совместном использовании колесно-колодочного и магниторельсового тормозов, так и блокировании колес испытуемого локомотива на начальной скорости торможения 2, 3 и 4 м/с. На рис. 2 приведены результаты измерений поверхностной температуры тормозного блока. Тормозной режим невысокой интенсивности (начальная скорость торможения 2 м/с) характеризуется значением максимальной температуры 145 °С и равномерным распределением теплового потока по объёму тела. С увеличением скорости скольжения наблюдается повышение температуры до 174 °С и менее стабильным градиентом распределения теплового потока, что объясняется увеличением теплообразования в зоне фрикционного контакта.

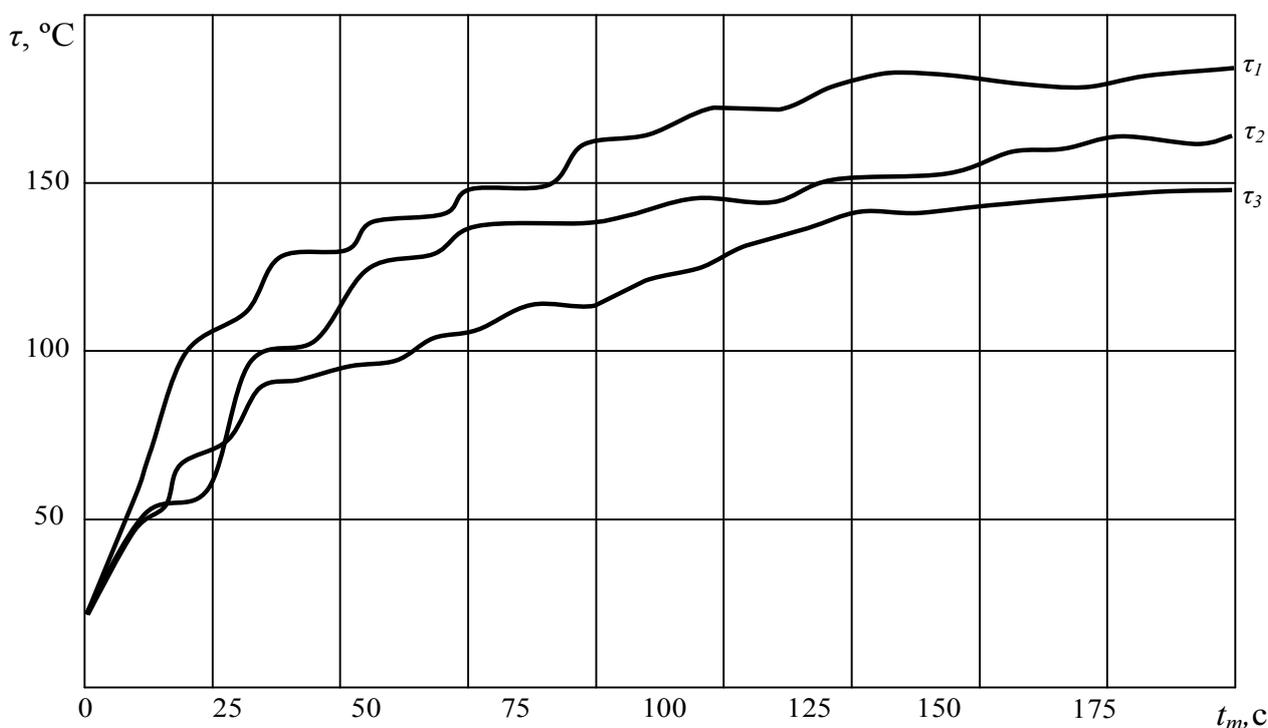


Рис. 2. Изменение и распределение температуры местного нагрева боковой поверхности ползьев тормозной секции: а – при силе прижатия 8,3 кН, скорости скольжения 2 м/с; б – при силе прижатия 8,3 кН, скорость скольжения 3 м/с;  $\tau_1$ ,  $\tau_2$ ,  $\tau_3$  – температура в первой, второй и третьей точках от поверхности трения

Наибольший интерес представляют исследования теплового режима рельсового магнитного тормоза в наиболее тяжелых условиях эксплуатации – торможение на руководящем уклоне при отказе колесно-колодочного тормоза. Результаты измерений температуры нагрева рельсового тормоза при аварийном торможении приведены на рис. 3. В данном случае наблюдается ярко выражен-

ная неравномерность распределения температуры по объему тела. Анализ результатов исследований тепловых режимов фрикционных тормозных устройств показал, при резком увеличении нагрузки возрастает поверхностная температура, при этом скорость распространения теплового фронта по объему тела остается неизменной. Максимальная температура нагрева ползьев секции тормозного блока составила  $234^{\circ}\text{C}$  (первая секция).

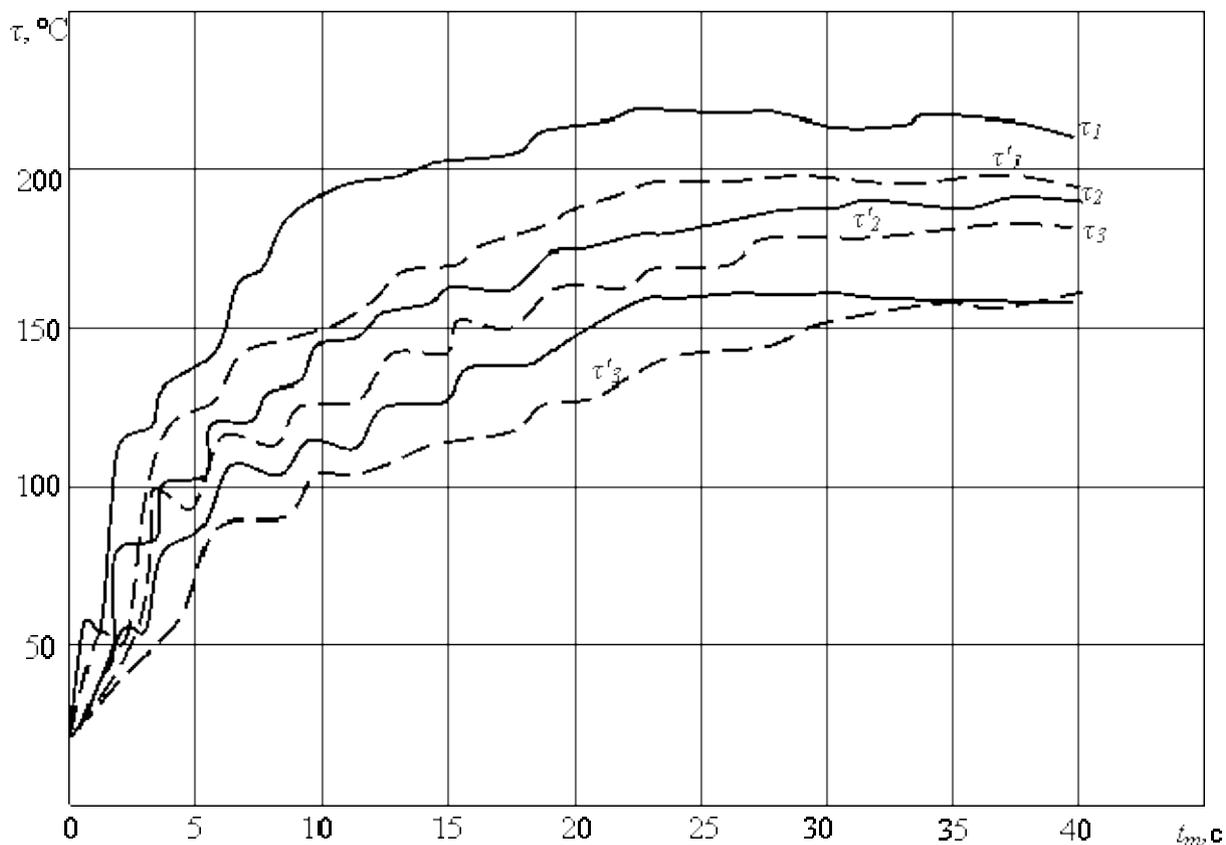


Рис. 3. Изменение и распределение температуры местного нагрева боковой поверхности ползьев тормозной секции при аварийном торможении (начальная скорость торможения 4 м/с):  $\tau_1$ ,  $\tau_2$ ,  $\tau_3$ ,  $\tau'_1$ ,  $\tau'_2$ ,  $\tau'_3$ , – температура в первой, второй и третьей точках от поверхности трения для первой и второй секции соответственно

**Выводы.** На основании результатов экспериментальных исследований процессов формирования тепловых потоков и их влияния на поверхностную и объемную температуры пары трения тормозного блока и рельса можно утверждать, что максимального значения температура нагрева тормозного блока достигает при торможении груженого поезда на руководящем уклоне при установке тяг системы подвешивания с углом наклона более  $28^{\circ}$ . Температура нагрева первой по ходу секции превышает аналогичный показатель для второй секции. Анализ полученных результатов позволяет утверждать, что секционный тормозной блок магниторельсовой системы соответствует требованиям ПИВРЭ, предъявляемым к взрывобезопасному оборудованию и может быть использован в условиях шахт, опасных по газу.

### Список литературы

1. Правила изготовления взрывозащищенного и рудничного электрооборудования. – М.; Л.; Энергия, 1984 г. – 94 с.
2. Новицкий А. В. Тепловой режим рельсового тормоза шахтного локомотива // Сборник докладов международной научно-технической конференции «Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості», г. Кривой Рог, 18-22.05.04. – г. Кривой Рог, 2004. – С.135-140.
3. Иноземцев В.Г. Тепловые расчеты при проектировании и эксплуатации тормозов. – М.: Транспорт, 1966. – 26 с.
4. Беляев Н. М., Рядно Н. А. Методы нестационарной теплопроводности. – М.: Высшая школа, 1978. 327 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Блохіним С.Є.  
Надійшла до редакції 02.04.2012*

УДК.629.433: 621.315.175

© А.Г. Рудченко

### **ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС ПРОЦЕССА УДАЛЕНИЯ ЛЬДА С ПРОВОДОВ КОНТАКТНОЙ СЕТИ НАЗЕМНОГО ЭЛЕКТРОТРАНСПОРТА**

Отримано рівняння теплового балансу процесу видалення льоду з проводів контактної мережі міського електричного транспорту. Встановлено залежність напруженості магнітного поля від діаметра проводу, часу дії цього поля на визначеній ділянці проводу, товщини льоду, що нагрівається, а також кратності глибини проникнення даного поля.

Получено уравнение теплового баланса процесса удаления льда с проводов контактной сети городского электрического транспорта. Установлена зависимость напряженности магнитного поля от диаметра проводника, времени действия этого поля на определенном участке проводника, толщины нагреваемого льда и кратности глубины проникновения данного поля

The equation of heat balance of the process of removing ice from the contact system wires electric urban transport is received. The dependence of the magnetic field intensity on the diameter of the conductor, the time of action of this field on a particular area of the conductor, the thickness of the heated ice and the multiplicity of the penetration depth of the field is established.

Проблема обледенения металлоконструкций остро возникла при массовом использовании летательных аппаратов и дальнейшем развитии электро-транспорта (железнодорожный транспорт, трамвайно-троллейбусный парк, подвесные дороги и т.д.).

Образования гололеда на проводах контактной сети может привести к следующим последствиям:

- нарушение нормального режима работы электроподвижного состава;
- увеличению экономических убытков предприятий городского электро-транспорта из-за простоев электротранспорта и необходимости ремонта тяговой сети;

- увеличению социальной напряженности и экономическим убыткам на других предприятиях народного хозяйства вследствие массовых опозданий.

В работе [1] было проанализировано основные методы и технические средства по борьбе с обледенением металлоконструкций, и в частности, проводов контактной сети городского электротранспорта, а также определено перспективное направление по решению данной проблемы. Этим направлением является электродинамический метод, на основании которого построено устройство [2], работающее следующим образом: при движении электропоезда в момент встречи на пути обледененной зоны провода включается система управления электроразрядным источником тока, который подает к индуктору с определенной частотой одиночные импульсы тока, следующие один за другим, вызывая вблизи очищаемого провода импульсы электромагнитного поля. Взаимодействие наведенных в проводе токов, вызванных этим полем, и собственных токов в индукторе приводит к созданию в проводе серии бегущих поперечных волн, периодически удаляющих лед на некотором расстоянии впереди индуктора. Так как этот процесс периодически повторяется, то при движении электропоезда с определенной скоростью обеспечивается непрерывная очистка обледеневшего провода ото льда перед электропоездом.

Данное устройство [2] является перспективным для использования при борьбе с обледенением контактных проводов городского электротранспорта, но имеет ряд недостатков: в зоне влияния устройства удаление льда неравномерное, а применение электроразрядного источника тока приводит к увеличению энергетических затрат.

Авторами работы [3] разработано устройство, работа которого основано на электромагнитном принципе. Переменное электромагнитное поле, взаимодействуя с проводником, который помещен в это поле, наводит в нем вихревые токи. Как следствие происходит равномерный нагрев металлического проводника с подтаянием льда по всей поверхности зоны влияния, что приводит к повышению эффективности удаления льда с контактных проводов при снижении энергетических затрат.

На рис. 1 приведена схема устройства для удаления льда с проводов контактной сети электротранспорта, базирующегося на электромагнитном методе.

Устройство состоит из подковообразного магнитопровода индуктора 1, имеющего воздушный зазор, в котором помещается контактный провод 2. Индуктор закреплен на держателе 3 и прижимается к проводу 2 пружиной 4. Обмотка 5 индуктора изолированным проводом 6 соединена с высокочастотным источником тока 7. На держателе 3, который шарнирно закреплен на токосъемнике 8 транспортного средства 9, после индуктора 1 размещено механическое устройство 10.

Работа данного устройства может быть осуществлена следующим образом. При движении транспортного средства 9, например трамвая, в момент возникновения на пути обледеневшей зоны провода 2 автоматически или вручную на обмотку 5, с помощью высокочастотного источника тока 7, подается переменное напряжение заданной частоты.

Целью данной работы является определение теплового баланса в процессе удаления льда с поверхности провода контактной сети с помощью индуктора переменного электромагнитного поля.

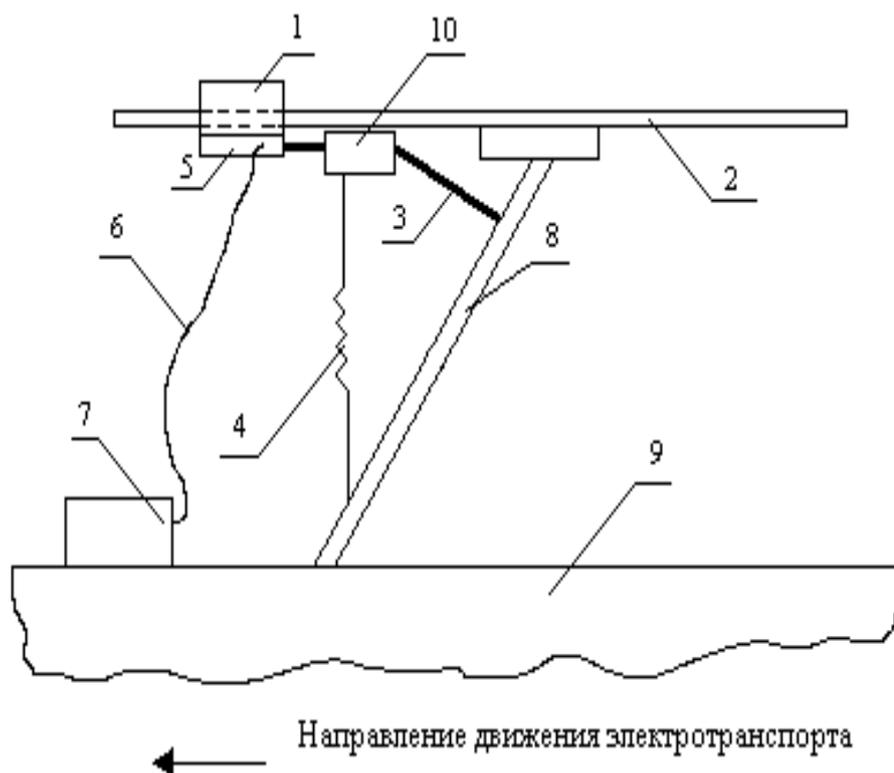


Рис. 1. Схема устройства для удаления льда с проводов контактной сети электротранспорта

Возникновение вихревых токов или токов Фуко сопровождается диссипацией энергии поля, выделяющейся в виде джоулева тепла [4]. Диссипация энергии может быть выражена через полный магнитный момент  $\vec{M}$ , приобретаемый проводником в магнитном поле. В периодическом поле магнитный момент тоже есть периодическая функция времени с той же частотой.

Авторы работы [4] приводят выражение для определения диссипации энергии в единицу времени:

$$Q = \frac{V}{2} \omega \alpha''_{ik} \mu_0 \mu H^2, \text{ Дж/с} \quad (1)$$

где  $\omega = 2\pi f$  – угловая частота тока, рад/с;  $f$  – частота тока в обмотках катушки, Гц;  $\mu$  – магнитная проницаемость среды (в данном случае проводника);  $\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$  Г/м – магнитная постоянная;  $H$  – напряженность магнитного поля, А/м;  $V$  – объем проводника, м<sup>3</sup>;  $\alpha''$  – коэффициент пропорциональности диссипации энергии электромагнитного поля.

Необходимое количество тепла для нагрева льда, находящегося на поверхности проводника определяем по выражению:

$$Q_n = m_l c_l (T_k - T_n), \text{ Дж} \quad (2)$$

где  $m_l$  – масса льда, который необходимо растопить, кг;  $c_l$  – удельная теплопроводность вещества, в нашем случае льда, и равная  $2,09 \cdot 10^3$  Дж/кг·К;  $T_k$  и  $T_n$  – конечные и начальные температуры нагрева, К.

Массу льда, который необходимо нагреть, определяем по выражению:

$$m_{\text{л}} = V_{\text{л}} \rho_{\text{л}},$$

где  $\rho_{\text{л}} = 0,9 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$  – плотность льда при  $0^\circ$ ;  $V_{\text{л}}$  – объем льда, но не весь находящийся на проводнике, а только тонкая его пленка. Объем рассчитаем следующим образом:

$$V_{\text{л}} = S_{\text{л}} l,$$

где  $l$  – длина проводника, находящегося в зоне непосредственного влияния электромагнитного поля индуктора, м;  $S_{\text{л}}$  – площадь в сечении ледяной пленки, находящегося вокруг проводника,  $\text{м}^2$ . Здесь  $S_{\text{л}}$  рассчитывается по формуле  $S_{\text{л}} = S'_2 - S_1$ , где  $S'_2$  – площадь сечения проводника с учетом толщины пленки льда  $\Delta d$ ,  $S_1$  – площадь сечения проводника с диаметром  $d$ .

Выше названные площади определяем следующим образом:

а) площадь сечения проводника  $S_1 = \frac{\pi d^2}{4}$

б) площадь сечения проводника с учетом толщины пленки льда

$$S'_2 = \pi \left( \frac{d}{2} + \Delta d \right)^2 = \pi \left( \frac{d^2}{4} + d\Delta d + \Delta d^2 \right) = \frac{\pi d^2}{4} + \pi d\Delta d + \pi \Delta d^2$$

в) площадь в сечении ледяной пленки

$$S_{\text{л}} = S'_2 - S_1 = \frac{\pi d^2}{4} + \pi d\Delta d + \pi \Delta d^2 - \frac{\pi d^2}{4} = \pi \Delta d (d + \Delta d)$$

Таким образом, подставляя в уравнение (2) полученные выражения, мы получаем формулу:

$$Q_{\text{н}} = \rho_{\text{л}} l \pi \Delta d (d + \Delta d) c_{\text{л}} (T_{\text{к}} - T_{\text{н}}), \text{ Дж} \quad (3)$$

Кроме того, часть тепловой энергии, образующейся вихревыми токами в индукторе, расходуется на нагрев проводника, но не всего, а только на глубину проникновения магнитного поля:

$$Q_{\text{пр}} = m_{\text{пр}} c_{\text{пр}} (T_{\text{к}} - T_{\text{н}}), \text{ Дж} \quad (4)$$

где  $m_{\text{пр}}$  – масса проводника, который непосредственно нагревается, кг;  $c_{\text{пр}}$  – удельная теплопроводность вещества, в нашем случае меди, и равная  $380 \text{ Дж/кг}\cdot\text{К}$ ;  $T_{\text{к}}$  и  $T_{\text{н}}$  – конечные и начальные температуры нагрева, К.

Массу проводника, которую нагревает индуктор, определяем по выражению:

$$m_{\text{пр}} = V_{\text{пр}} \rho_{\text{пр}},$$

где  $\rho_{\text{пр}} = 8,9 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$  – плотность вещества, а именно меди;  $V_{\text{пр}}$  – объем проводника, подверженного нагреву. Объем рассчитаем следующим образом:

$$V_{\text{пр}} = S_{\text{пр}} l,$$

где  $l$  – длина проводника, находящегося в зоне непосредственного влияния электромагнитного поля индуктора, м;  $S_{np}$  – площадь в сечении проводника, подверженному непосредственному нагреву, м<sup>2</sup>. Здесь  $S_{np}$  рассчитывается по формуле  $S_{np} = S_1 - S_2''$ , где  $S_2''$  – площадь сечения проводника без учета глубины проникновения электромагнитного поля  $\delta$ ,  $S_1$  – площадь сечения проводника с диаметром  $d$ .

Выше названные площади определяем следующим образом:

а) площадь сечения проводника без учета глубины проникновения

$$S_2'' = \pi \left( \frac{d}{2} - \delta \right)^2 = \pi \left( \frac{d^2}{4} - d\delta + \delta^2 \right) = \frac{\pi d^2}{4} - \pi d\delta + \pi \delta^2$$

б) площадь в сечении ледяной пленки

$$S_{np} = S_1 - S_2'' = \frac{\pi d^2}{4} - \frac{\pi d^2}{4} + \pi d\delta - \pi \delta^2 = \pi \delta (d - \delta)$$

Таким образом, подставляя в уравнение (4) полученные выражения, мы получаем формулу:

$$Q_{np} = \rho_{np} l \pi \delta (d - \delta) c_{np} (T_k - T_n), \text{ Дж} \quad (5)$$

Следует заметить, что при составлении теплового баланса, будем пренебрегать диффузией тепла на весь диаметр проводника, а также на всю толщину льда и в атмосферный воздух. Кроме того, будем считать, что вся энергия, определяемая уравнением (1) преобразовывается в тепловую полностью.

Таким образом, тепловой баланс, а значит и энергетический, будет иметь следующий вид:

$$Q_n = Qt - Q_{np}, \quad \text{Дж} \quad (6)$$

В выражении (6)  $t$  – время, которое введено что бы привести уравнение баланса к единым единицам измерения, т.к. формула (1) дает диссипацию энергии за 1 сек.

Из уравнения (6) можно определить необходимую напряженность магнитного поля, создаваемую индуктором. Для этого в (6) подставим значения количества тепла и энергии, определенные уравнениями (1), (3) и (5). После чего решим полученное выражение относительно напряженности магнитного поля  $H$ :

$$H = \sqrt{\frac{2l\pi(T_k - T_n)[\rho_l c_l \Delta d (d + \Delta d) + \rho_{np} c_{np} \delta (d - \delta)]}{V \omega \alpha_{ik}'' \mu_0 \mu t}} \quad (7)$$

Запишем уравнение (7) для нагрева на  $l$  К поверхности проводника и тонкого слоя льда, покрывающего проводник, с учетом того, что  $V = \frac{\pi d^2 l}{4}$ ,  $\omega = 2\pi f$  и пусть слой льда, который необходимо нагреть, будет пропорционален глубине проникновения магнитного поля  $\delta = \frac{d}{\gamma}$ , а именно  $\Delta d = \frac{\varphi d}{\gamma}$ . Здесь

$\varphi$  – коэффициент пропорциональности. При этом частоту определим по выра-

жению  $f = \frac{\rho\gamma^2}{\pi\mu_0 d^2}$  [5].

Таким образом, получим уравнение зависимости напряженности магнитного поля от диаметра проводника, времени действия этого поля на определенном участке проводника, толщины нагреваемого льда и кратности глубины проникновения данного поля:

$$H^* = \frac{2d}{\gamma^2} \sqrt{\frac{\varphi\rho_{\text{л}}c_{\text{л}}(\gamma + \varphi) + \rho_{\text{пр}}c_{\text{пр}}(\gamma - 1)}{\rho\alpha_{\text{ик}}''t}} \quad (8)$$

**Выводы.** В процессе определения энергетических затрат и их минимизации при удалении льда с проводов контактной сети наземного городского электротранспорта способом индукционного нагрева получены следующие результаты:

1. Установлена зависимость необходимого количества тепла для нагрева льда, находящегося на поверхности проводника от толщины пленки льда.
2. Установлена зависимость расхода тепла на нагрев проводника в зависимости от глубины проникновения электромагнитного поля в проводник.
3. Получено уравнение теплового баланса в системе «индуктор-провод» в процессе удаления льда с проводов контактной сети городского электротранспорта.
4. Получено уравнение зависимости напряженности магнитного поля индуктора от диаметра проводника, времени действия этого поля на определенном участке проводника, толщины нагреваемого льда и кратности глубины проникновения данного поля.

#### Список литературы

1. В.Н. Лапицкий, А.Г. Рудченко Проблема обледенения проводов контактной сети электротранспорта// Наковий Вісник НГАУ. – 2002. – №6. – с. 91-93.
2. Открытие № 556964 СССР. Устройство для удаления льда с проводов /И.А. Левин (СССР). – Оpubл. 05.05.77, Бюл. № 17// Открытия. Изобр. – 1977. – № 17. – с.140-141.
3. Деклараційний патент на винахід № 56882 А, В60L5/02, H02G7/16// Лапицький В.М., Рудченко А.Г. – Спосіб для видалення льоду з проводів контактної мережі електротранспорту та пристрій для його здійснення. – 15.05.2003. Бюл. № 5.
4. Л.Д. Ландау, Е.М. Лифшиц. Электродинамика сплошных сред. – М.: гос. изд-во физ.-мат. литературы, 1959. – 532 с.
5. В.Н. Лаписцкий, А.Г. Рудченко. Минимизация энергетических затрат индуктора, применяемого для удаления льда с проводов контактной сети наземного электротранспорта // Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників – 2011» – Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2011. – С. 54-58

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.  
Надійшла до редакції 19.03.2012*

## МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ РОЛИКОВЫХ НАПРАВЛЯЮЩИХ СКИПОВ ДЛЯ СТВОЛОВ С НАРУШЕННОЙ ГЕОМЕТРИЕЙ

У статті розглянута задача визначення раціональних параметрів роликів напрямних для систем «скап - жорстке армування» стовбурів, що знаходяться в зоні зрушення гірських порід. Визначено параметри, що забезпечують зниження динамічних навантажень на провідники.

В статье рассмотрена задача определения рациональных параметров роликовых направляющих для систем «скап - жесткая армировка» стволов, которые находятся в зоне сдвижения горных пород. Определены параметры, обеспечивающие снижение динамических нагрузок на проводники.

The article considers the problem of rational parameters determination of roller directors for systems "skip - rigid reinforcement" of shafts, being in the zone of mining soil movement. The parameters, that ensure reduction of dynamic loads on the guides, are determined.

**Введение.** Исследования, посвященные определению рациональных параметров систем «сосуд – армировка», показали, что существуют два направления по снижению контактных динамических нагрузок на проводники в стволах с нарушенной геометрией: коррекция профилей проводников и изменение упруго-диссипативных параметров роликовых направляющих. Снижение скорости движения сосуда на искривленном участке для снижения динамических нагрузок является либо превентивной, либо крайней технологической мерой. Оно может применяться только в том случае, когда предыдущие решения исчерпали свои технические возможности или до проведения корректирующих технических мероприятий для перевода системы «сосуд – армировка» в более безопасное техническое состояние

**Материалы и результаты исследований.** Для определения степени влияния профилей проводников грузоподъемного отделения на динамические нагрузки в системе «сосуд – армировка» необходимо выполнить динамический расчет системы с использованием программного комплекса в системе SolidWorks – SolidMotion – SolidSimulation и какого-либо математического процессора, например, вычислительной системе MATHCAD [1, 2].

На этапе подготовки исходных данных для расчета выполняются в промышленных условиях на исследуемом подъеме аппаратурные измерения диаграммы рабочей скорости.

Кроме того, проводятся измерения лобовых отклонений проводников от вертикали в развертке по номерам ярусов и глубинным отметкам в стволе маркшейдерской аппаратурой СИ. Полученные данные синхронизируются в развертке по времени в цикле и сохраняются в табличных файлах в формате, совместимом с системой SolidMotion, отдельно для цикла спуска порожнего сосуда и отдельно для подъема груженого.

В лабораторных условиях методом испытания на метрологически аттестованном измерительном прессе определяются фактические жесткости роликовых направляющих

В системе SolidWorks – SolidSimulation на основании данных, взятых из паспорта ствола по конструкции ярусов армировки и сортаментам балок, рассчитываются лобовые опорные жесткости проводников.

В системе SolidMotion строится твердотельная модель системы «сосуд – армировка», в которой массы и размеры сосуда соответствуют фактическим значениям, определенным по паспорту ШПУ, опорные жесткости проводников берутся из результатов расчетов системе SolidWorks – SolidSimulation, опорные жесткости роликов берутся из результатов лабораторных испытаний.

Производится динамический расчет системы «сосуд – армировка», результатом которого являются выходные таблицы данных, содержащих лобовые перемещения сосуда, лобовые перемещения (с учетом динамических прогибов) проводников, контактные нагрузки на проводники по всем 4-м направляющим верхнего и нижнего поясов сосуда.

По результатам расчета строятся графики найденных параметров в развертке по времени цикла (рис. 1).

Из этих графиков определяются участки наибольших искривлений осей проводников (участок диаграммы скорости 60–80 с цикла подъема) и определяется уровень максимальных нагрузок на проводники (30–50 кН). Если уровень нагрузок превышает 10 кН, соответствующих безударному проектному режиму взаимодействия (например, участок диаграммы скорости 35–45 сек), то проводятся дальнейшие исследования, направленные на определения параметров минимально достаточной коррекции профилей проводников по критерию снижения контактных нагрузок до безударного уровня.

Для этого в системе SolidSimulation определяются собственные частоты колебаний сосуда (рис. 2) и спектральные характеристики возмущений со стороны проводников (рис. 3).

Проводится сопоставительный анализ значений собственных частот и частот возмущений со стороны проводников. В спектре проводников выделяются частоты, близкие к собственным частотам колебаний сосуда.

Для изменения амплитудно-частотной характеристики возмущений от проводников проводится построение серии сглаженных профилей с возрастанием коэффициента сглаживания (0 – 9) методом Гаусса:

$$U_{i,cp} = \frac{\sum_{j=1}^n Kgs\left(\frac{U_{i,x} - U_{j,x}}{b}\right) \cdot U_{j,y}}{\sum_{j=1}^n Kgs\left(\frac{U_{i,x} - U_{j,x}}{b}\right)}, \quad (1)$$

где окно Гаусса

$$Kgs(x) = \frac{1}{\sqrt{2 \cdot \pi \cdot 0.37}} \cdot \exp\left(\frac{-x^2}{2 \cdot 0.37^2}\right), \quad (2)$$

$b$  = параметр сглаживания,  $U_{i,sp}$  – координаты сглаженного профиля проводника.

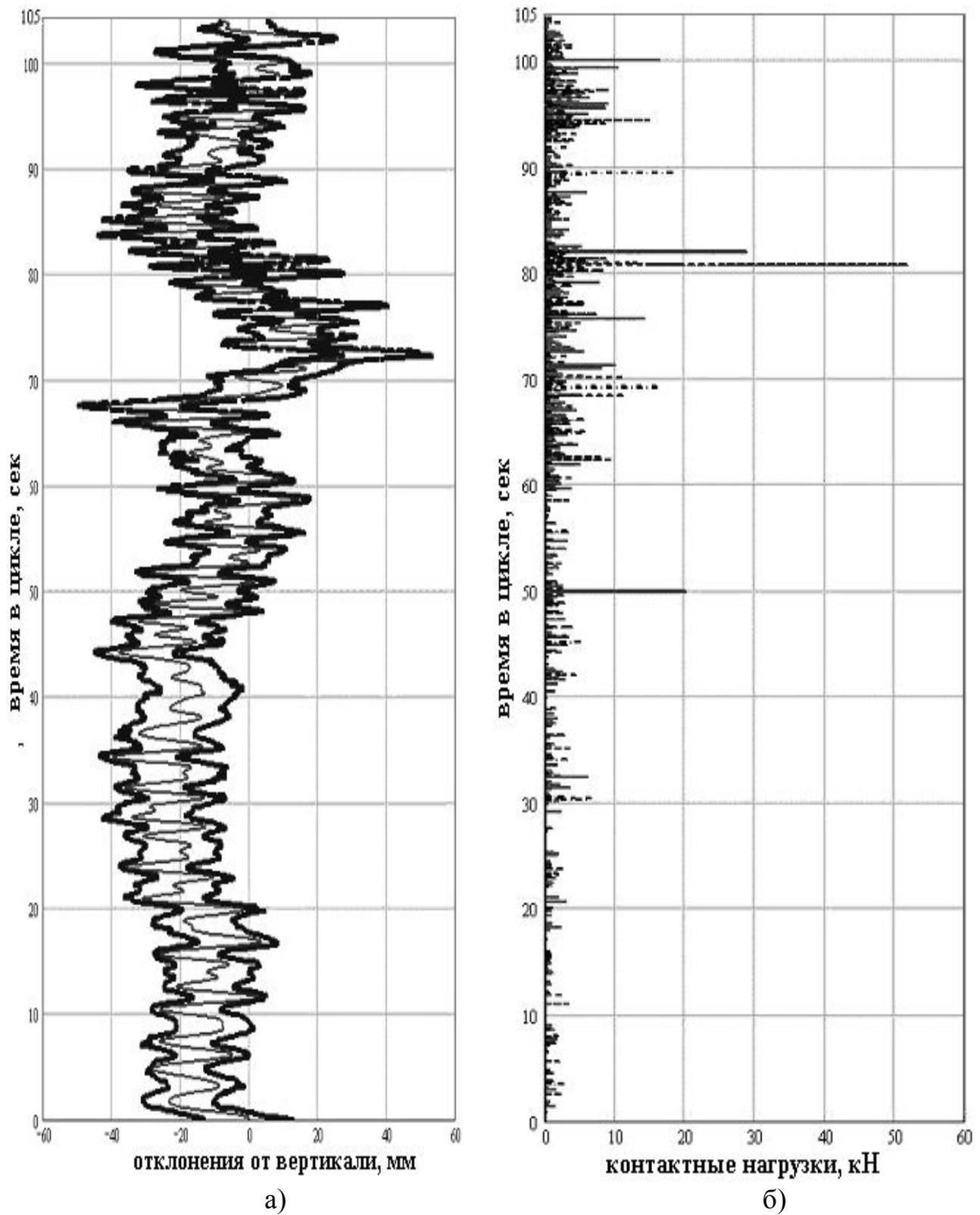
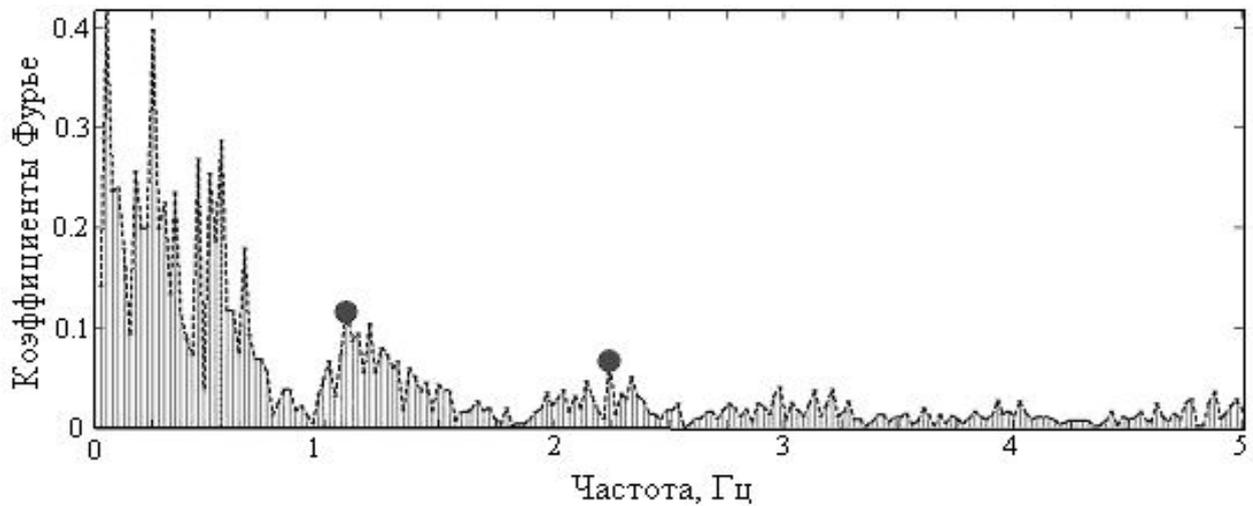


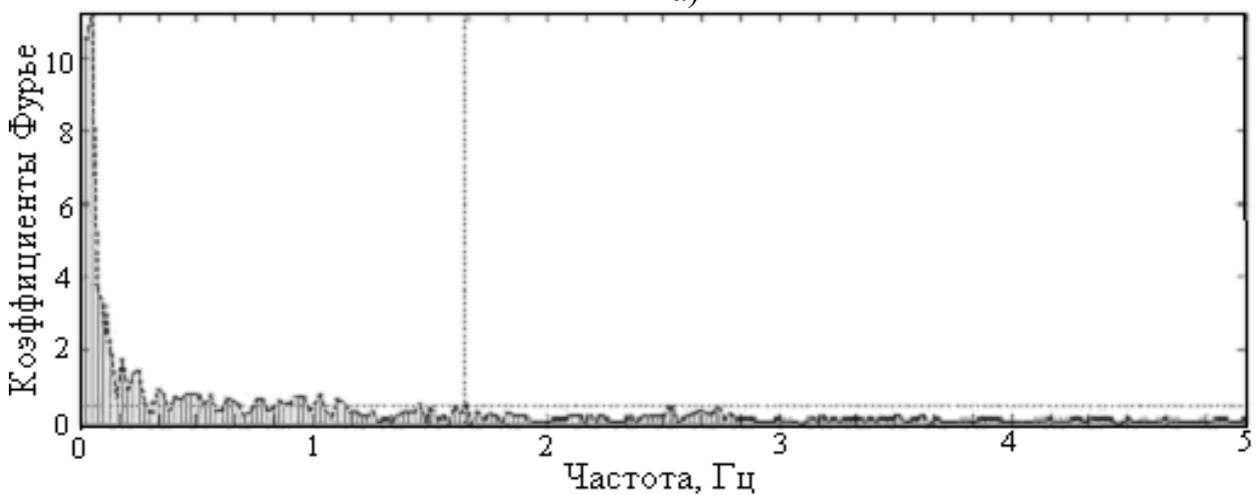
Рис. 1. Графики перемещений башмаков (а) и контактных нагрузок на проводники (б)



Рис. 2. Собственные частоты системы «скип – роликовые направляющие»:  
 1 – поступательная частота в лобовой плоскости; 2 – угловая частота в лобовой плоскости вокруг боковой оси инерции; 3 – поступательная частота в боковой плоскости; 4 – угловая частота в боковой плоскости вокруг лобовой оси инерции; 5 – угловая частота в боковой плоскости вокруг оси каната



а)



б)

Рис. 3. Спектр возмущений скипа проводниками: (а) по углу наклона его оси, (б) по его поступательному перемещению

Вычисляются отклонения каждого проводника на шаге армировки от вертикали для каждого яруса и сравниваются их значения с нормативным 10 мм.

Выбирается вариант сглаженного профиля, для которого отклонения на смежных ярусах по всему стволу будут меньше 10 мм, и проводится тестовый динамический расчет системы «сосуд – армировка» в модели движения сосуда по сглаженному профилю.

Если расчетные нагрузки не снижаются меньше 10 кН, то синтезируется более сглаженный профиль с коэффициентом сглаживания 7–9 и проводятся тестовые динамические расчеты. Если расчеты показывают, что снизить нагрузки до безударного режима невозможно из-за большой остаточной кривизны генеральных линий проводников в зоне сдвижения горных пород, то проводится проверка возможности снижения нагрузок за счет изменения упруго-диссипативных параметров роликовых направляющих.

Как показали исследования, для надежного гашения горизонтальных колебаний сосуда на участках ствола со сверхнормативными отклонениями профилей проводников от вертикали, произошедших из-за влияния сложных горно-технических условий, необходимо использовать роликовые направляющие, конструкция которых содержит пружинный (резиновый) блок для надежного центрирования башмаков относительно проводников с гарантированным кинематическим зазором и амортизатор с повышенной диссипативной характеристикой для максимального рассеивания энергии колебаний, возбуждаемых неровностями профилей проводников.

Для определения рациональных упруго-диссипативных параметров амортизатора необходимо выполнить тестовые динамические расчеты с вариацией жесткости роликовых направляющих и вариацией коэффициента их вязкого сопротивления (КВС). Затем, по полученным результатам расчетов строятся графики и определяются резонансные частоты системы.

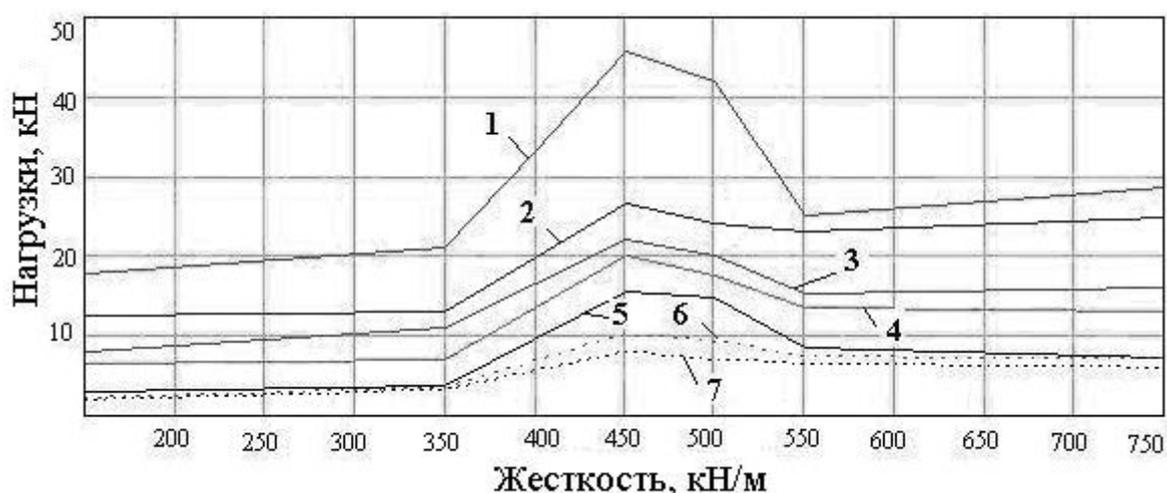


Рис. 4. Зависимость уровня динамических нагрузок на проводник от жесткости и параметров вязкого сопротивления направляющих:  
1 – КВС=0; 2 – КВС=60 Нс/мм; 3 – КВС=170 Нс/мм; 4 – КВС=400 Нс/мм;  
5 – КВС=600 Нс/мм; 6 – КВС=800 Нс/мм; 7 – КВС=1000 Нс/мм

Параметры жесткости направляющих выбираются по критерию работы системы в дорезонансном режиме (300–350 кН/м). После этого выбираются параметры диссипации, снижающие максимальные нагрузки до уровня ниже 10 кН (в примере на рис. 4 – это кривая 3, значение  $KBC=170$  Н/(м/с)).

С целью максимально возможной унификации конструкции и адаптации ее к существующему в эксплуатации оборудованию предлагается в качестве базовой использовать конструкцию универсальных направляющих с диаметром блока 250 мм, работающих на скипах собственной массой до 22 т. Эти направляющие имеют двухплечий рычаг, на одном конце которого крепится основной ролик, а другой упирается в пружинно-резиновый демпфер.

На рис. 5 приведена конструкция такой направляющей.



Рис. 5. Роликовая двухрычажная направляющая

В качестве базовой модели выбирается роликовая двухрычажная унифицированная направляющая с диаметром ролика 250 мм, применяющаяся на скиповых и клетевых подъемах ЗАО «Запорожский ЖРК» (рис. 5).

Проведенные расчеты показали, что в приведенных конструкциях рычажных направляющих длины плеч основных рычагов выбраны так, что рабочий ход и скорость перемещения штока в резино-пружинном демпфирующем блоке примерно в 2 раза меньше, чем на оси направляющего ролика. Это приводит к тому, что для обеспечения требуемой по проекту жесткости всей на-

направляющей, приведенной к точке взаимодействия ролика с проводником, жесткость опорного блока должна быть в 2 раза больше.

Активный участок рабочего хода штока демпфера, на котором ролик будет оказывать сопротивление сближению башмака сосуда с проводником, должен соответствовать максимальному кинематическому зазору между предохранительным башмаком и проводником, который согласно Правилам безопасности не может превышать 23 мм на сторону. Из этого следует, что активный участок рабочего хода штока упругого блока не должен превышать 12 – 13 мм (в качестве кинематического запаса можно ограничиться рабочим ходом до 30 – 40 мм).

В качестве основного предмета модернизации, с целью придания направляющей противоударных свойств в стволах с нарушенной геометрией, прием дополнения резинового демпфера специальным гидроамортизатором, установленным сбоку от пружинного блока на отдельной стойке. Это обеспечит условие максимальной приближенности скорости перемещения плунжера в корпусе к скорости относительного перемещения оси ролика на корпусе сосуда.

Рациональные диссипативные характеристики гидроамортизатора определены в результате динамических расчетов, представленных в работе [2]. Показано, что для профиля проводников, сглаженного до максимально достижимого уровня, рациональное значение жесткости рычажной направляющей может быть выбрано  $C=150$  кН/м, рациональные значения КВС, дающие технически приемлемые значения контактных нагрузок, лежат в области значений, превышающих 170 Нс/м. При этом практически безударный режим движения скипа обеспечивается при  $KBC=10000$  Нс/м.

**Выводы.** Предлагаемое техническое решение позволяет обеспечить значительное снижение контактных нагрузок на проводники при работе подъемов на повышенных скоростях в зонах сдвижения горных пород с сохранением требуемого уровня эксплуатационной безопасности.

#### Список литературы

1. Ильина С.С. Моделирование динамики системы «сосуд – армировка» в программном комплексе SolidWorks-SolidMotion-CosmosWorks / С.С. Ильина // Проблемы експлуатації обладнання шахтних стаціонарних установок. – Сб. наук. праць НДІГМ ім. М.М. Федорова. – Донецьк, 2010–2011. – №104-105. – С. 56 – 78.

2. Самуся В.И. Влияние параметров роликовых направляющих на контактные нагрузки в системе «сосуд – армировка» для шахтных стволов с нарушенной геометрией / В.И. Самуся, С.С.Ильина // Горное оборудование и электромеханика. Науч.-аналит. и производственный журнал. – Москва, 2012. – №1. – С. 8 – 13.

*Рекомендовано к публикации д.т.н. Самусей В.И.  
Поступила в редакцию 20.04.2012*

## ИСТЕЧЕНИЕ СЫПУЧЕГО ГРУЗА ИЗ БУНКЕРА С РЕГУЛИРУЕМОЙ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ЗАСЛОНКОЙ

Разработана математическая модель вытекания сыпучего груза из бункера с регулируемой заслонкой, расположенной в дне бункера. Найдена зависимость расхода сыпучего груза из бункера от угла наклона заслонки. Полученные результаты сравнивались с экспериментальными данными.

Розроблено математичну модель витікання сипкого вантажу із бункера з регульованою заслінкою, розташованою в дні бункеру. Знайдена залежність витрат сипкого вантажу із бункера від кута нахилу заслінки. Отримані результати порівнювалися з експериментальними даними.

The mathematical model of flow of bulk cargo from the hopper controlled valve located at the bottom of the hopper. Was the dependence of bulk flow of goods from the bunker on the angle of the damper. The results obtained were compared with experimental data.

Одним из путей повышения эффективности работы горнотранспортного оборудования является применение компьютерных технологий, позволяющих адаптировать работу системы транспорта к изменяющимся условиям работы конвейерных линий с минимальным участием человека.

Для эффективной работы бункеров в таких системах транспорта необходимо иметь управляемые средства их разгрузки, позволяющие поддерживать стабильные параметры грузопотока при изменении внешних условий.

В работах [1, 2] разработаны математические модели истечения сыпучего груза из бункера с различным расположением щелевого отверстия и определена производительность разгрузки сыпучего груза из бункера в зависимости от ширины его выпускного отверстия. Однако математических моделей истечения сыпучего груза из бункера с регулируемой заслонкой не существует.

**Целью** статьи является определение средней скорости и расхода сыпучего груза из бункера с регулируемой заслонкой, расположенной в дне бункера.

**Задачами** исследований являлись: установление теоретической зависимости расхода сыпучего груза из бункера от угла наклона заслонки, величины выходного отверстия, длины заслонки и физико-механических свойств сыпучего груза; экспериментальные исследования процесса истечения сыпучего груза с различным диаметром частиц из бункера с регулируемой заслонкой, расположенной в дне бункера.

Рассмотрим истечение сыпучего груза из прямоугольного бункера со щелевым отверстием шириной  $a$ , длиной  $b$  ( $b > a$ ), расположенным в дне бункера, и углом наклона заслонки ко дну бункера, равным  $\alpha$  (рис. 1).

На основе визуальных исследований процесса истечения сыпучего груза из бункера со щелевым отверстием в дне бункера и регулируемой заслонкой, так же, как и для бункера с боковым или горизонтальным щелевым выпускным отверстием [1, 2], можно выделить 5 зон: **A**, **B**, **C**, **D**, **E**, отличающихся друг от друга структурно-механическим состоянием сыпучего груза (см. рис. 1).

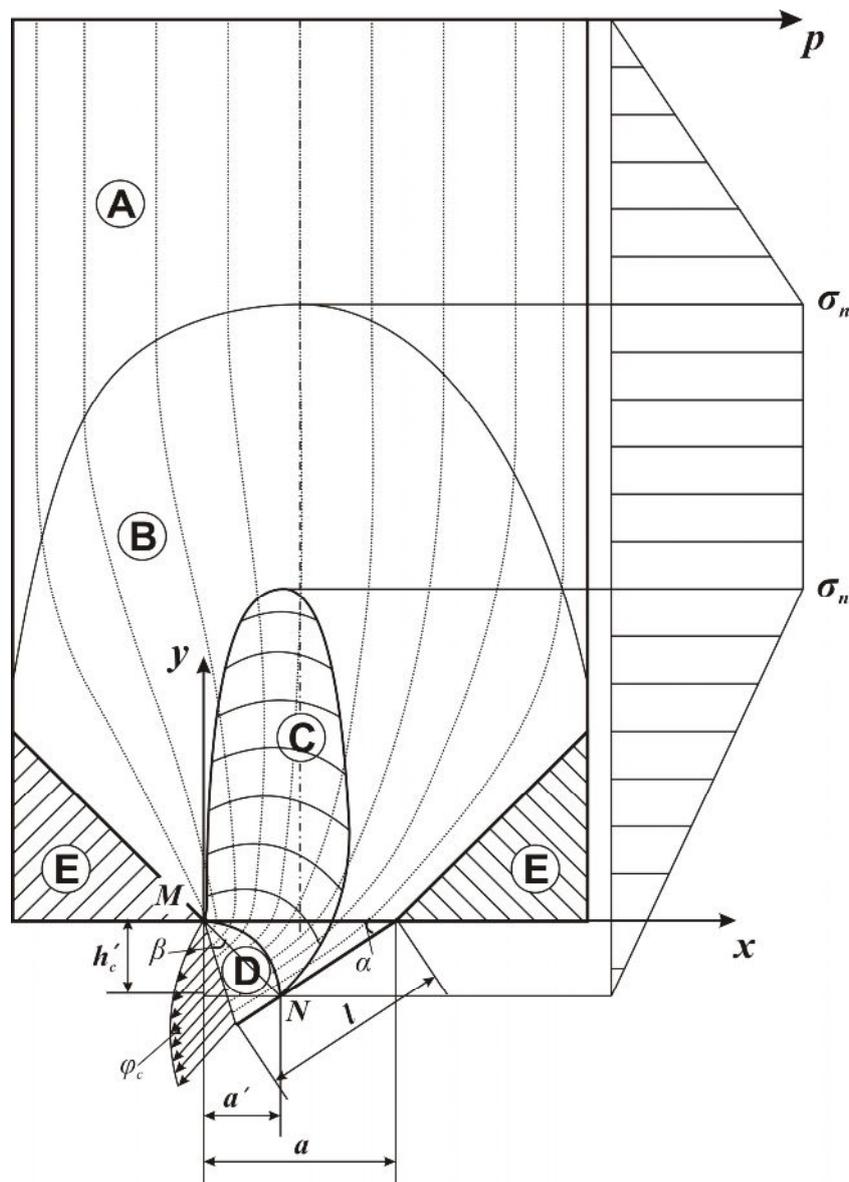


Рис. 1. Зоны структурно-механического состояния сыпучего груза при его истечении из бункера с регулируемой заслонкой, расположенной в дне бункера

Свободнодисперсное движение сыпучего груза в зоне обрушения **D** в бункере с выпускным отверстием, расположенным в дне бункера, будет отличаться от движения сыпучего груза в бункере с горизонтальным щелевым выпускным отверстием.

В нашем случае зона динамического свода **C** в отличие от бункера с боковым щелевым отверстием без заслонки продлится дальше вдоль заслонки, и ее нижняя граница в виде параболы с параметрами  $h'_c$  и  $a'$  соединит точки **M** и **N** (см. рис. 1). При этом  $h'_c$  и  $a'$  уменьшаются с уменьшением угла наклона заслонки  $\alpha$  и при  $\alpha \rightarrow 0$   $h'_c \rightarrow 0$  и  $a' \rightarrow 0$ . В данном случае зона обрушения **D** находится ниже нижней границы динамического свода и представляет собой область, ограниченную параболой **MN** и отрезком, соединяющим концевые точки параболы (см. рис. 1).

Так, как и в работах [1, 2], при описании движения сыпучего груза в области **D** применим теорему Бернулли [3].

При этом из рис. 1 следует

$$h'_c = (a - a') \operatorname{tg} \alpha, \quad (1)$$

где  $a'$  – полуширина нижней границы динамического свода, м;  $h'_c$  – высота нижней границы динамического свода;  $\alpha$  – угол наклона заслонки ко дну бункера, град.

Предположим, что нижняя граница динамического свода представляет собой полупараболу, параметры которой, согласно [4], связаны соотношением

$$h'_c = K_1 a', \quad (2)$$

где  $K_1 = \frac{1}{2} \left( f + \sqrt{1 + f^2} \right)$ ;  $f$  – коэффициент внутреннего трения сыпучего груза.

Из (1) и (2) имеем

$$(a - a') \operatorname{tg} \alpha = K_1 a',$$

откуда

$$a' = \frac{a \operatorname{tg} \alpha}{K_1 + \operatorname{tg} \alpha}. \quad (3)$$

Подставим (3) в (2), получим

$$h'_c = \frac{K_1 a \operatorname{tg} \alpha}{K_1 + \operatorname{tg} \alpha}. \quad (4)$$

Для определения объемного расхода сыпучего груза через отверстие с регулируемой заслонкой, расположенное в дне бункера, как и в [1, 2], применим уравнение Бернулли для сыпучих грузов к сечениям 1-1 и 2-2 выделенной трубки в зоне перемешивания **D** (рис. 2).

В результате определим скорость  $v_e$  на выходе из зоны **D** по формуле

$$v_e = \frac{1}{\sqrt{1 + \zeta}} \sqrt{2g \left( h + \frac{\sigma_2}{\gamma} \right)}, \quad (5)$$

где

$$\sigma_2 = \gamma |x| \vartheta, \quad (6)$$

где  $\vartheta = \frac{1}{f} + f - \sqrt{1 + f^2}$ .

Здесь  $\zeta$  – коэффициент местных потерь Дарси-Вейсбаха при истечении сыпучего груза из бункера с отверстием, расположенным в дне бункера, и регулируемой заслонкой;  $h$  – перепад высоты между сечениями 1-1 и 2-2 элементарной трубки (см. рис. 2);  $\gamma$  – удельный вес сыпучего груза, кг/м<sup>3</sup>;  $\sigma_2$  – главное нормальное напряжение в сыпучем грузе, кг/м<sup>2</sup>.

Расход через выпускное отверстие бункера определим по формуле

$$Q = \int v_e ds, \quad (7)$$

где  $ds$  – площадь нормального сечения выделенной трубки (см. рис. 2).

Из рис. 2 имеем

$$ds = b \cos(\varphi - \beta) dy_1, \quad (8)$$

где  $\varphi$  – угол наклона элементарной трубки, град;  $\beta$  – угол наклона отрезка MB (оси  $OY_1$ ) к вертикали, град;  $y_1$  – координата точки  $K_1$  в системе координат  $OX_1Y_1$ .

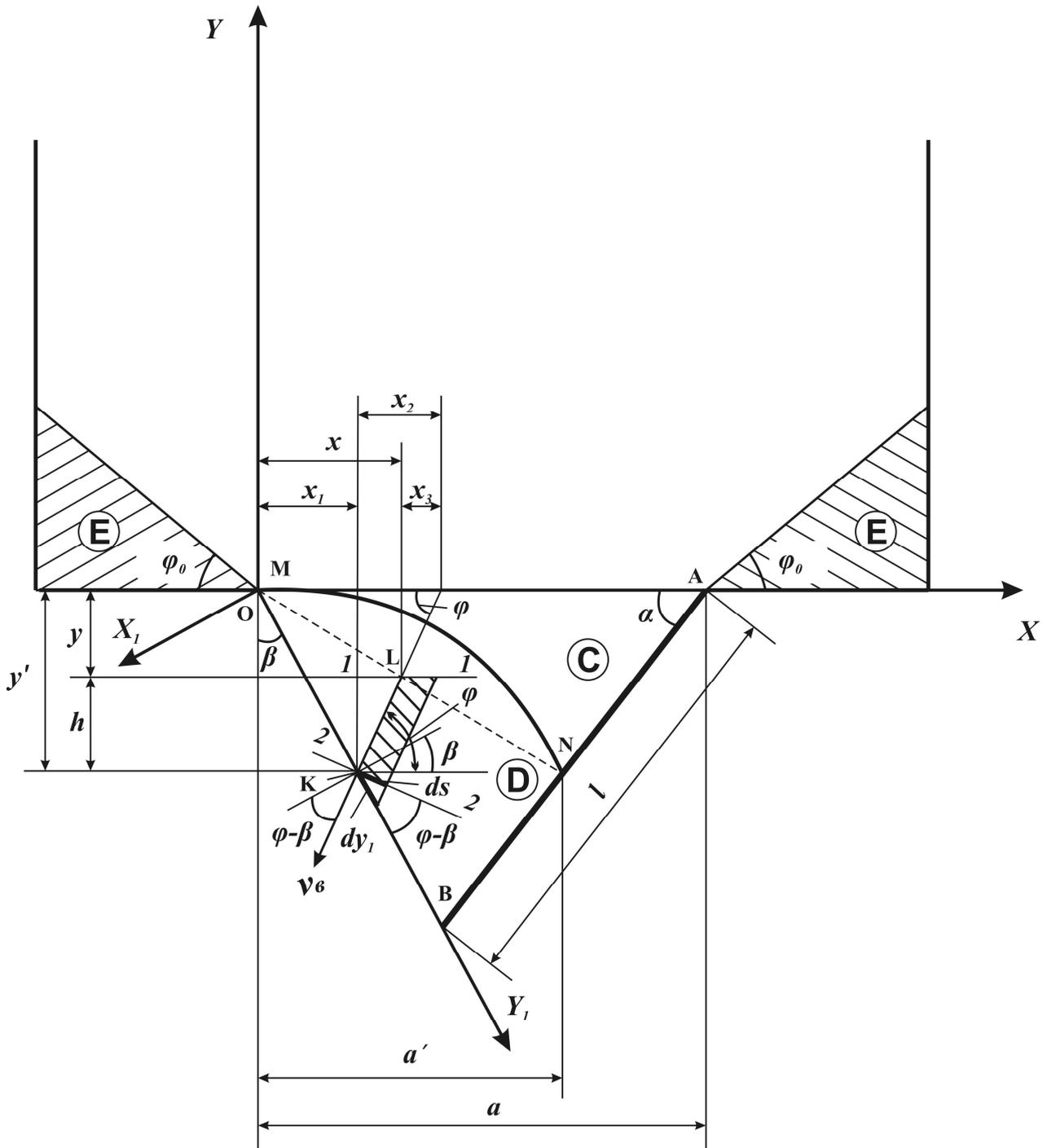


Рис. 2. Расчетная схема определения расхода сыпучего груза через отверстие с регулируемой заслонкой, расположенное в дне бункера

Подставим (8) в (7), получим

$$Q = b \int v_g \cos(\varphi - \beta) dy_1. \tag{9}$$

Координату  $y_1$  определим по формуле

$$y_1 = \sqrt{(x')^2 + (y')^2}, \quad (10)$$

где  $(x'; y')$  – координата точки  $K_1$  в системе координат  $OXY$ .

Из рисунка 2 имеем

$$x' = x + x_3 - x_2. \quad (11)$$

При этом выполняются равенства

$$x_2 = -\frac{y'}{\operatorname{tg}\varphi}; \quad x_3 = -\frac{y}{\operatorname{tg}\varphi}. \quad (12)$$

Подставляя последние равенства в (11), получим

$$x' = x + \frac{y'}{\operatorname{tg}\varphi} - \frac{y}{\operatorname{tg}\varphi}. \quad (13)$$

Заменяя дугу  $MN$  прямой, из рис. 2 имеем

$$y = -K_1 x; \quad y' = -\frac{x'}{\operatorname{tg}\beta}. \quad (14)$$

Подставляя (14) в (13), после преобразования получим

$$x' = \frac{(K_1 + \operatorname{tg}\varphi)\operatorname{tg}\beta}{1 + \operatorname{tg}\varphi \cdot \operatorname{tg}\beta} x; \quad y' = \frac{K_1 + \operatorname{tg}\varphi}{1 + \operatorname{tg}\varphi \cdot \operatorname{tg}\beta} x. \quad (15)$$

Подставляя (15) в (10), получим

$$y_1 = \frac{(K_1 + \operatorname{tg}\varphi)\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\beta}}{1 + \operatorname{tg}\varphi \cdot \operatorname{tg}\beta} x. \quad (16)$$

Перепад высоты между сечениями 1-1 и 2-2 элементарной трубки (см. рис. 2) определим по формуле

$$h = y - y'. \quad (17)$$

Подставляя (14) в (17), с учетом (15), после преобразования получим

$$h = \frac{(1 - K_1 \operatorname{tg}\beta)\operatorname{tg}\varphi}{1 + \operatorname{tg}\varphi \cdot \operatorname{tg}\beta} x. \quad (18)$$

Подставляя в (9)  $v_e$  и  $h$  из (5) и (18), с учетом (6), после преобразования получим

$$Q = \frac{b\sqrt{2g}}{\sqrt{1+\zeta}} \cdot \int_0^{a'} \sqrt{A'x + \vartheta x} \cdot B' \cos(\varphi - \beta) dx, \quad (19)$$

где

$$A' = \frac{(1 - K_1 \operatorname{tg}\beta)\operatorname{tg}\varphi}{1 + \operatorname{tg}\beta \cdot \operatorname{tg}\varphi}; \quad B' = \frac{(K_1 + \operatorname{tg}\varphi)\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\beta}}{1 + \operatorname{tg}\beta \cdot \operatorname{tg}\varphi}.$$

Положим в выражении (19)  $\varphi \approx \varphi_c = \operatorname{const}$ , после интегрирования с учетом (3) получим

$$Q = \frac{2}{3} ba^{1.5} \frac{\sqrt{2g}}{\sqrt{1+\zeta}} B' \sqrt{A + \vartheta} \cdot \cos(\varphi_c - \beta) \left( \frac{\operatorname{tg}\alpha}{K_1 + \operatorname{tg}\alpha} \right)^{3/2}, \quad (20)$$

где

$$A = \frac{(1 - K_1 \operatorname{tg} \beta) \operatorname{tg} \varphi_c}{1 + \operatorname{tg} \beta \cdot \operatorname{tg} \varphi_c}; \quad B = \frac{(K_1 + \operatorname{tg} \varphi_c) \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \beta}}{1 + \operatorname{tg} \beta \cdot \operatorname{tg} \varphi_c}.$$

Коэффициент сопротивления  $\zeta$ , согласно [5], определяется по формуле

$$\zeta = \frac{k^2 d^2 l}{0,24 h^3}.$$

Полагая в предыдущей формуле  $h = a_1 = a \sin \alpha$  и учитывая коэффициент  $K_2$ , характеризующий сопротивление, вызванное поворотом потока струи сыпучего груза при выходе из бункера, получим

$$\zeta = K_c K_2 \frac{k^2 d^2}{a_1^2}, \quad (21)$$

где  $K_c = \frac{l}{0,24 a_1}$  – коэффициент, характеризующий сопротивление потока сыпучего груза при его движении по заслонке;  $a_1 = a \sin \alpha$  – нормальное сечение к выходному потоку сыпучего груза, проведенного через точку М перпендикулярно к заслонке (см. рис. 2).

Коэффициент  $K_2$ , согласно [6], можно определить по формуле

$$K_2 = e^{-\xi(\pi - \alpha)},$$

где  $\xi$  – коэффициент, характеризующий внутреннее трение между слоями сыпучего груза на выходе из щелевого отверстия.

Подставляя (21) в (20), в результате получим объемный расход  $Q$  сыпучего груза через выпускное отверстие с регулируемой заслонкой, расположенное в дне бункера, равный [1]

$$Q = \eta b a^{1,5} \sqrt{g}, \quad (22)$$

где

$$\eta = \frac{\delta \eta_0 \sin \alpha}{\sqrt{\delta^2 \sin^2 \alpha + k^2 K_c K_2}}; \quad (23)$$

$$\delta = \frac{a}{d}; \quad K_c = \frac{l}{0,24 a \sin \alpha};$$

$$\eta_0 = \frac{2\sqrt{2}}{3} \cos(\varphi_c - \beta) B \sqrt{A + 9} \cdot \left( \frac{\operatorname{tg} \alpha}{K_1 + \operatorname{tg} \alpha} \right)^{1,5};$$

$$A = \frac{\operatorname{tg} \varphi_c (1 - K_1 \operatorname{tg} \beta)}{1 + \operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \varphi_c}; \quad B = \frac{(K_1 + \operatorname{tg} \varphi_c) \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \beta}}{1 + \operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \varphi_c}.$$

Здесь  $\eta$  – безразмерный коэффициент расхода сыпучего груза из бункера с горизонтальным выпускным отверстием и регулируемой заслонкой;  $\beta$  – угол наклона выходного сечения сыпучего груза из бункера с регулируемой заслонкой, т.е. угол наклона отрезка МВ к вертикали (см. рис. 2), град;  $\varphi_c$  – среднее

значение угла наклона вектора скорости частиц груза при выходе из бункера к горизонтали, град.

При этом угол  $\beta$  определяется по формуле

$$\operatorname{tg}\beta = \frac{a/l - \cos\alpha}{\sin\alpha}, \quad (0 \leq \alpha \leq 0,5\pi; \alpha - \beta \leq 0,5\pi).$$

Среднее значение угла  $\varphi_c$  приблизительно можно определить по формуле

$$\varphi_c \approx \begin{cases} \frac{0,5\pi + \alpha}{2}, & \text{если } \beta \geq 0, (\alpha \leq \varphi_c \leq 0,5\pi); \\ \frac{(0,5\pi + \beta) + \alpha}{2}, & \text{если } \beta < 0, (\alpha \leq \varphi_c \leq 0,5\pi + \beta). \end{cases}$$

Средняя скорость истечения  $v_{cp}$  из бункера в этом случае с учетом (22) определяется по формуле

$$v_{cp} = \frac{Q}{ba} = \eta\sqrt{ga}. \quad (24)$$

Из формулы (23) следует, что при  $\delta \rightarrow \infty$   $\eta \rightarrow \eta_0$ , т.е. при больших  $\delta$  (мелких сыпучих грузах) коэффициент расхода  $\eta$  для заданного угла наклона заслонки  $\alpha$  принимает постоянное значение  $\eta_0$ , не зависящее от  $\delta$  (от ширины отверстия  $a$  и среднего размера частицы  $d$  сыпучего груза).

На рис. 3 представлен график зависимости коэффициента расхода  $\eta$  сыпучего груза из бункера с горизонтальным щелевым выпускным отверстием от угла наклона заслонки  $\alpha$  ( $\delta = 50$ ), построенный согласно формулам (23). При этом параметры бункера и груза принимали значения:  $a = 0,5$  м;  $b = 0,09$  м;  $l = 2,5$  м;  $f = 0,64$ ;  $d = 0,01$  м;  $\xi = 0,7$ .

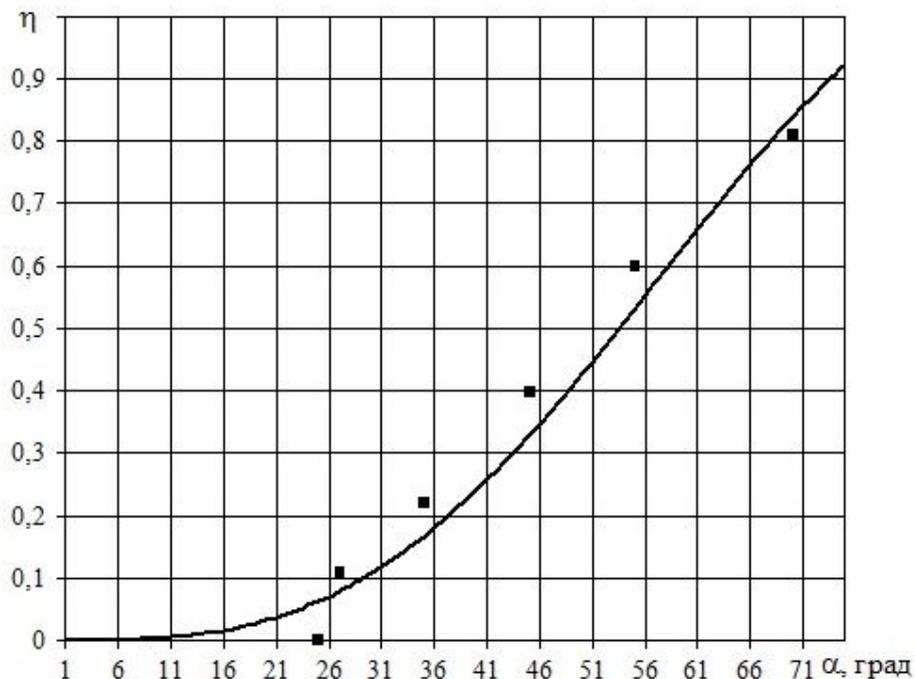


Рис. 3. График зависимости расхода  $\eta$  от угла наклона заслонки  $\alpha$  для бункера с щелевым выпускным отверстием, расположенном в дне бункера

Там же (см. рис. 3) квадратиками показаны экспериментальные значения коэффициента расхода  $\eta$  для углов наклона заслонки  $\alpha = 25^\circ; 27^\circ; 35^\circ; 45^\circ; 55^\circ; 70^\circ$ . При этом средний диаметр частиц сыпучего груза  $d \approx 8\text{--}12$  мм.

Из рис. 3 видно, что теоретическая кривая при углах наклона заслонки  $\alpha$ , изменяющихся в интервале  $30^\circ \leq \alpha \leq 75^\circ$ , с точностью 10–15 % совпадает с результатами эксперимента.

При углах  $\alpha < 30^\circ$  теоретическая кривая существенно отличается от экспериментальных данных. Это связано с тем, что угол наклона заслонки меньше угла трения сыпучего груза по заслонке, что приводит к заштыбовке выпускного отверстия, т.е. отсутствует расход сыпучего груза из бункера.

**Выводы.** В результате решения поставленных задач можно сделать следующие выводы:

- разработана математическая модель истечения сыпучего груза из бункера с регулируемой заслонкой, расположенной в дне бункера;
- получена линейная зависимость коэффициента расхода сыпучего груза из бункера от угла наклона заслонки  $\alpha$ .

Сравнение теоретических расчетов с результатами экспериментов показало, что расхождение теории с экспериментом не превышает 15 %.

Кроме того, из теоретических и экспериментальных исследований следует, что угол наклона заслонки  $\alpha$ , при котором заслонка оказывает влияние на расход груза при его истечении из бункера, находится в пределах  $30^\circ < \alpha < 70^\circ$ .

#### Список литературы

1. К вопросу об истечении сыпучего груза из бункера со щелевым отверстием / Р.В. Кирия, В.Ю. Максютенко, Д.Д. Брагинец, Б.И. Мостовой // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2008. – Вып. 80. – С. 351–362.
2. Кирия Р.В. Истечение сыпучего груза из бункера с боковым щелевым отверстием / Р.В. Кирия, Д.Д. Брагинец, Б.И. Мостовой // Сборник научных трудов / НГУ. – Днепропетровск. – 2009. – № 32. – С. 114–122.
3. Штернлихт Д.В. Гидравлика / Д.В. Штернлихт. – М.: Энергоатомиздат, 1984. – 639 с.
4. Зенков Р.Л. Механика насыпных грузов / Р.Л. Зенков. – М.: Машиностроение, 1964. – 251 с.
5. Кирия Р.В. О коэффициенте внутренних потерь при движении сыпучей среды по элементам перегрузочных узлов ленточных конвейеров / Р.В. Кирия // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 2003. – Вып. 41. – С. 159–167.
6. Кирия Р.В. взаимодействии сыпучего груза с отбойным щитом / Р.В. Кирия, В.Ю. Максютенко, Т.Ф. Мищенко, Б.И. Мостовой // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 2009 – Вып. 83. – С. 246–252.

*Рекомендовано к публикации д.т.н. Собко Б.Є.  
Поступила в редакцию 20.04.2012*

## КОЛИЧЕСТВЕННАЯ ОЦЕНКА ВЗАИМНОГО ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ КЛАССИФИКАЦИИ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ВЕРТИКАЛЬНОГО ВИБРАЦИОННОГО ГРОХОТА

В статье представлены результаты экспериментальных исследований зависимости производительности вертикального вибрационного грохота от комплексного влияния конструктивных параметров и характеристик горной массы.

У статті представлені результати експериментальних досліджень залежності продуктивності вертикального вібраційного грохоту від комплексного впливу конструктивних параметрів і характеристик гірської маси.

In article results of experimental researches of productivity dependence of a vertical vibrating screen from complex influence of design parameters and mined rock characteristics are presented.

**Введение.** Современные тенденции совершенствования оборудования для обогащения полезных ископаемых тесно связаны с решением такой актуальной задачи, как повышение качества конечной продукции. При этом, немаловажными являются и такие задачи – увеличение производительности, снижение энерго- и металлоемкости оборудования, а также низкие эксплуатационные затраты. Вышеперечисленные требования в полной мере относятся и к одной из широко применяемых технологических операций – грохочению.

В лаборатории отдела механики машин и процессов переработки минерального сырья Института геотехнической механики им. Н. С. Полякова была создана запатентованная [1] конструкция вертикального вибрационного грохота (ВВГ), отвечающим современным требованиям к оборудованию для разделения полезных ископаемых по крупности, наряду с высокими технологическими показателями работы. Так масса грохота составляет 1,3 т, при габаритных размерах машины 1,4\*1,4\*1,9 м и общей площади просеивающей поверхности, в виде резонирующего ленточно-струнного сита, в 3,2 м<sup>2</sup>, а мощность вибропривода всего лишь 0,74 кВт. Главной отличительной особенностью грохота являются реализуемые, диагонально расположенными по бокам вибровозбудителями, пространственные полигармонические колебания просеивающей поверхности.

При исследованиях, для установления области рациональных параметров грохота, предварительно в работе [2] был составлен план эксперимента, определены доминирующие факторы, влияющие на технологические показатели машины, и целевые функции – производительность ( $Q$ , т/ч) и эффективность классификации ( $E$ , %).

Согласно плану экспериментов первоначально были установлены частные зависимости производительности грохота от трех групп факторов: конструктивных и режимных параметров ВВГ, а также характеристик горной массы [3-5]. При этом варьировался один из параметров отдельной группы факторов при фиксированных значениях других, а затем эксперименты повторялись при других значениях фиксированных переменных. Для разработки же математической модели грохота с помощью множественной регрессионной зависимости

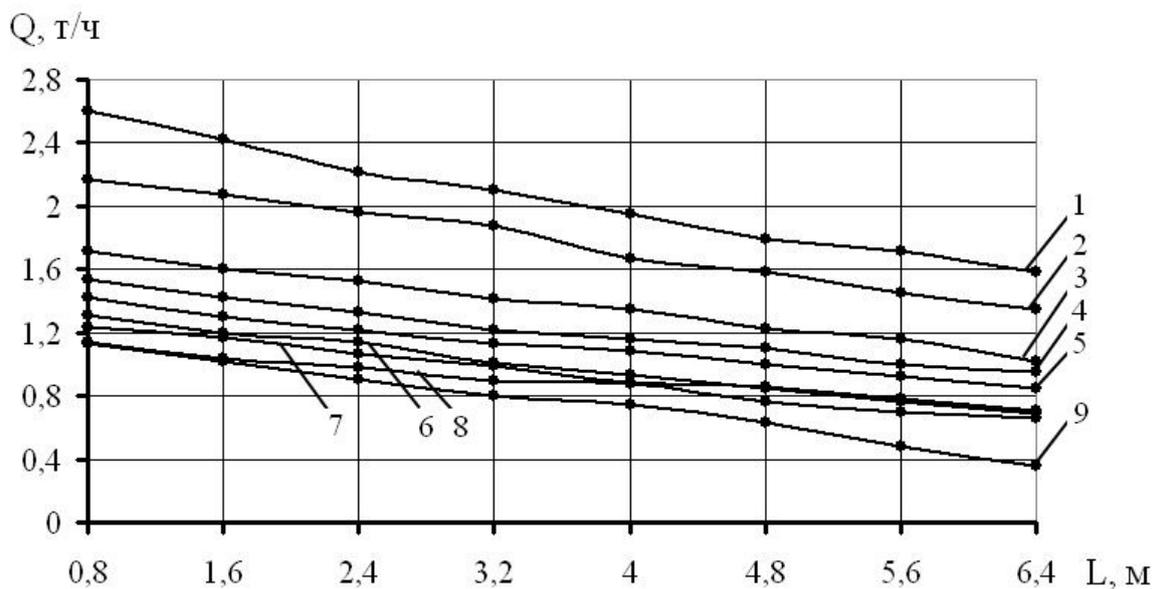
потребовалось установление взаимного влияния каждой из групп параметров на технологические показатели работы машины.

**Целью данной работы** является определение взаимного влияния режимных и конструктивных параметров на производительность вертикального вибрационного грохота.

Исследования проводились при фиксированных параметрах грохотимого материала – сухого гранитного отсева ( $\rho = 2,6 \text{ г/см}^3$ ) класса -10мм, а варьируемыми параметрами являлись: 1) амплитуда колебаний грохота  $A$ , мм; 2) частота вращения вала вибровозбудителя  $\omega$ , об/мин; 3) угол установки вибровозбудителей относительно вертикали  $\beta$ , град.; 4) суммарная длина просеивающей поверхности  $L$ , м; 5) угол наклона рам просеивающей поверхности  $\alpha$ , град.; 6) размер ячейки классифицирующего сита  $d$ , мм; 7) пропускная способность бункера-питателя (производительность по исходному питанию)  $q$ , т/ч.

Производительность ВВГ определялась путем замера времени прохождения материала массой  $m = 100 \text{ кг}$  по просеивающей поверхности.

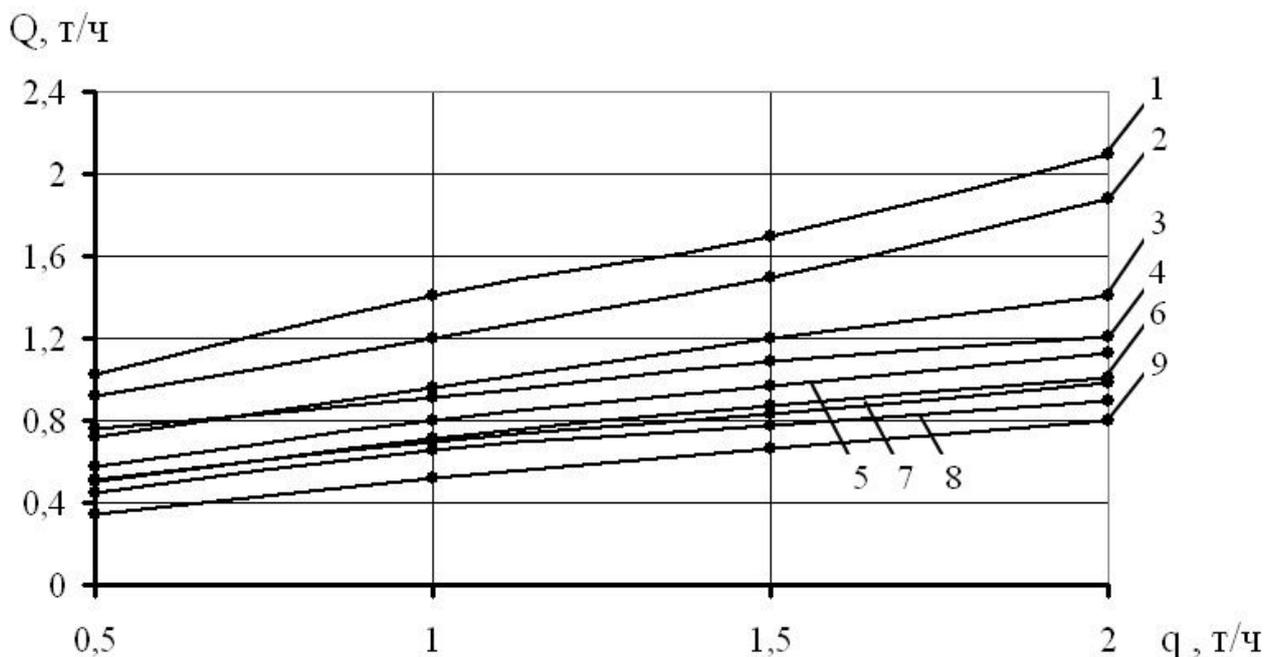
Зависимость производительности грохота от суммарной длины просеивающей поверхности при различных комбинациях режимных параметров представлена на рис.1, из которого видно, что с увеличением пройденного материалом пути производительность ВВГ снижается по линейному закону. Высокие значения частоты и амплитуды колебаний грохота позволяют увеличить скорость движения материала, но при этом необходимо учитывать технологические требования к эффективности его классификации.



№	1	2	3	4	5	6	7	8	9
$A$	2	4	2	2	2	2	2	1	2
$\omega$	2100	1500	1700	1500	1500	1500	1300	1500	1500
$\beta$	45	45	45	0	45	60	45	45	90

Рис.1. Зависимость производительности грохота от длины просеивающей поверхности при варьировании режимными параметрами

На рис.2 показана экспериментальная зависимость производительности ВВГ от пропускной способности бункера-питателя при разных вариациях режимных параметров. Все графики линейно возрастают в диапазоне исследуемых значений. Высокие значения производительности наблюдаются также при высоких значениях амплитуды и частоты колебаний. Однако, с увеличением скорости движения материала по просеивающей поверхности частицы меньше времени находятся на рабочем органе, из-за чего материал минусового класса не весь успевает пройти сквозь ячейку в подрешетный продукт.

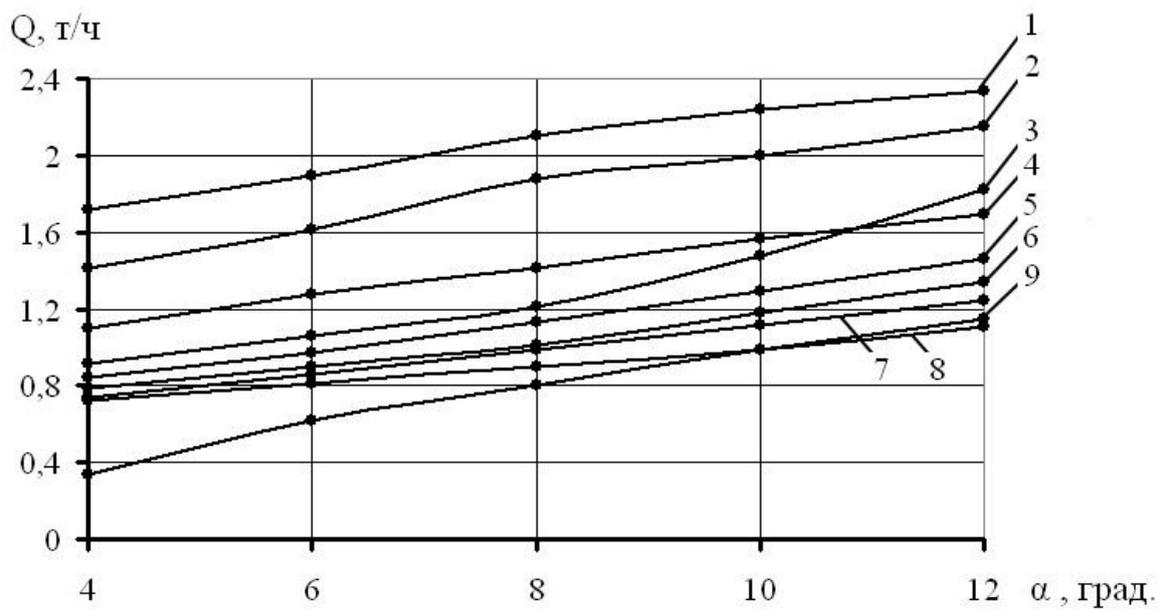


№	1	2	3	4	5	6	7	8	9
A	2	4	2	2	2	2	2	1	2
$\omega$	2100	1500	1700	1500	1500	1500	1300	1500	1500
$\beta$	45	45	45	0	45	60	45	45	90

Рис.2. Зависимость производительности грохота от пропускной способности бункера-питателя при различных вариациях режимных параметров

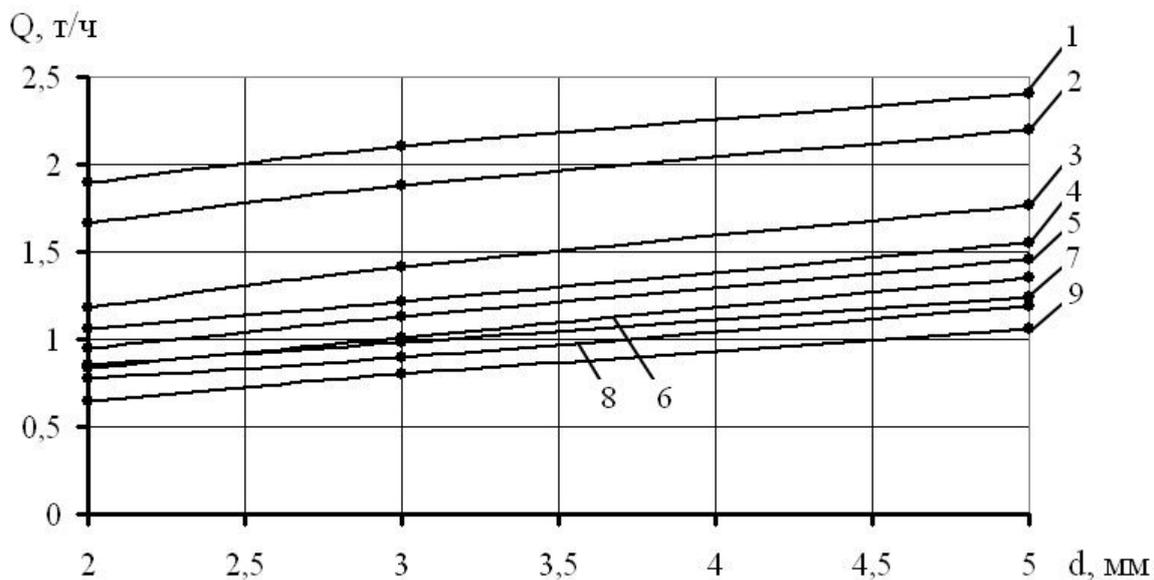
Представленная на рис.3 зависимость производительности грохота от угла наклона просеивающей поверхности имеет нелинейно-возрастающий характер. Скорость движения материала увеличивается при повышении угла наклона рабочего органа в данном случае за счет силы тяжести частиц.

Зависимость производительности грохота от размера ячейки сита, которое было представлено тремя типоразмерами просеивающей поверхности в виде резонирующих ленточно-струнных сит, изображена на рис. 4. Зависимость носит нелинейно возрастающий характер при различных комбинациях режимных параметров грохота. Это связано с уменьшением доли транспортируемого по ситам материала за счет его просеивания в подрешетный продукт.



№	1	2	3	4	5	6	7	8	9
A	2	4	2	2	2	2	2	1	2
$\omega$	2100	1500	1700	1500	1500	1500	1300	1500	1500
$\beta$	45	45	45	0	45	60	45	45	90

Рис.3. Зависимость производительности грохота от угла наклона просеивающей поверхности при разных комбинациях режимных параметров



№	1	2	3	4	5	6	7	8	9
A	2	4	2	2	2	2	2	1	2
$\omega$	2100	1500	1700	1500	1500	1500	1300	1500	1500
$\beta$	45	45	45	0	45	60	45	45	90

Рис.4. Зависимость производительности грохота от размера ячейки просеивающей поверхности при варьировании режимными параметрами

**Выводы.** В результате экспериментальных исследований было установлено взаимное влияние конструктивных и режимных параметров на производительность вертикального вибрационного грохота. При этом основными доминирующими факторами, в большей степени влияющими на производительность, являются амплитуда и частота колебаний грохота, которые позволяют увеличить или уменьшить скорость транспортирования материала по просеивающей поверхности. Однако их предельные значения обусловлены динамической прочностью конструкции и предъявляемыми на предприятии технологическими требованиями к качеству отсева – эффективности классификации.

Полученные количественные и качественные характеристики процесса позволяют в дальнейшем разработать математическую модель работы грохота, с учетом всех варьируемых параметров и их комбинаций, для прогнозирования рациональных и оптимальных параметров машины при разнообразных условиях эксплуатации.

#### Список литературы

1. Пат. № 53632 UA, МПК<sup>8</sup> В 07 В 1/40 (2006.01). Вертикальний вібраційний грохот / Надутый В.П., Левченко П.В., Кіжло Л.А.; заявник і патентовласник ІГТМ НАНУ; Заявл. 26.04.2010; Опубл. 11.10.2010, Бюл. № 19. – 3 с.
2. Надутый В.П. Определение целевых функций и варьируемых параметров процесса грохочения на вертикальном вибрационном грохоте / В.П. Надутый, В.В. Сухарев, П.В. Левченко // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць ІГТМ НАН України. – Дніпропетровськ. – 2011. – Вип. № 92. – С. 120-125.
3. Надутый В.П. Результаты экспериментальных исследований зависимости производительности вертикального вибрационного грохота от его конструктивных параметров / В.П. Надутый, П.В. Левченко // Автоматизація виробничих процесів у машинобудуванні та приладобудуванні: Укр. міжвід. наук.-техн. зб. держ. ун-ту ”Львівська політехніка”. – Львів. – 2011. – Вип. № 45. – С.24-27.
4. Надутый В.П. Влияние режимных параметров на производительность вертикального вибрационного грохота / В.П. Надутый, П.В. Левченко, И.П. Хмеленко // Научно-технический сборник НТУ “ХПИ” 2011. – Вып. № 50. – С. 114-120.
5. Надутый В.П. Влияние свойств горной массы на производительность вертикального вибрационного грохота/ В.П. Надутый, П.В. Левченко, И.П. Хмеленко // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць ІГТМ НАН України. – Дніпропетровськ. – 2011. – Вип. № 93. – С. 23-29.

*Рекомендовано к публикации д.т.н. Франчуком В.П.  
Поступила в редакцию 15.05.2012*

## УПРАВЛЕНИЕ БУНКЕРАМИ, РАБОТАЮЩИМИ В СИСТЕМАХ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Поставлена и решена задача адаптивного управления усредняющим и аккумулирующим бункерами, работающими в режиме поддержания защитного слоя груза в бункере. Получен алгоритм адаптивного управления бункерами, работающими в условиях горных предприятий.

Поставлено та вирішено задачу адаптивного управління усереднюючим та акумулюючим бункерами, що працюють в режимі підтримки захисного шару вантажу в бункері. Одержано алгоритм адаптивного управління бункерами, що працюють в умовах гірничих підприємств.

The task of adaptive control of averaging and accumulating bunkers working in the mode of maintenance of protective load layer in a bunker is raised and solved. The algorithm of adaptive control of averaging and accumulating bunkers working in the conditions of mining enterprises is obtained.

Бункеры получили широкое распространение в системах подземного конвейерного транспорта угольных шахт.

Усредняющие (сглаживающие) бункеры предназначены для уменьшения неравномерности грузопотоков, поступающих на конвейер.

Усредняющие бункеры имеют небольшую вместимость (20-40 м<sup>3</sup>) и обычно оборудуются в участковых выработках при перегрузке забойных грузопотоков на сборный конвейер.

Аккумулирующие бункеры предназначены для накопления груза в случаях, связанных с аварийными, технологическими и организационными простоями системы конвейерного транспорта.

Аккумулирующие бункеры имеют большую вместимость (200-800 м<sup>3</sup>), необходимую для обеспечения работы добункерной конвейерной линии и обычно оборудуются в пределах участковых и капитальных выработок.

Для эффективной работы усредняющих и аккумулирующих бункеров систем конвейерного транспорта угольных шахт, а так же для предотвращения разрушения конвейерного оборудования в бункерах необходимо поддерживать защитный слой груза.

На угольных шахтах широкое распространение получил способ разгрузки бункеров с помощью питателей (рис. 1). В этом случае производительность разгрузки может регулироваться путем изменения скорости питателя  $v_n$  или размеров выпускного отверстия  $h$ .

Однако в условиях угольных шахт из-за существенной неравномерности поступающего в бункер грузопотока и низкой надежности управляющего оборудования непрерывное поддержание минимального объема защитного слоя груза в бункере с помощью изменения скорости питателя или размеров выпускного отверстия невозможно.

Поэтому на практике поддержание защитного слоя груза осуществляется путем включения и выключения питателя. В этом случае при достижении грузом в бункере минимального объема защитного слоя груза  $V_1$  (м<sup>3</sup>) питатель от-

ключается и происходит заполнение бункера, а при достижении грузом максимального объема защитного слоя груза  $V_2$  ( $\text{м}^3$ ) питатель снова включается и происходит разгрузка бункера до  $V_1$  и т.д. При этом поступающий в бункер грузопоток выключается только в случае аварийного переполнения бункера, контролируемого отдельным датчиком.

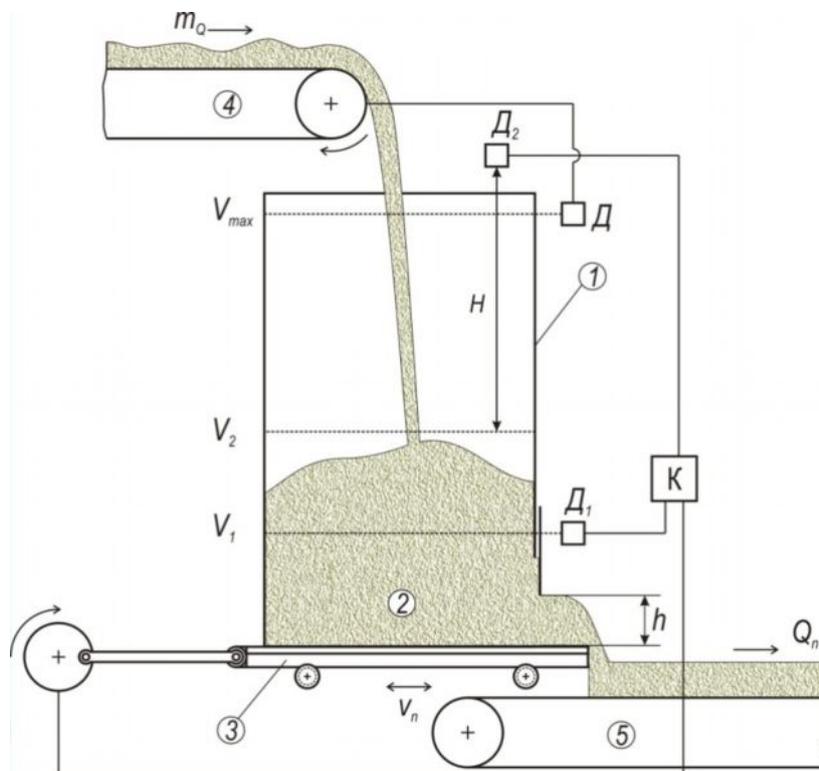


Рис. 1. Схема управления бункером:

1 – бункер; 2 – защитный слой груза, 3 – качающийся питатель; 4 – добункерный конвейер; 5 подбункерный конвейер; К – контроллер; Д – датчик максимального количества груза в бункере; Д1 – датчик контроля минимального уровня защитного слоя груза в бункере; Д2 – датчик контроля максимального уровня защитного слоя груза в бункере

Для предотвращения переполнения бункера производительность разгружаемого грузопотока  $Q_n$  (т/мин) принимается большей, чем максимальная средняя величина поступающего грузопотока  $m_Q$  (т/мин), т.е.  $m_Q < Q_n$ .

**Целью статьи** является создание алгоритма управления бункером при котором средний объем груза в бункере  $V_c$  ( $\text{м}^3$ ) и количество включений и выключений питателя должно быть минимальным.

**Постановка задачи.** Для этого необходимо определить, при каком значении разгружаемого грузопотока  $Q_n$  средний объем груза в бункере  $V_c$  будет минимальным.

Определим средний объем груза в бункере в стационарном режиме поддержания защитного слоя груза, в предположении об эргодичности случайного процесса [1], по формуле

$$V_c = \frac{1}{t_c} \int_0^{t_c} V(t) dt, \quad (1)$$

$$\text{где } V(t) = \begin{cases} V_1 + m_Q t, & \text{при } 0 \leq t < t_3; \\ V_2 - (Q_n - m_Q)(t - t_3), & \text{при } t_3 \leq t \leq t_c; \end{cases}$$

$t_c = t_3 + t_p$  – среднее время одного цикла работы бункера;  $t_3$  – среднее время заполнения бункера при неработающем питателе ( $Q_n = 0$ );  $t_p$  – среднее время разгрузки бункера при работающем питателе ( $Q_n > 0$ ).

В результате интегрирования выражение (1) примет вид

$$V_c = \frac{V_1 t_3 + V_2 t_p}{t_c} + \frac{m_Q t_3^2 - (Q_n - m_Q) t_p^2}{2\gamma t_c}, \quad (2)$$

где  $\gamma$  – объемный вес материала, т/м<sup>3</sup>.

В формуле (2)  $t_3, t_p$  являются функциями от параметров  $m_Q, Q_n, V_1, V_2$ , и  $\gamma$  [1].

Анализ формулы (2) показал, что средний объем груза в бункере в режиме поддержания защитного слоя груза существенно зависит от среднего значения поступающего в бункер грузопотока  $m_Q$ , минимального  $V_1$  и максимального  $V_2$  объемов защитного слоя груза в бункере, производительности разгружаемого грузопотока  $Q_n$ .

На рисунке 2 показан график зависимости среднего объема груза в бункере  $V_c$  в зависимости от производительности разгрузки  $Q_n$ , построенный согласно формуле (2).

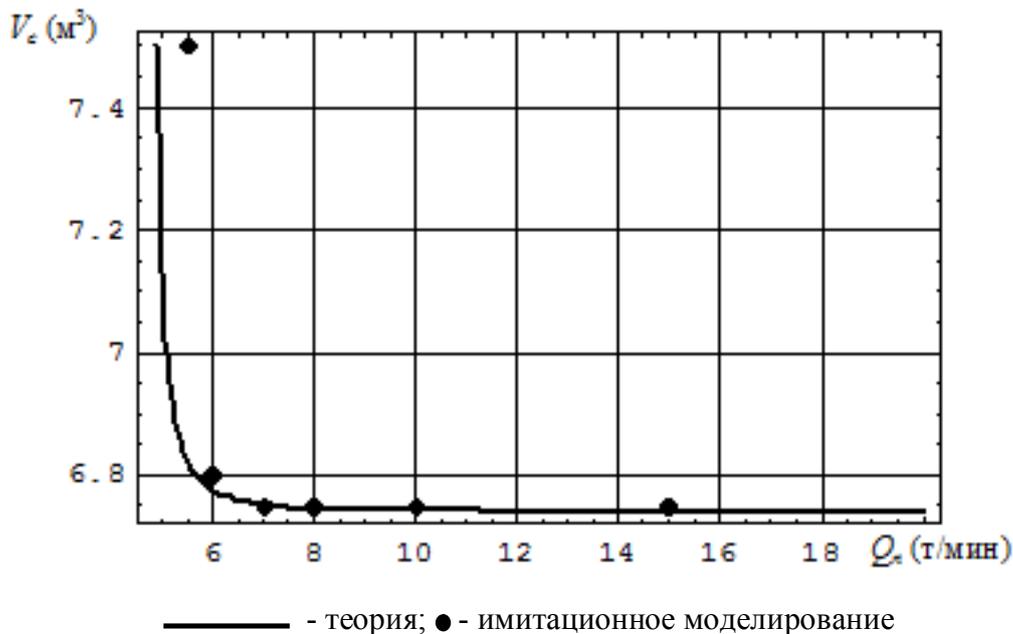


Рис. 2. График зависимости среднего объема в бункере от производительности разгрузки

Из графика (см. рис. 2) видно, что при увеличении производительности разгрузки  $Q_n$  средний объем груза в бункере  $V_c$  сначала резко уменьшается, достигая минимального значения, а затем при дальнейшем увеличении  $Q_n$  средний объем  $V_c$  стремится к предельному значению, равному полусумме максимального и минимального объемов груза в бункере, т.е.  $V_c \approx (V_1 + V_2)/2$  при  $Q_n \rightarrow \infty$ .

Исследования показали [1,2], что для бункеров, работающих в режиме поддержания защитного слоя, минимальное значение среднего объема груза в бункере  $V_{c \min}$  мало отличается от полусуммы максимального и минимального объемов защитного слоя груза в бункере, т.е.

$$V_{c \min} \approx \frac{V_1 + V_2}{2}. \quad (3)$$

В связи с этим за минимальную производительность разгрузки  $Q_{n \min}$  бункера принимается производительность, при которой средний объем груза в бункере, работающем в режиме поддержания защитного слоя груза, равняется полусумме максимального и минимального объемов груза в бункере.

Подставляя (3) в (2), получим уравнение, из которого можно определить минимальную производительность разгружаемого грузопотока  $Q_{n \min}$ :

$$\frac{V_1 t_3 + V_2 t_p}{t_c} + \frac{m_Q t_3^2 - (Q_{n \min} - m_Q) t_p^2}{2 \gamma t_c} = \frac{V_2 + V_1}{2}. \quad (4)$$

На практике производительность разгрузки устанавливается равной технической производительности подбункерного конвейера  $Q_k$  (т/мин). Поэтому  $Q_{n \min}$  должна быть заданной величиной, которая не изменяется даже, если изменяется максимальная средняя величина загружаемого в бункер грузопотока  $m_Q$ , т.е.

$$Q_{n \min} = Q_k = \text{const}, \quad (5)$$

Кроме этого, минимальное значение объема защитного слоя груза  $V_1$ , предотвращающее разрушение питателя и дна бункера кусками загружаемого материала задается и является величиной постоянной для каждого бункера.

Следовательно, задачу оптимального управления усредняющим и аккумулирующим бункерами можно сформулировать в следующем виде: при изменении среднего значения поступающего грузопотока  $m_Q$  и заданных значениях  $V_1$ ,  $Q_k$  определить  $V_2$ , при котором среднее значение объема груза в бункере  $V_c$  будет минимальным, а  $Q_n$  принимает минимальное значение, равное  $Q_k$ , т.е.  $V_c \rightarrow V_{c \min}$ ,  $Q_{n \min} = Q_k$ .

При этом возмущающим параметром оптимального управления является средняя производительность загружаемого в бункер грузопотока  $m_Q$ , управляющим параметром является максимальный объем защитного слоя груза в

бункере  $V_2$ , а выходным параметром является средний объем груза в бункере  $V_c$ , который совпадает с критерием эффективности управления.

**Решением поставленной задачи** является значение параметра  $V_2$ , которое определяется из трансцендентного уравнения (2) с учетом (3).

Реализовать на практике поставленную задачу оптимального управления очень сложно, это связано, с одной стороны, с математическими трудностями решения уравнения (2), с другой стороны, с невозможностью определения в шахтных условиях среднего значения поступающего в бункер грузопотока  $m_Q$ .

В этом случае мы приходим к задаче оптимального управления бункером в режиме поддержания защитного слоя груза но при неизвестном параметре поступающего грузопотока  $m_Q$  ( $V_1, Q_k$  – нам известны), которая является задачей адаптивного управления [3,4].

В нашем случае недостающую априорную информацию о среднем значении поступающего в бункер грузопотока  $m_Q$  можно получить, если в процессе работы бункера на каждом  $i$ -ом цикле загрузки-разгрузки определять время загрузки бункера  $T_{zi}$  при неработающем питателе ( $Q_n = 0$ ) и время разгрузки бункера  $T_{pi}$  при работающем питателе ( $Q_n > 0$ ). Затем по полученному значению  $T_{zi}$  оценивается текущее значение параметра  $m_Q$ . Согласно [3,4], такая система автоматического управления называется самонастраивающейся системой адаптивного управления с идентификатором.

При этом текущее значение параметра  $m_Q$  на каждом  $i$ -м цикле загрузки-разгрузки бункера оценивается по формуле

$$\bar{m}_{Qi} = \frac{\gamma(V_2 - V_1)}{T_{zi}}, \quad (6)$$

где  $\bar{m}_{Qi}$  – оценка параметра  $m_Q$  на  $i$ -м цикле загрузки, т/мин;  $T_{zi}$  – интервал времени загрузки бункера на  $i$ -м цикле загрузки-разгрузки, мин.

Целью адаптивного управления усредняющим бункером является минимальное значение среднего объема груза в бункере  $V_{c \min}$  при минимальном значении разгружаемого грузопотока  $Q_{n \min}$ , равного заданной минутной производительности подбункерного конвейера  $Q_k$  т.е.

$$V_c \rightarrow V_{c \min} \text{ при } Q_{n \min} = Q_k.$$

Для определения управляющего параметра  $V_2$  необходимо в уравнении (2) подставить вместо  $t_z, t_p$ , и  $m_Q$  текущие значения  $T_{zi}, T_{pi}$ , а так же оценку  $\bar{m}_{Qi}$ , определенную по формуле (6).

В результате получим равенство

$$\frac{V_1 T_{zi} + V_2 T_{pi}}{T_{ci}} + \frac{\bar{m}_{Qi} T_{zi}^2 - (Q_{n \min} - \bar{m}_{Qi}) T_{pi}^2}{2\gamma T_{ci}} = \frac{V_2 + V_1}{2}, \quad (7)$$

где  $T_{ci} = T_{zi} + T_{pi}$  – длительность  $i$ -го цикла загрузки-разгрузки бункера, мин.

Из последнего равенства после преобразования получим

$$Q_{n \min} = \bar{m}_{Qi} \left( 1 + \frac{T_{zi}^2}{T_{pi}^2} \right) + \frac{\gamma(V_2 - V_1)(T_{pi} - T_{zi})}{T_{pi}^2}. \quad (8)$$

Полагая в равенстве (8)  $Q_{n \min} = Q_{\kappa}$  и разрешая последнее уравнение относительно  $V_2$ , получим

$$V_2 = V_1 + \frac{Q_{\kappa} T_{\delta i}^2 - \bar{m}_{Qi} (T_{\delta i}^2 + T_{\zeta i}^2)}{\gamma(T_{\delta i} - T_{\zeta i})}. \quad (9)$$

Следовательно, определяя на каждом  $i$ -м шаге цикла загрузки и разгрузки бункера текущие значения времени  $T_{zi}$ ,  $T_{pi}$ , по формуле (6) вычисляется текущая оценка значения  $\bar{m}_{Qi}$ , а по формуле (9) определяется максимальное значение уровня защитного слоя груза в бункере  $V_2$ , при котором средний объем груза в бункере  $V_c$  и производительность разгрузки бункера  $Q_n$  принимают минимальные значения, при этом  $Q_{n \min} = Q_{\kappa}$ .

На практике в процессе функционирования усредняющего и аккумулирующего бункеров средняя величина поступающего в бункер грузопотока  $m_Q$  в зависимости от количества одновременно работающих очистных забоев изменяется ступенчато. Поэтому, если  $m_Q$  принимает больше одного значения, то, согласно формуле (9), управляющий параметр  $V_2$  будет принимать несколько значений.

На рис. 1 показана схема управления усредняющим и аккумулирующим бункерами в режиме поддержания защитного слоя груза.

На схеме датчик  $D_1$  контролирует минимальный уровень объема  $V_1$  защитного слоя груза в бункере. Датчик  $D_2$  по высоте  $H$  контролирует максимальный уровень объема  $V_2$  защитного слоя груза в бункере, который может изменяться в зависимости от средней величины поступающего в бункер грузопотока  $m_Q$ . Датчик  $D$  контролирует аварийный уровень объема груза  $V_{\max}$  в бункере и в случае переполнения бункера выключает добункерный конвейер.

Контроллер  $K$  перерабатывает поступающую информацию от датчиков уровня и выдает сигнал на включение или выключение питателя.

Если уровень груза в бункере достигает минимального значения объема защитного слоя груза  $V_1$ , то сигнал от датчика  $D_1$  поступает на контроллер  $K$ , который дает команду на отключение питателя. Если уровень груза в бункере достигает максимального значения объема защитного слоя груза в бункере  $V_2$ , то сигнал от датчика  $D_2$  поступает на контроллер  $K$ , который дает команду на включение питателя.

В случае изменения средней производительности поступающего в бункер грузопотока  $m_Q$  контроллер будет давать команду на отключение питателя при другом максимальном уровне объема защитного слоя груза  $V_2$ .

В результате выше изложенного алгоритм адаптивного управления усредняющим и аккумулирующим бункерами можно представить следующим образом.

Исходными данными для адаптивного управления бункерами являются:  $Q_k, V_1, \gamma$ .

1) С помощью датчиков на  $i$ -ом шаге цикла загрузки и разгрузки определяется время заполнения бункера  $T_{zi}$  от  $V_1$  до  $V_2$  при неработающем питателе ( $Q_n = 0$ ) и время разгрузки бункера  $T_{pi}$  от  $V_2$  до  $V_1$  при работающем питателе ( $Q_n > 0$ ).

2) По значению  $T_{zi}$  бункера на  $i$ -ом шаге цикла загрузки и разгрузки оценивается величина поступающего в бункер грузопотока  $\bar{m}_{Qi}$  по формуле (6).

3) По значению  $\bar{m}_{Qi}$ , согласно (9), определяется новое максимальное значение защитного слоя груза в бункере  $V_2$ .

**Выводы.** Следовательно, на основании анализа математической модели процесса функционирования бункера работающего в режиме поддержания защитного слоя груза в условиях угольных шахт, поставлена и решена задача его оптимального и адаптивного управления.

Разработан алгоритм адаптивного управления усредняющим и аккумулирующим бункерами, позволяющий минимизировать среднее количество груза в бункере и количество включений и выключений питателя.

Предложена схема адаптивного управления усредняющим и аккумулирующим бункерами в условиях угольных шахт, основанная на применении контроллера.

#### Список литературы

1. Кирия Р.В. Математическая модель функционирования усредняющего бункера в условиях угольных шахт / Р.В. Кирия // Системні технології. Регіональний міжвузівський збірник наукових праць. – Випуск 4(75). - Дніпропетровськ, 2011. - С. 159-168.

2. Кирия Р.В. Имитационные модели функционирования усредняющих и аккумулирующих бункеров конвейерных линий угольных шахт / Р.В. Кирия, Д.Д. Брагинец, Т.Ф. Мищенко // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. - Днепропетровск, 2008 – Вып. 77. - С. 100-109.

3. Ким Д.П. Теория автоматического управления. Т.2 Многомерные, нелинейные оптимальные и адаптивные системы: учеб. пособие. / Д.П. Ким. - М.: ФИЗМАТЛИТ, 2004. - 464 с.

4. Справочник по теории автоматического управления / Под ред. А.А. Красовского. - М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1987. - 712 с.

*Рекомендовано к публикации д.т.н. Ширінім Л.Н.  
Поступила в редакцію 14.04.2012*

## ТЕХНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ И ГЛУБИНА ОЦЕНКИ ПРИЧИН ПОВРЕЖДЕНИЙ

Предложена классификация методов определения технического состояния на основании глубины поиска повреждения, определены характерные методы диагностирования для каждого уровня распознавания технического состояния, выделен уровень распознавания физических процессов необходимый для определения параметров управления техническим состоянием механического оборудования.

Запропонована класифікація методів визначення технічного стану на підставі глибини пошуку пошкодження, визначені характерні методи діагностування для кожного рівня розпізнавання технічного стану, виділено рівень розпізнавання фізичних процесів необхідний для визначення параметрів управління технічним станом механічного устаткування.

In the article on the basis of depth of search of damage classification of methods of determination of the technical state is offered, the characteristic methods of diagnosing for every level of recognition of the technical state are certain, the level of recognition of physical processes is selected necessary for determination of parameters of management the technical state of mechanical equipment.

Потери, связанные с затратами на неплановую замену узлов и уменьшением добычи, возникающие при аварийных остановках горного оборудования, обуславливают необходимость всемерного повышения его эксплуатационной надежности. Одним из основных путей решения этой задачи является использование мониторинга состояния оборудования методами технической диагностики, позволяющим осуществлять распознавание фактического состояния технических систем в режиме реального времени – до наступления отказа, а не после разборки аварийно вышедшего из строя узла. При определении возможностей использования известных методов технической диагностики для действующего и проектируемого оборудования важное значение имеет квалифицированное определение заказчиком требований к системе мониторинга с точки зрения ожидаемых результатов в части глубины оценки причин, вызывающих отказы оборудования. Заложенная на стадии определения требований к системе глубина оценки оказывает существенное воздействие на итоговую стоимость системы мониторинга, организационные и технические сложности, сопровождающие её внедрение в повседневную деятельность служб, отвечающих за исправность оборудования. Особенно важно верно определить требующийся уровень оценки при использовании методов виброметрии, позволяющих, благодаря широкому развитию исследований и значительному практическому опыту, накопленному в этой области, строить существенно отличающиеся по используемым ресурсам и организации системы мониторинга оборудования. Теоретические основы виброметрии, заложенные в 60...70-х годах [1] получили практическую реализацию в 80-х в виде портативных виброметров, спектроанализаторов и стационарных систем для измерения вибрации [2, 3]. Дальнейшие исследования спектрального состава вибрационного сигнала в 70...80-х годах [4, 5, 6] привели к появлению анализаторов вибрации, используемых в качестве

сборщиков информации, что совместно с программным обеспечением обеспечивает возможность наблюдения за развитием повреждений на ранней стадии [7,8]. При этом появление новых методов не приводило к полному вытеснению из практики ранее освоенных – все вышеперечисленные приборы и системы в том или ином виде выпускаются и применяются и в настоящее время.

В тоже время, четкой классификации методов технической диагностики на основе глубины поиска причин отказов оборудования до настоящего времени не разработано. Как правило, рассматривая приемы и методы технического диагностирования, придерживаются их разделения по требованиям к персоналу, опираясь на подход, предложенный в работе [9] на основе уровней квалификации:

1. Полуквалифицированные – фиксирование температуры, контроль общего уровня вибрации.

2. Квалифицированные – анализ частот вибраций, постоянная регистрация эксплуатационных характеристик, визуальный осмотр, использование датчиков деформации.

3. Высококвалифицированные – анализ моделей, использование дефектоскопии, магнитографии, голографии, акустической эмиссии.

Такой подход позволяет на стадии принятия решения оценить необходимые изменения в требованиях к эксплуатационному персоналу но не даёт возможности представить ожидаемый результат с точки зрения точности оценки причины развивающегося отказа и возможности его квалифицированного, с минимально возможными затратами, предотвращения. Актуальность развития классификации методов определения технического состояния в настоящее время определяется, также необходимостью формирования направлений дальнейших исследований в области технического диагностирования.

Целью работы является разработка классификации методов определения технического состояния на основании глубины поиска повреждения.

На основе многолетних исследований в данной области можно разделить методы определения технического состояния оборудования на четыре уровня, отличающихся глубиной оценки причин развития отказов и, соответственно, уровнем детализации источников этих вредных явлений.

Первый уровень – механизм в целом. Проводится определение признаков развитых повреждений. Техническое состояние представляется как наличие либо отсутствие признаков неисправностей, отклонений в работе. Характерные неисправности представляются в виде словаря. Дополнением является последовательность устранения повреждений. Формируются признаки характерных проявлений повреждений.

Используются органолептические методы. Контролируемые признаки связаны с повышением температуры, изменением характера шума, повышением вибрации, результатами визуального осмотра. Методы универсальны, применяются квалифицированным персоналом, имеющим значительный опыт работы, наблюдения за состоянием оборудования. Полученная информация используется при принятии решения о необходимости остановки оборудования и проведении технического обслуживания или ремонта.

Второй уровень – узлы механизма. Выполняется контроль пороговых значений – проводится измерение и контроль одного или нескольких диагностических параметров и сравнения с заданными пороговыми значениями. Используются портативные диагностические приборы или блоки контроля, выполняющие измерение одного или нескольких значений диагностического параметра: измерение температуры в локальных точках, измерение параметров общего уровня вибрации (среднеквадратичных, пиковых значений).

Требуется повышение уровня знаний персонала, создание групп контроля технического состояния. Полученные данные определяются уровнем «допустимо» или «недопустимо». Определение пороговых значений проводится по аналогии, методом взаимного или относительного сравнения, по рекомендациям стандартов [10,11]. На этом принципе строятся системы защиты оборудования по контролируемым диагностическим параметрам: осевому смещению, температуре, параметрам вибрации. В случае превышения заданных порогов включается звуковая, световая сигнализация, проводится отключение оборудования.

Техническое состояние представляется как совокупность диагностических параметров, изменяющих значения при изменении состояния объекта. Локализация повреждений происходит с точностью до узла. При диагностировании механического оборудования используются значения параметров вибрации измеренных в контрольных точках.

Диагноз ставится в результате анализа полученных значений вибрации и результатов дополнительных наблюдений и включает: определение категории технического состояния, возможные неисправности и рекомендации по техническому обслуживанию и ремонту.

Третий уровень – детали механизма. Проводится определение ранних признаков повреждений, что позволяет обоснованно определять сроки и объемы ремонтов. Используются анализаторы диагностических сигналов (тепловизоры, вибоанализаторы). Применяются для распознавания диагностические модели типа «если – то». В качестве диагностических симптомов часто используются составляющие спектрального сигнала. При интерпретации результатов применяют экспертные системы, основанные на формализации отработанных алгоритмов диагностирования или анализе опыта квалифицированных экспертов. С точки зрения информационных технологий программные продукты для анализа вибрационного сигнала представляют собой системы распознавания образов, нейронные сети, включают элементы искусственного интеллекта, эвристики, экспертных знаний. Система диагностирования работает параллельно системе управления и выполняет функции советчика. Реализуется на встроенных элементах стационарных систем и с использованием переносных сборщиков информации. Для определения технического состояния используется анализ спектрограмм, что позволяет определить существующие повреждения и выявить развивающиеся.

Анализ временных реализаций вибрационного сигнала – проводится для выявления доминирующих физических процессов происходящих в механизме. Реализуется при помощи Wavelet – метода преобразования сигналов, основанного на разложении сигнала в базисе волновой функции «вэйвлета» – компакт-

но представленной функцией во временной и частотной областях [12,13], которая является волновой функцией с нулевым средним значением.

Изменения состава спектрального сигнала наблюдались постоянно при проведении спектрального анализа. Для исключения данных влияний проводится усреднение вибрационного сигнала, приводя к потере диагностической информации. Техническое состояние рассматривается как многовариантность возможных реализаций. Различие последовательных реализаций определяет степень развития повреждений. Зафиксированы две точки стабилизации – хорошее состояние и степень развитого повреждения. Для промежуточной стадии характерным является постоянное изменение спектрального состава вибрационного сигнала (рис. 1).

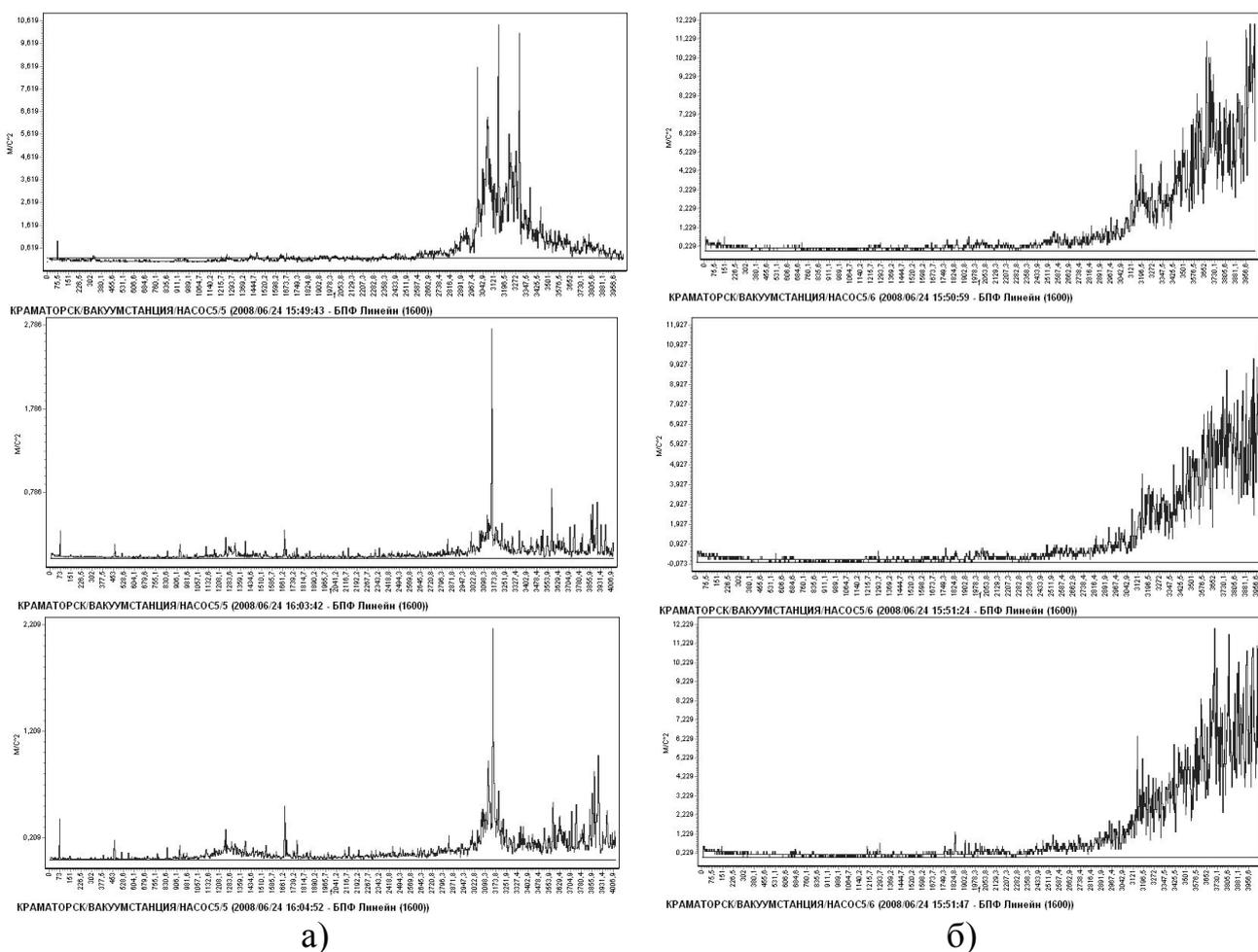


Рис.1. Изменение спектрограмм виброускорения исправного (а) и неисправного (б) подшипников механизма – периодичность измерений 1...3 мин

Четвертый уровень – физические процессы. Распознавание физических процессов, протекающих в узлах трения, при износе, разрушении деталей необходимо для определения параметров управления техническим состоянием. Это позволит определить направления изменения технического состояния для обеспечения требований технологического процесса.

Одно из направлений – определение зон стабилизации технического состояния при изменении режимов работы оборудования. Используется анализ временных реализаций диагностического сигнала и определение диагностических зависимостей между параметрами в многомерном пространстве диагностических признаков. Основная решаемая задача – уход от несанкционированных режимов эксплуатации путем выдачи рекомендаций. Разработка самообучающихся систем диагностирования.

Возрастают требования к пользователям и разработчикам систем диагностирования – необходимо понимание принципов выбора режимов и использование полученной информации. Система диагностирования становится частью системы контроля и управления технологическим процессом.

Рассмотрение уровней распознавания технического состояния позволило установить необходимость увеличения количества диагностических данных для получения единицы информации.

Для первого уровня – наблюдение за двумя или тремя признаками позволяет определить возможность дальнейшей эксплуатации или остановки механизма. Второй уровень предполагает проведение 12...20 измерений для постановки 8...10 диагнозов и выделения категорий технического состояния. Третий уровень требует использования больших объемов данных – представленные спектрограммы включают измерения 1600 составляющих каждая. Это весьма скромное достижение, но для контроля вибрации в 4-х точках в трех взаимно перпендикулярных направлениях необходимо рассмотреть массив из 19200 данных. При вейвлет-анализе анализируемый массив данных увеличивается до миллионов, миллиардов. Объем извлекаемой информации также увеличивается, однако используемая информация увеличивается в значительно меньшей степени. Реализация оценки технического состояния на четвертом уровне должна увеличить достоверность диагностирования, за счет повышения эффективности обработки данных для получения необходимого объема используемой информации.

#### **Выводы.**

1. Разработана классификация методов определения технического состояния на основании глубины поиска повреждения.
2. Определены характерные методы диагностирования для каждого уровня распознавания технического состояния.
3. Выделен уровень распознавания физических процессов необходимый для определения параметров управления техническим состоянием механического оборудования.

#### Список литературы

1. Иориш, Ю. И. Виброметрия. Измерение вибрации и ударов. Общая теория, методы и приборы / Ю.И. Иориш. – М.: Машгиз, 1963. – 771 с.
2. Добронравов, Д.Н. Технические средства и системы диагностики металлургического оборудования / Д.Н. Добронравов, Р.В. Лямбах // Черная металлургия. – 1991. – БНТИ №3. – С. 31–43.
3. Седуш, В.Я. Современные методы и средства диагностики механического оборудования / В.Я. Седуш, Г.В. Сопилкин, В.А. Сидоров // Черная металлургия. – 1991. – БНТИ №10. – С. 41–47.

4. Артоболевский, И.И. Введение в акустическую диагностику машин / И.И. Артоболевский, Ю.Н. Бобровницкий, М.Д. Генкин. – М.: Наука, 1979. – 296 с.
5. Генкин, М.Д. Виброакустическая диагностика машин и механизмов / М.Д. Генкин, А.Г. Соколова. – М.: Машиностроение, 1987. – 288 с.
6. Коллакот, Р. А. Диагностирование механического оборудования / Р. А. Коллакот. – Л.: Судостроение, 1980. – 281 с.
7. Гольдин, А.С. Вибрация роторных машин / А.С. Гольдин. – 2-е издание исправленное. – М.: Машиностроение, 2000. – 344 с.
8. Барков, А.В. Мониторинг и диагностика роторных машин по вибрации / А.В. Барков, Н.А. Баркова, А.Ю. Азовцев. – СПб.: Изд. центр СПбГМТУ, 2000. – 169 с.
9. Коллакот, Р. Диагностика поврежденных / Р. Коллакот. – М.: Мир, 1989. – 512 с.
10. Голуб, Е.С. Диагностирование судовых технических средств: Справочник / Е.С. Голуб, Е.З. Мадорский, Г.Ш. Розенберг. – М.: Транспорт, 1993. – 150 с.
11. ГОСТ ИСО 10816–1–97 Вибрация. Контроль состояния машин по результатам измерений вибрации на невращающихся частях. Межгосударственный совет по стандартизации, метрологии и сертификации. – Минск. – 1997. – 13 с.
12. Цветков, Э.И. Нестационарные случайные процессы и их анализ / Э.И. Цветков. – М.: Энергия, 1978. – 128 с.
13. Виноградова М.Б. Теория волн / М.Б. Виноградова, О.В. Руденко, А.П. Сухоруков. – М.: Наука, 1979. – 381 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусей В.І.  
Надійшла до редакції 15.03.2012*

УДК 622.673:622.867

© С.В. Самуся

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В КАНАТНОЙ СИСТЕМЕ МОБИЛЬНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ**

Представлены результаты исследования динамики подъемной установки в режимах торможения для различного сочетания ее параметров и определены условия возникновения модуляции, приводящей к увеличению амплитуд перемещений центра струны и подъемного сосуда, и экстремальных режимов торможения.

Представлені результати дослідження динаміки підйомної установки в режимах гальмування для різного співвідношення її параметрів та визначено умови виникнення модуляції, що приводить до збільшення амплітуд переміщень центру струни і підйомної посудини, і екстремальних режимів гальмування.

The results of studying the dynamics of the hoist in the modes of inhibition for different combinations of parameters and defined conditions of modulation, which leads to an increase in the amplitude of the center of the string and vessel, and extreme modes of inhibition.

Для обеспечения эффективного и безопасного использования мобильных подъемных установок при проведении аварийно-спасательных работ в шахтных стволах необходимо обосновать рациональные эксплуатационные параметры и режимы торможения. При проведении численных экспериментов, обработки и анализа результатов, полученных с помощью разработанной математической модели динамики мобильной подъемной установки [1], было реализовано про-

граммное решение средствами прикладного математического пакета Wolfram Mathematica. Решение представляет собой серию взаимосвязанных логических модулей, каждый из которых выполняет различные этапы численного моделирования и последующего анализа его результатов.

Функцией основного программного модуля является моделирование динамических процессов в канатной системе мобильной подъемной установки в режиме предохранительного торможения. Он позволяет задавать основные технические параметры системы: приведенную массу вращающихся частей подъемной машины, линейную массу и жесткость каната, массу концевого груза, длины отвеса и струны каната, угол наклона струны, начальную скорость барабана и направление движения сосуда в стволе. В качестве параметров тормозной системы задаются время холостого хода, постоянная времени тормоза и кратность тормозного усилия по отношению к максимальному статическому усилию.

В модуле при помощи адаптированного численного метода Рунге-Кутты реализовано решение системы дифференциальных уравнений, описывающей динамику системы «барабан – струна – отвес каната – сосуд» [2]:

Начальными условиями системы (1) являются условия равновесия струны и отвеса каната, которые получаются, если принять, что при  $t = 0$  скорости и ускорения центра струны каната, концевого груза и барабана нулевые:  $\dot{x} = 0, \dot{y} = 0, \ddot{x} = 0, \ddot{y} = 0, j = 0$ .

$$\begin{cases} m_{cmp} \dot{y} = -4 \left( Cx_{\partial} + m_{zp} j + \frac{2C}{l_k} y^2 \right) \frac{y}{l_k} - 4 \left( C\mu \dot{x}_{\partial} + 4 \frac{C\mu}{l_k} y\dot{y} \right) \frac{y}{l_k} - m_{cmp} g \cdot \cos \alpha; \\ m_{zp} \ddot{x}_{\partial} = - \left( Cx_{\partial} + \frac{2C}{l_k} y^2 \right) - \left( C\mu \dot{x}_{\partial} + 4 \frac{C\mu}{l_k} y\dot{y} \right) + m_{zp} j(t); \\ m_R \cdot j(t) = -F_{cm} \gamma_m \left( \exp\left(-\frac{t-t_{xx}}{T_m}\right) \sigma_0(t-t_{xx}) \right) + g(Q + \rho l_k) + C \left( x_{\partial} + \frac{2y^2}{l_k} \right). \end{cases} \quad (1)$$

Тогда исходная система примет вид:

$$\begin{cases} 0 = -4 \left( Cx + \frac{2C}{l_k} y^2 \right) \frac{y}{l_k} - m_{cmp} g \cdot \cos \alpha; \\ 0 = - \left( Cx + \frac{2C}{l_k} y^2 \right), \end{cases} \quad (2)$$

из решения которой получим начальные значения для  $x$  и  $y$ :

$$x_0 = \frac{l_k m_{cmp}^2 \cos(\alpha)}{8m_{отв}^2}, \quad y_0 = \frac{l_k m_{cmp} \cos(\alpha)}{4m_{отв}}. \quad (3)$$

Для проведения серии численных экспериментов в программном модуле задавались следующие параметры системы, соответствующие реальным усло-

виям применения мобильной подъемной установки АСППУ-6,3 при проведении экспериментальных исследований на шахте им. М.И. Калинина ГП «Донецкуголь»:  $\rho = 2.438$  кг/м,  $\mu = 0.015$  с,  $Q = 2880$  кг,  $m_r = 58180$  кг,  $EF = 32$  МН,  $l_{cmp} = 36$  м,  $\gamma_m = 3$ ,  $T = 0.6$  с,  $t_{xx} = 0.3$  с,  $l_{max} = 1200$  м.

Результатом решения системы дифференциальных уравнений являются зависимости относительных поперечных перемещений центра струны каната  $y(t)$ , вертикальных перемещений подъемного сосуда  $x(t)$  и замедления барабана  $j(t)$ , вычисленные для моделируемого промежутка времени.

Для анализа кинематики подъемной установки в режиме торможения строятся зависимости изменения линейной скорости и ускорения барабана при торможении, а также кратности тормозного усилия. На рис. 1 приведены соответствующие графики для процесса предохранительного торможения при спуске и подъеме расчетного груза.

В процессе решения системы вычисляется текущая линейная скорость барабана с учетом характеристики прилагаемого тормозного усилия и колебаний, вызванных динамическими процессами в канате. При снижении скорости барабана до нуля решаемая модель «размыкается», а скорость и ускорение барабана, входящие в решаемую систему уравнений, становятся равными нулю. Это приводит к резкому изменению значений перемещений и усилий в момент времени  $t = 1,95$  с для режима спуска и  $t = 1,20$  с – для режима подъема груза.

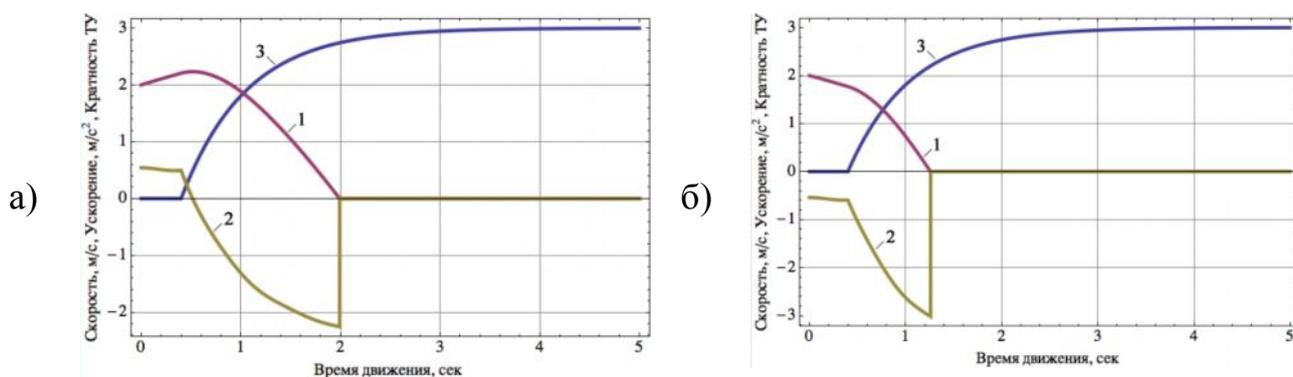


Рис. 1. Графики скорости (1) и ускорения (2) барабана, кратности тормозного усилия (3) для спуска (а) и подъема (б) расчетного груза

Для этих параметров подъемной установки при длине отвеса каната  $l_{отв} = 96$  м построены зависимости относительных вертикальных перемещений подъемного сосуда, центра струны каната, а также динамических усилий в канате, приведенные на рис. 2 для режимов торможения при спуске и подъеме груза.

Как видно из графиков, при заданных параметрах системы имеет место соотношение частот собственных продольных и поперечных колебаний в канате близкое к единице, в результате чего возникает модуляция, приводящая к увеличению амплитуд соответствующих перемещений центра струны и подъемного сосуда.

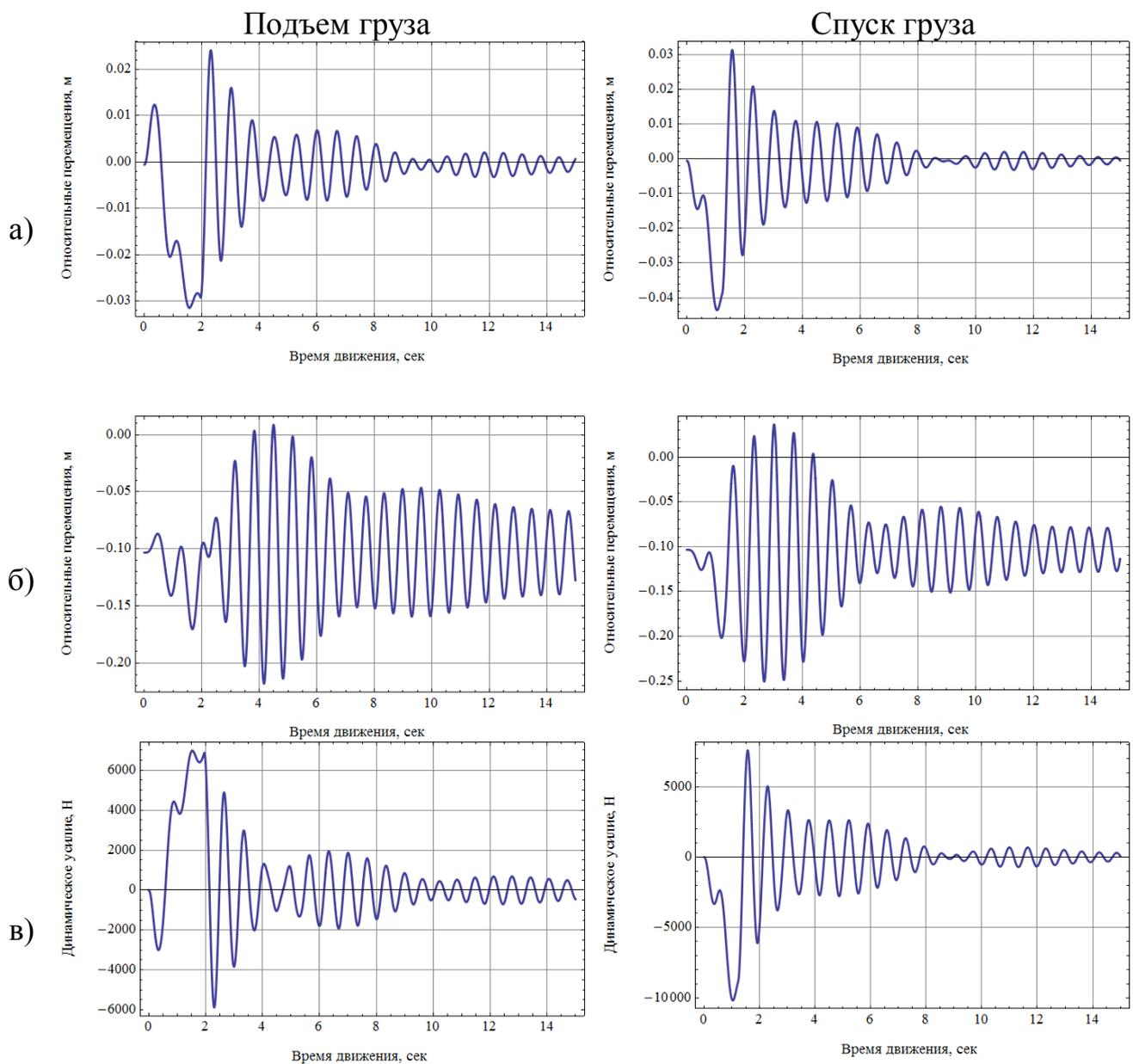


Рис. 2. Зависимости относительных вертикальных перемещений подъемного сосуда (а), центра струны каната (б) и динамических усилий в канате (в) для режима спуска груза

Полученные на основе решения системы динамические усилия в канате вычисляются по формуле

$$T(t) = Cx(t) + \frac{2C}{l_{стр}} y^2(t). \quad (4)$$

Помимо режима вычислений с учетом влияния струны на динамические процессы в канате подъемной установки, в разработанном программном модуле присутствует упрощенный режим – без такого учета, предназначенный для оценки адекватности математической модели дискретного аналога. В этом ре-

жиме вычисления производятся по аналогичной схеме, а в решаемой системе уравнений (1) положено, что  $y(t) = 0$ .

Система при этом принимает вид:

$$\begin{cases} m_{zp}\ddot{x}_\partial = -Cx - C\mu\dot{x} + m_{zp}j(t); \\ m_R \cdot j(t) = -F_{cm}\gamma_m \left( \exp\left(-\frac{t-t_{xx}}{T_m}\right) \sigma_0(t-t_{xx}) \right) + Cx. \end{cases} \quad (5)$$

Для сравнения используем непрерывную математическую модель динамики торможения одноконцевой подъемной установки [3], которая сведена к решению системы дифференциальных уравнений в усилиях:

$$\begin{cases} T_i + a_i T_i + b_i T_i = c_i j; \\ j = -\frac{1}{m_R} \left( F_{cm}\gamma_m \left( \exp\left(-\frac{t-t_{xx}}{T_m}\right) \sigma_0(t-t_{xx}) \right) + T_n \right), \end{cases} \quad (6)$$

где  $T_i$  -  $i$ -й тон колебаний,  $a_i, b_i, c_i$  - численные константы, соответствующие этому тону, а  $T_n = T_{cm} + T_\partial$  - полное усилие в канате.

Динамическое усилие в нижнем сечении каната вычисляется как

$$T_\partial(x) = \sum_i (T_i + \mu T_i) \cos \frac{\lambda_i}{l_k} x \quad (7)$$

и представляет собой сумму  $i$ -ых тонов динамических усилий в канате.

Учитывая, что собственные числа модели  $\lambda_i$  отстоят друг от друга на величину близкую к  $\pi$ , множитель  $\cos \frac{\lambda_i}{l_k} x$  при  $x = l_k$  имеет знакопеременный характер. Поэтому можно предположить, что учет двух и более тонов колебаний при вычислении динамического усилия в нижнем сечении каната для непрерывной модели лишь уменьшает его абсолютную величину.

Это подтверждается численным экспериментом по определению динамических усилий, результаты которого приведены на рис. 3.

Наименьшее по модулю значение имеет динамическое усилие, полученное, как сумма ряда (7) в силу его знакопеременного характера (кривая 1). Динамическое усилие, представляющее собой лишь первый тон колебаний (кривая 2), превышает его на 3...5 %. Решение дискретного аналога (кривая 3) превышает решение непрерывной системы на 5...7 %, что объясняется принятыми допущениями при разработке математической модели дискретного аналога [4] и подтверждает их правомочность.

Следовательно, критические параметры системы дискретного аналога, определенные из условия недопущения набегания подъемного сосуда на канат, обеспечивают запас по безопасности по сравнению с параметрами, полученными при использовании непрерывной модели подъемной установки, что, в свою очередь, уменьшает вероятность возникновения аварийной ситуации при торможении подъемной установки.

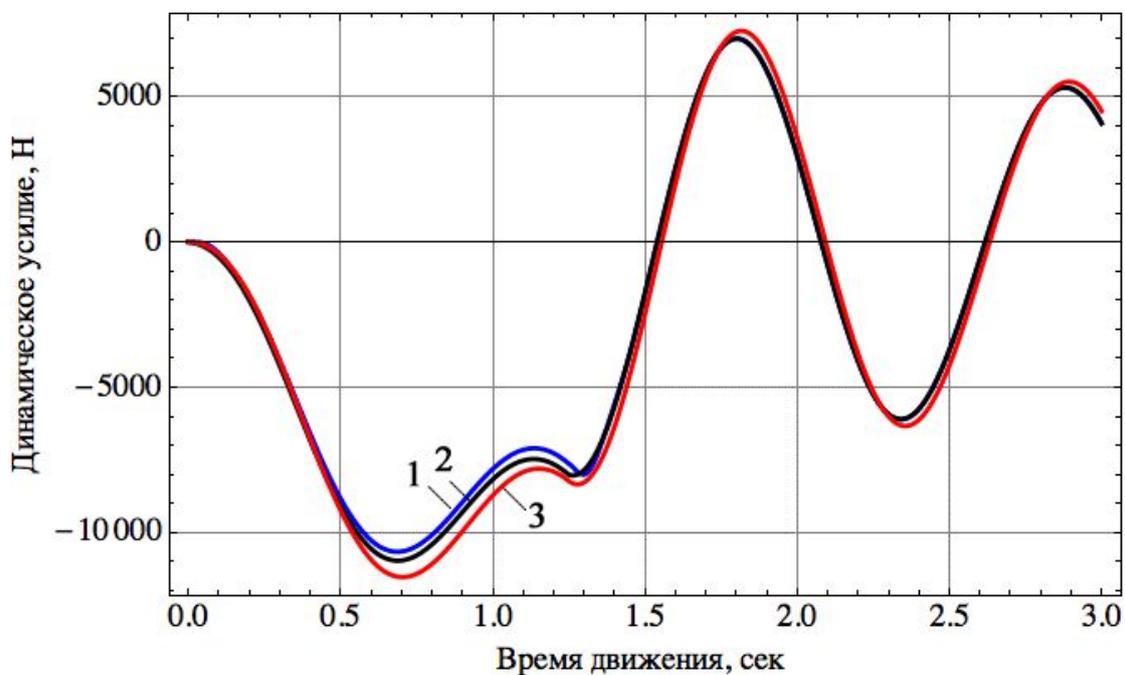


Рис. 3. Динамические усилия в нижнем сечении каната при торможении: 1 – с учетом пяти тонов для континуальной модели; 2 – с учетом первого тона для континуальной модели; 3 – для дискретного аналога

### Выводы.

1. Для разработанной математической модели динамических процессов в струне и отвесе каната мобильной подъемной установки в режимах торможения реализовано программное решение системы дифференциальных уравнений с помощью адаптированного численного метода Рунге-Кутты.

2. Установлено, что при определенных параметрах механической системы подъемной установки имеет место соотношение частот собственных продольных и поперечных колебаний в канате близкое к единице, в результате чего возникает модуляция, приводящая к увеличению амплитуд соответствующих перемещений центра струны и подъемного сосуда.

3. Динамические усилия в канате, полученные при использовании дискретного аналога, превышают усилия для континуальной системы на 5...7 %, что обеспечивает запас по безопасности при исследовании условий для возникновения экстремальных режимов торможения.

### Список литературы

1. Самуся С.В. Математична модель мобільної підйомної установки з урахуванням динамічних процесів в струні каната / С.В.Самуся // Зб. наук. праць НГУ. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2006. – №25. – С.252–259.

2. Ільїн С.Р. Дослідження взаємодії коливальних процесів в струні та висуку каната при гальмуванні мобільної підйомної установки / С.Р. Ільїн, С.В. Самуся // Вібрації в техніці та технологіях. – 2007. – №3 (48). – С. 89–92.

3. Динамика шахтных подъемных установок / В.И. Белобров, В.А. Дзензерский, В.И. Самуся, С.Р. Ильин. – Днепропетровск: Изд-во Днепропетр. ун-та, 2000. – 384 с.

4. Ильин С.Р. Математическая модель нелинейных колебаний струны и отвеса каната мобильной подъемной установки / С.Р. Ильин, С.В. Самуся // Наукові праці ДонНТУ. – Вип.16(142). – Донецьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2008. – С. 122–131.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Блохіним С.Є.  
Надійшла до редакції 28.03.2012*

УДК 622.625.5

© А.В. Денищенко, О.О. Юрченко, И.И. Березкин

## **ТЯГОВЫЙ ФАКТОР ПРИВОДНОГО ШКИВА ТРЕНИЯ**

Проведен анализ конструкций приводных шкивов трения канатных дорог, эксплуатируемых в подземных условиях, и причин выхода из строя их основных узлов. Предложены классификация способов повышения тягового фактора канатоведущих шкивов и оригинальные технические решения по их реализации.

Проаналізовано конструкції приводних шківів тертя канатних доріг, що експлуатуються у підземних умовах, та причин виходу з ладу їх основних вузлів. Запропоновано класифікацію способів підвищення тягового чинника канатоведучих шківів і оригінальні технічні рішення щодо їх реалізації.

The constructions of friction drive pulleys of underground rope roads and causes of its major units failure are analyzed. Classification of methods of hauling factor increase of drive pulleys and original technical decisions for realization are offered.

Канатные напочвенные дороги (далее ДКН), работающие по принципу откатки партии вагонеток замкнутым тяговым канатом, широко применяются в отечественной и зарубежной практике на протяжении последних 50 лет. Внедрение на шахте “ Павлоградская ” этих установок в качестве единого транспортного средства, совмещающего транспорт горной массы и материалов, позволило существенно повысить скорость проведения выработок и безопасность работ на транспорте. Здесь продолжается эксплуатация дороги ДКНП – 1,6, имеющей сложную трассу в плане и профиле протяженностью 3360 метров [1,2].

В настоящее время на шахте работают 16 дорог, общая длина которых достигла 37 тыс. метров, и для их качественного обслуживания создан специальный участок.

В последнее время разработаны технические решения по адаптации транспортных систем с замкнутым тяговым органом к условиям открытых горных работ [3,4].

Эксплуатация этих установок выявила некоторые недостатки, основными из которых являются малый срок службы тягового каната и стальной футеровки канатоведущего шкива (два и шесть месяцев соответственно).

Цель работы – повышение производительности и надежности канатных дорог за счет увеличения тягового фактора приводных шкивов трения.

Под тяговой способностью принято понимать предельное значение силы тяги, которое может быть передано гибкому тяговому органу приводным бло-

ком [5]. Для момента срыва сцепления между канатом и приводным шкивом справедлива формула Эйлера

$$\frac{F_H}{F_C} = e^{f\alpha},$$

где  $F_H$ ,  $F_C$  – натяжение, соответственно, в набегающей и сбегающей со шкива ветвях каната, Н;  $e$  – основание натурального логарифма;  $f$  – коэффициент трения между канатом и шкивом;  $\alpha$  – угол обхвата канатом шкива, рад.

Поскольку тяговая способность шкива

$$F_H = F_C e^{f\alpha}$$

зависит от внешнего регулируемого фактора  $F_C$ , при рассмотрении его взаимодействия с канатом удобнее пользоваться термином “тяговый фактор шкива”, который определяется выражением  $e^{f\alpha}$ .

Для анализа путей повышения тягового фактора приводных шкивов здесь предлагается следующая классификация (рис. 1), разработанная на основе изучения и анализа отечественной и зарубежной технической, патентной литературы.



Рис.1. Классификация способов повышения тягового фактора

Приводные шкивы канатных дорог имеют параболическую рабочую поверхность, на которой размещаются несколько витков каната. При работе привода возникающее осевое перемещение каната сопровождается непрерывным поперечным сползанием его витков и интенсивным межвитковым трением. Кроме того, часто происходит захлестывание каната – набегающий виток ложится поверх сбегающего, в результате чего происходит рывок.

Известные технические решения приводных станций (уравнительные, многожелобчатые) в шахтных условиях имеют ряд недостатков: значительные габариты, сложность конструкции и потому не получили распространения на подземном канатном транспорте.

Зажимные и прижимные устройства, повышающие сцепление каната со шкивом, представлены широким спектром конструктивных решений и применялись в различных подъемно-транспортных машинах. Однако, опыт их эксплуатации вскрыл существенные недостатки, а именно: снижение сроков службы: каната – вследствие точечного поперечного его сжатия зажимными кулачками либо прижимными колодками и шкива – из-за наличия большого количества этих устройств по периметру шкива, а также увеличение стоимости последнего. Кроме того, зажимные устройства под действием силы натяжения в набегающей ветви каната проседают на большую величину, чем под действием силы натяжения в сбегавшей ветви, а это значит, что ветви каната постоянно находятся на разных радиусах от центра вращения шкива, что приводит к значительному взаимному проскальзыванию каната и шкива, следствием которого является повышенный их износ и снижение долговечности.

На кафедре транспортных систем и технологий НГУ предложено использовать для канатных напочвенных дорог тяговый орган специальной конструкции, состоящий из нескольких стальных канатов, заключенных в эластичную, например, резиновую оболочку [6]. Применение такого агрегата позволяет существенно повысить эксплуатационные характеристики элементов дороги: уменьшить износ линейных элементов дороги путем снижения давления в зоне контакта; исключить абразивный и коррозионный износ тягового органа; сохранить достаточно высокую тяговую способность привода за счет повышения коэффициента трения пары «тяговый орган–шкив»; уменьшить габариты и металлоемкость установки.

В качестве тягового органа, обладающего перечисленными достоинствами, представляется возможным использовать стандартную резинотросовую ленту либо производить его по специальной технологии. Использование резинотросовой ленты позволяет существенно снизить затраты на производство тягового органа, поскольку в этом случае пригодна бракованная или вышедшая из эксплуатации лента.

Для увеличения тягового фактора резинотросового тягового органа было предложено выполнять его клиновидной формы [7], при этом острый угол между его рабочими поверхностями должен совпадать по величине с углом между рабочими поверхностями шкива. Благодаря клиновому эффекту в контакте резинотросового элемента и шкива возникает дополнительная нормальная сила прижатия, зависящая от натяжения тросов, угла между боковыми рабочими гранями тягового органа (шкива) и коэффициента трения между ними. Это техническое решение сулит существенное приращение тяговой способности шкива, однако требует тщательной опытной проверки в шахтных условиях.

Эффективным способом повышения долговечности каната и приводного шкива является использование однообхватного желобчатого шкива со сменной футеровкой, имеющей высокий коэффициент трения.

Для футеровки канатоведущих и направляющих шкивов используется резина, полиуретаны и композиты. Наряду с высокой износоустойчивостью полиуретаны, обладая способностью сохранять высокую эластичность при высоких значениях модуля упругости и твердости до 99 единиц по Шору, могут выдерживать нагрузки, существенно выше допустимых для резин. Однако, стоимость полиуретанов в 2-3 раза выше по сравнению с резиной, что сдерживает их широкое применение. В последние годы на подъемных машинах со шкивами трения используется фрикционная футеровка Бекорит со следующими параметрами: минимальный коэффициент трения – 0,25; допустимое давление – 3мПа; твердость по Шору – 55 единиц. Расчеты показывают, что ее можно использовать в конструкциях канатных напочвенных дорог с тяговым усилием до 40 кН.

В последнее время разработаны, изготовлены и испытаны конструкции футеровки приводного шкива трения канатной напочвенной дороги [8], представляющие собой разъемные конструкции со сменными вкладышами. При опытах износ обеспечивал работоспособность упругой футеровки шкива в течение 1,5 – 2 мес. Этот относительно низкий результат обусловлен тем, что по техническим причинам не удалось реализовать работу резины в условиях, близких к всестороннему сжатию. Перспективной, с этой точки зрения, является фенолокапроновая футеровка, износоустойчивость которой в несколько раз превышает аналогичные показатели для резины и даже выше показателей полиуретановой композиции.

В рассмотренных выше конструкциях повышение тягового фактора достигается либо увеличением значения коэффициента трения пары “канат-шкив” либо увеличением силы прижатия в контакте, поскольку для однообхватного шкива угол огибания его канатом в продольном направлении ограничен. Однако, возможен вариант конструкции, сочетающий продольный изгиб с поперечным, при помощи которого можно увеличить суммарный угол обхвата канатом шкива и, тем самым, тяговой фактор последнего. Также представляется перспективным сочетание такого решения со сменной фрикционной футеровкой (рис.2).

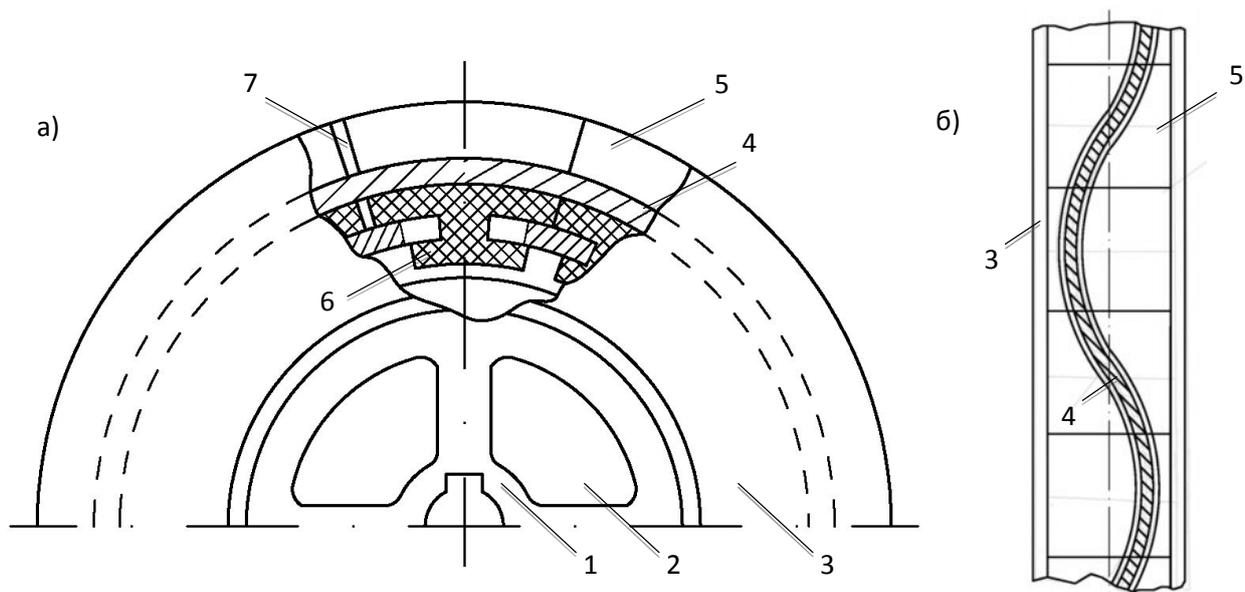


Рис.2. Шкив трения: а - общий вид; б – вид сверху, развернутый на плоскость

Тяговое усилие от стальной ступицы 1 через диск 2, обод 3 и зафиксированные на нем в виде волнистой рабочей канавки элементы фрикционной футеровки 5 передается с помощью тягового каната 4 составу вагонеток, который перемещается в горной выработке. При этом от смещения элементов футеровки вдоль поверхности обода их удерживает упор 7, а от движения в радиальном направлении – хвостовики 6, размещенные в проточке обода. Последний элемент футеровки удерживается от радиального перемещения болтом.

Исследования показывают возможность роста тягового фактора приводных шкивов и их долговечности на основе создания упругой футеровки, материал которой имеет достаточно высокий коэффициент трения и устойчиво работает в условиях предварительного напряженно-деформированного состояния, и специальных конструкций тяговых органов для шахтных канатных дорог.

#### Список литературы

1. Денищенко А.В. Технология горнопроходческих работ с использованием канатных напочвенных дорог [Текст] / А.В.Денищенко, С.В.Федоренко, Г.П. Сидоренко // Уголь Украины. – 1991. – №7. – С.44-46.– библиогр.: с. 46.
2. Ширин Л.Н.. Канатные напочвенные дороги при отработке засбросовой части шахты «Павлоградская» [Текст] / Л.Н. Ширин, А.В. Денищенко, П.П. Корж, А.В. Мухин // Уголь Украины. – 2006. – №1. – С.18-21.– библиогр.: с. 21.
3. Спосіб транспортування гірничої маси у кар'єрі [Текст]: пат. на корисну модель 58384, на корисну модель Україна, МПК E21C47/00/ О.В.Денищенко, О.О.Юрченко, В.В.Мамчур; заявник і патентовласник Націон. гірн.ун-т. – № u201002483; заявл. 05.03.2010;опубл. 11.10.2011, Бюл.№ 19. – 3с.
4. Канатна транспортна установка [Текст]: пат. на корисну модель57014, на корисну модель Україна, МПК E21C47/00/ О.В.Денищенко, О.О.Юрченко; заявник і патентовласник Націон. гірн.ун-т. – № u201007372; заявл.14.06..2010;опубл.10.02..2011, Бюл.№ 3. – 4с.
- 5.Дукельский А.И. Подвесные канатные дороги и кабельные краны/ А.И. Дукельский.– М.: Машиностроение, 1966. – 397с. – библиогр.: с. 395-396.
6. Канатна дорога [Текст]: пат. на винахід 79503, на винахід Україна, МПК B61B 7/00 / О.В.Денищенко;А.В.Мухін, О.М.Коптовець; заявник і патентовласник Націон. гірн.ун-т. – № u200503657; заявл. 18.04.2005;опубл. 25.06.2007, Бюл.№ 9. – 3с.
7. Тяговий орган канатної дороги[Текст]: пат. на корисну модель 44030, на корисну модель Україна: МПК F16H 55/00, B61B 15/00 / О.В.Денищенко; заявник і патентовласник Націон. гірн. ун-т. – № u200904876; заявл. 18.05.2009; опубл. 10.09.2009, Бюл.№ 17. – 2с
8. Шків тертя [Текст]: пат. на винахід 31089., на винахід Україна, МПК B61B 7/00 / О.В.Денищенко, О.М.Коптовець; заявник і патентовласник Націон. гірн.ун-т. – № u200713178; заявл. 27.11.2007;опубл. 25.03.2008. Заявник і патентовласник – Національний гірничий університет. – Бюл.№ 6. – 3с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Самусей В.И.  
Поступила в редакцию 19.04.2012*

## ТЕПЛОНАСОСНАЯ УСТАНОВКА ДЛЯ УТИЛИЗАЦИИ БРОСОВОГО ТЕПЛА ШАХТНОЙ ВОДЫ

Приведены сведения о сооруженной на шахте «Благодатная» теплонасосной установке, использующей тепло шахтной воды. Установка теплопроизводительностью 800 кВт позволяет за 7 часов нагреть 120 м<sup>3</sup> воды для системы горячего водоснабжения шахты.

Приведено відомості про споруджену на шахті «Благодатна» теплонасосну установку, що використовує тепло шахтної води. Установка теплопродуктивністю 800 кВт дозволяє за 7 годин нагріти 120 м<sup>3</sup> води для системи гарячого водопостачання шахти.

The information about heat pump plant for heat recovery from mine water on “Blagodatna” mine is represented. The heat pump plant with heat output 800 kW can produce 120 m<sup>3</sup> of water at 45°C in 7 hours for mine’s hot water supply system.

В последнее время при решении проблемы рационального расходования топливных ресурсов все большее применение находят теплонасосные технологии использования бросового тепла и тепла природных источников для систем отопления и горячего водоснабжения (ГВС). Достоинствами теплонасосных технологий являются их энергетическая эффективность и экологическая чистота. Основным недостатком является высокая стоимость, причем не только оборудования самих теплонасосных установок, но также и систем сбора низкопотенциального тепла. В этой связи применение тепловых насосов в системах утилизации тепла воды, откачиваемой из шахт и карьеров, выглядит весьма привлекательно, так как в данном случае дополнительные затраты на систему сбора низкопотенциального тепла минимальны [1].

В связи с этим, целью данной работы являлось создание на шахте «Благодатная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» опытной теплонасосной установки, использующей тепло шахтной воды для нагрева воды, подаваемой в систему ГВС.

По устройству и принципу действия тепловой насос аналогичен холодильной машине. Работая по обратному термодинамическому циклу, эти машины отбирают тепло у источника с низкой температурой (сообщают ему холод), повышают потенциал тепла и передают его источнику с более высокой температурой [2,3]. Для осуществления этого процесса потребляется энергия в виде работы, которая трансформируется в теплоту, также передаваемую высокотемпературному источнику. Отличие тепловых насосов от холодильных машин определяется их назначением. Основным назначением холодильной машины является охлаждение низкотемпературного источника тепла, а осуществляемый при этом нагрев высокотемпературного источника является побочным эффектом. Основным же назначением теплового насоса является нагрев высокотемпературного источника, а охлаждение низкотемпературного источника является побочным эффектом.

На рис. 1 приведены схема парокомпрессионного теплового насоса, примененного в данной установке, и график его рабочего процесса в  $T, s$ – (температура – энтропия) диаграмме.

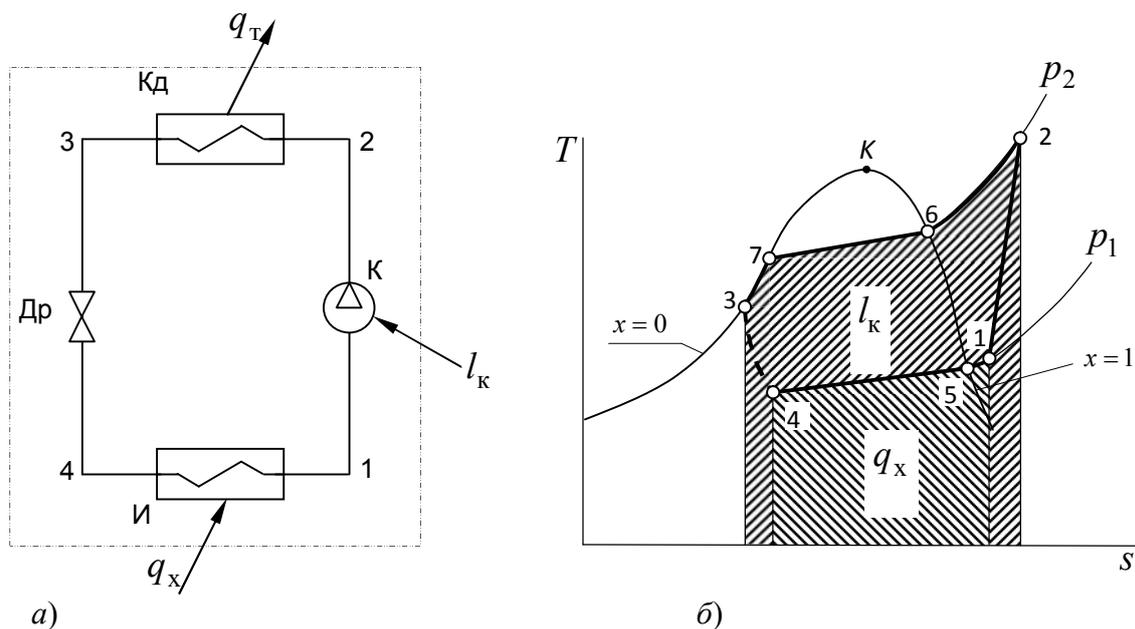


Рис. 1. Схема (а) и график рабочего процесса (б) теплового насоса

Основными элементами теплового насоса являются: компрессор К, конденсатор Кд, испаритель И и дроссель Др. Его термодинамический цикл изображен на диаграмме на фоне линий насыщенной жидкости, для которой степень сухости пара  $x = 0$ , и сухого насыщенного пара,  $x = 1$ , сходящихся в критической точке К, а также изобар  $p_1 = const$  и  $p_2 = const$ , соответствующих давлениям всасывания и нагнетания компрессора. Линия 1-2 соответствует процессу сжатия рабочего тела в компрессоре, 2-6-7-3 – охлаждению и конденсации его в конденсаторе, 3-4 – дросселированию и 4-5-1 – кипению и перегреву пара фреона в испарителе. Заштрихованные площади соответствуют количеству тепла, отбираемого у низкотемпературного источника, (удельной холодопроизводительности цикла  $q_x$ ) и удельной работе компрессора  $l_K$ . Сумма этих площадей соответствует удельной теплопроизводительности цикла  $q_T$ , т.е. количеству тепла, отдаваемого высокотемпературному источнику.

Аналитически уравнение энергетического баланса теплового насоса может быть записано в виде

$$q_T = q_x + l_K, \quad (1)$$

или в виде

$$Q_T = Q_x + N_K, \quad (2)$$

где  $Q_T$ ,  $Q_x$  и  $N_K$  – соответственно теплопроизводительность (тепловая мощность), холодопроизводительность (холодильная мощность) теплового насоса и мощность компрессора, кВт.

Мощности и удельные энергетические величины связаны между собой соотношениями:

$$Q_T = m_{рТ} q_T; \quad (3)$$

$$Q_X = m_{рТ} q_X; \quad (4)$$

$$N_K = m_{рТ} l_K, \quad (5)$$

где  $m_{рТ}$  – массовый расход рабочего тела теплового насоса, кг/с.

Эффективность тепловых насосов характеризуется коэффициентом трансформации тепла, т.е. отношением тепла, переданного высокотемпературному источнику, к затраченной для этого работе

$$k = \frac{q_T}{l_K} = \frac{Q_T}{N_K}. \quad (6)$$

Так как шахтная вода, являющаяся источником низкопотенциального тепла, загрязнена взвешенными частицами, а вода, нагреваемая для системы ГВС шахты, содержит соли жесткости, то с целью защиты поверхностей теплообмена испарителя и конденсатора теплового насоса от загрязнения, применена схема теплонасосной установки с промежуточными контурами передачи тепла, в которых циркулирует чистая вода (рис. 2).

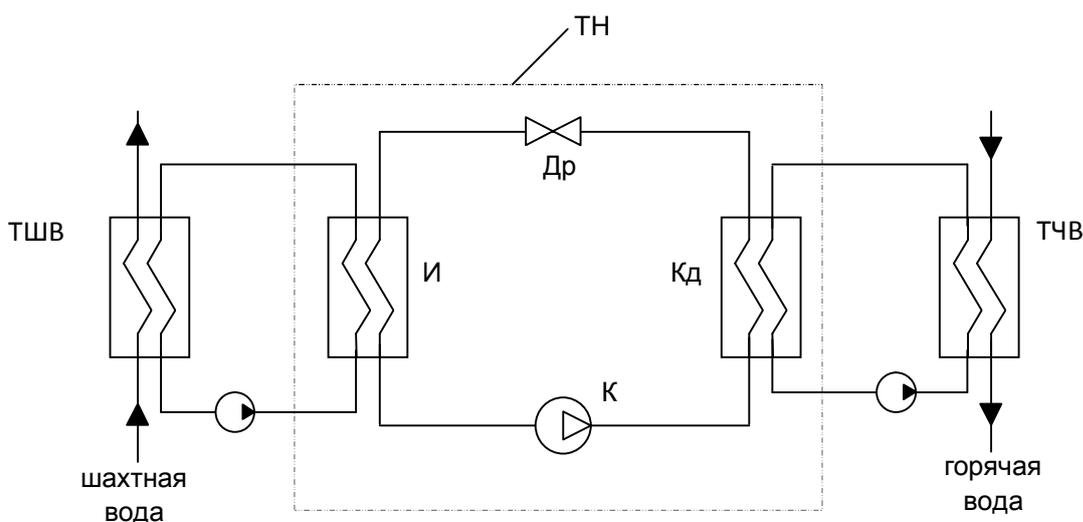


Рис. 2. Схема теплонасосной установки с промежуточными контурами передачи тепла

В этом случае загрязнению подвергаются поверхности теплообмена теплообменников шахтной воды (ТШВ) и чистой питьевой воды (ТЧВ), нагреваемой для системы ГВС. Стоимость этих теплообменников гораздо меньше, чем тепловых насосов, а тип может быть выбран с учетом необходимости периодической чистки.

Для условий шахты «Благodatная» температура шахтной воды не опускается ниже 16...17 °С, производительность шахтного водоотлива – не менее 200 м<sup>3</sup>/ч. С целью снижения оплаты за потребленную электроэнергию откачка

шахтной воды производится в ночное время, когда действует льготный тариф оплаты за потребленную электроэнергию. Соответственно, в это же время должна работать и теплонасосная установка подготовки горячей воды. Температура воды, подаваемой в систему ГВС шахты, составляет 42 °С. Суточный расход воды на горячее водоснабжение – 120 м<sup>3</sup>. Источником воды для системы ГВС является магистральный трубопровод хозяйственно-питьевого водоснабжения шахты.

Чтобы обеспечить независимость работы систем подготовки и расходования горячей воды, предусмотрено ее накопление в пяти баках-аккумуляторах общей емкостью 100 м<sup>3</sup>.

С целью повышения регулировочных свойств установки, ее надежности, обеспечения возможности осуществления объективной диагностики состояния теплообменных аппаратов и обслуживания теплонасосной установки было принято:

реализацию всей потребной теплопроизводительности установки осуществить тремя параллельно включенными независимыми теплонасосными модулями, работающими по схеме с промежуточными контурами передачи тепла (рис. 2);

предусмотреть возможность работы тепловых насосов в режиме догрева накопленной в баках воды до необходимой температуры в случаях ее остывания;

предусмотреть альтернативную возможность нагрева воды резервным электрическим водоподогревателем.

Схема установки, отвечающая этим требованиям, приведена на рис. 3.

Необходимая теплопроизводительность установки, рассчитанная, исходя из условия нагрева суточного объема воды 120 м<sup>3</sup> за 7 ч от начальной температуры 5 °С до конечной 45 °С, составила 798 кВт, а теплопроизводительность каждого из трех тепловых насосов соответственно 266 кВт.

При создании установки разработчики ориентировались на оборудование отечественных производителей, что позволило существенно снизить капитальные затраты на создание установки.

Общее техническое решение с определением параметров гидравлических и тепловых режимов установки разработано учеными НГУ. Основные элементы установки – тепловые насосы и теплообменники шахтной воды – спроектированы и изготовлены ПАО «Рефма». Рабочий проект теплонасосной установки выполнен ГП «Днепрогипрошахт». Теплонасосная установка, начиная от проработки технических решений и до ввода в эксплуатацию, была создана в весьма сжатые сроки – всего за 8 месяцев.

В тепловых насосах НКТ-270 производства ПАО «Рефма» применены винтовые полугерметичные компрессоры фирмы «Bitzer», пластинчатые испарители и конденсаторы фирмы «Альфа-Лаваль». Хладагент – озонобезопасный фреон R407C. Малые габариты компрессоров и теплообменного оборудования обеспечили компактность конструкции тепловых насосов, что позволило все оборудование теплонасосной установки разместить в одном помещении с размерами в плане 10,5×12 м.



Расчетные расходы теплоносителей в контурах каждого модуля составляют: в контуре шахтной воды – 66,7 м<sup>3</sup>/ч, в контуре чистой нагреваемой воды для системы ГВС – 5,7 м<sup>3</sup>/ч, в промежуточном контуре испарителя – 63 м<sup>3</sup>/ч, в промежуточном контуре конденсатора – 5,7 м<sup>3</sup>/ч. Теплопроизводительность тепловых насосов НКТ-270 при температурах кипения хладагента +6,5°С и конденсации +55°С составляет 256 кВт. Установка предназначена для работы в автоматическом режиме и не требует постоянного присутствия обслуживающего персонала.

Результаты проведенных экспериментальных исследований теплонасосной установки показали, что измеренные значения расходов сред в контурах, температур и теплопроизводительности установки хорошо согласуются с расчетными.

Фактические значения коэффициентов трансформации тепла тепловых насосов, рассчитанные по экспериментальным данным, изменялись в пределах от 3,97 до 4,20, а для теплонасосных модулей (с учетом электрической мощности, потребляемой водяными насосами) – от 3,32 до 3,53. Эти данные свидетельствуют, что каждый 1 кВт·ч затраченной электроэнергии обеспечивает производство в установке до 3,5 кВт·ч тепла, из которых 2,5 кВт·ч приходится на тепло, отбираемое у шахтной воды, и подтверждают высокую энергетическую эффективность установки.

В целом, результаты испытаний подтвердили правильность выбранных при проектировании установки параметров и показали, что примененные методы расчета могут быть использованы в дальнейшем.

Теплонасосная установка позволяет исключить необходимость работы шахтной котельной и обеспечить годовую экономию эксплуатационных затрат в размере около 470 тыс. грн. Ожидаемый срок окупаемости капитальных затрат – 3,2 года.

Сооруженная на шахте «Благодатная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» установка является первой в Украине и наиболее мощной в странах СНГ теплонасосной установкой, использующей тепло шахтной воды. Опыт ее эксплуатации будет использован для совершенствования и внедрения теплонасосных технологий в угольной и горнорудной промышленности.

#### Список литературы

1. Закиров, Д. Г. Пути решения проблемы теплоснабжения в коммунальном хозяйстве с использованием тепловых насосов / Д.Г. Закиров, В.С. Суханов, Д.Д. Закиров // Новости теплоснабжения. – 2002. – №4. – С. 53-55.
2. Янтовский, Е. И. Промышленные тепловые насосы / Е.И. Янтовский, Л.А. Левин. – М. : Энергоатомиздат, 1989. – 125 с.
3. Холодильные машины : Справочник / Под. ред. А.В. Быкова. – М. : Легкая и пищевая пром-сть, 1982. – 224 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кириченком Є.О.  
Надійшла до редакції 26.04.2012*

## ОЦЕНКА ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОГО СОВЕРШЕНСТВА СИСТЕМ УТИЛИЗАЦИИ ТЕПЛА ШАХТНЫХ КОМПРЕССОРНЫХ УСТАНОВОК

Выполнен эксергетический анализ теплонасосной и когенерационной технологий утилизации тепла шахтных компрессорных установок. Установлено, что эксергетический КПД имеет наиболее высокое значение в случае когенерационной утилизации тепла, отводимого от сжимаемого воздуха при работе теплосиловой установки по теплофикационному циклу.

Проведено эксергетичний аналіз теплонасосної і когенераційної технологій утилізації тепла шахтних компресорних установок. Встановлено, що эксергетичний ККД має найбільш високе значення у випадку когенераційної утилізації тепла, що відводиться від стиснутого повітря, при роботі теплосилової установки за теплофікаційним циклом.

Second low analysis of heat pump and cogeneration technology implementation for waste heat recovery from mining compressors has been carried out. It has been found that the highest exergy efficiency has cogeneration waste heat recovery system running in heating mode.

В связи с истощением запасов топливных ресурсов и продолжающимся загрязнением окружающей среды все большую актуальность приобретают энергосберегающие технологии использования бросового тепла промышленных установок. На горных предприятиях одними из наиболее мощных источников бросового тепла являются воздушные компрессорные станции. В применяемых в настоящее время типовых системах охлаждения компрессорных установок все тепло, воспринимаемое охлаждающей водой, отводится в окружающую среду. Известны технологии, позволяющие полезно использовать бросовое тепло компрессорных установок для производства электрической и тепловой энергии. В работах [1,2] рассмотрены схемные решения, произведен анализ и определены основные энергетические показатели этих технологий.

Целью настоящего исследования является оценка термодинамического совершенства систем утилизации тепла шахтных компрессорных установок.

Основным показателем термодинамического совершенства теплотехнических установок и систем является эксергетический КПД, определяемый по формулам, приведенным в [3,4]

$$\eta_{ex} = \frac{E_{\text{ВЫХ}}}{E_{\text{ВХ}}}, \quad (1)$$

или

$$\eta_{ex} = 1 - \frac{\Delta E}{E_{\text{ВХ}}}, \quad (2)$$

где  $E_{\text{ВХ}}$ ,  $E_{\text{ВЫХ}}$  и  $\Delta E$  – поток эксергии (эксергетическая мощность) на входе, выходе системы и эксергетические потери в системе.

Эксергетическая мощность в каком-либо сечении потока определяется произведением массового расхода вещества на удельную эксергию потока в данном сечении и рассчитывается по формуле Луи – Стодолы [3]:

$$e = (i - i_0) + T_0(s - s_0), \quad (3)$$

где  $i$ ,  $s$  – соответственно удельные энтальпия и энтропия потока вещества в рассматриваемой точке системы;  $i_0$ ,  $s_0$  и  $T_0$  – удельные энтальпия, энтропия вещества и абсолютная температура окружающей среды в условном состоянии отсчета.

Эксергетические потери в отдельном элементе системы определяются как разность между потоками эксергии на его входе и выходе. Например, для теплообменного аппарата эксергетические потери при передаче тепла от греющего теплоносителя к нагреваемому:

$$\Delta E = m_1(e_a - e_b) - m_2(e_d - e_c), \quad (4)$$

где  $e_a$ ,  $e_b$  и  $m_1$  – удельная эксергия потока греющей среды на входе и выходе аппарата и ее массовый расход,  $e_c$ ,  $e_d$  и  $m_2$  – удельная эксергия потока нагреваемой среды на входе и выходе аппарата и ее массовый расход.

Относительный эксергетический КПД элементов определяется как отношение потерь эксергии в каждом отдельном элементе к суммарным потерям эксергии в системе  $\sum \Delta E$

$$\eta_{ex}^r = \frac{\Delta E}{\sum \Delta E}. \quad (5)$$

Исследование проводилось для турбокомпрессоров К–250–61–5, широко применяющихся на горных предприятиях.

Эксергетический анализ производился при следующих условиях: температура и давление окружающей среды соответственно  $t_0 = 15$  °С,  $p_0 = 0,1$  МПа; конечное давление сжатого воздуха (абсолютное)  $p_k = 0,9$  МПа, температура охлаждающей воды  $t_w = 30$  °С; температура воды, отдаваемой в систему горячего водоснабжения, была принята равной  $t_h = 50$  °С.

Схемы компрессорных установок с типовой системой охлаждения и с применением теплонасосной и когенерационной технологий утилизации тепла представлены на рис. 1–3.

В качестве входной эксергии компрессорных установок с типовой системой охлаждения и с применением когенерационной технологии утилизации тепла принималась электрическая энергия, потребляемая приводным двигателем турбокомпрессора, для теплонасосной технологии – электрическая энергия, потребляемая приводными двигателями турбокомпрессора и компрессора теплового насоса. В качестве выходной эксергии принималась сумма эксергий потока сжатого воздуха, генерируемой электроэнергией (в случае когенерационной утилизации тепла) и получаемой горячей воды для систем теплоснабжения (в случаях когенерационной и теплонасосной утилизации тепла).

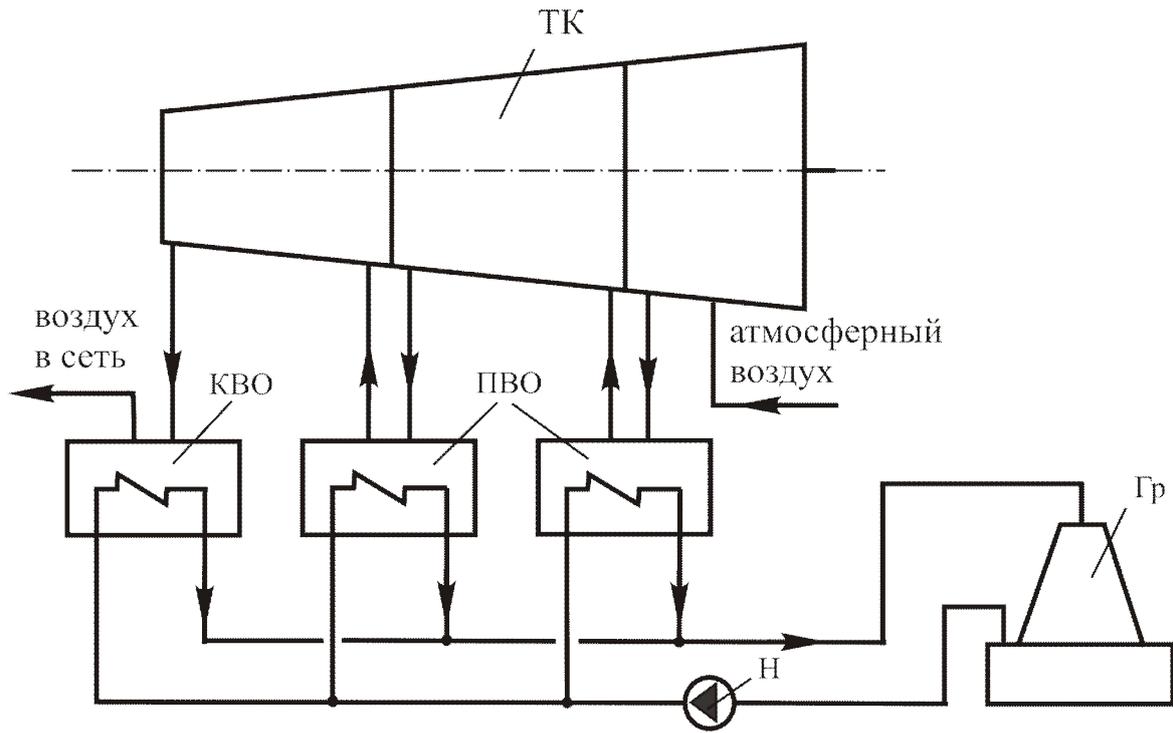


Рис. 1. Схема компрессорной установки с типовой системой охлаждения (без утилизации тепла): ТК – турбокомпрессор; ПВО, КВО – промежуточный и конечной воздухоохлаждатели; Гр – градирня; Н – водяной насос

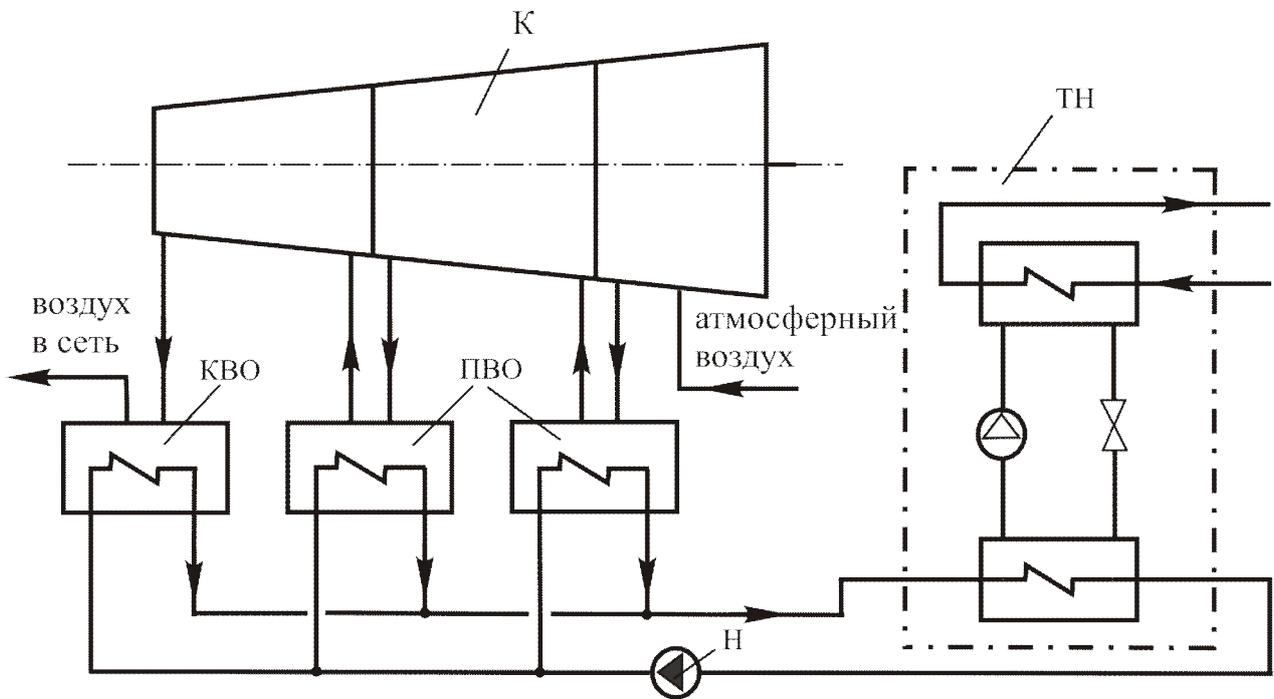


Рис. 2. Схема теплонасосной утилизации тепла турбокомпрессора: ТН – тепловой насос

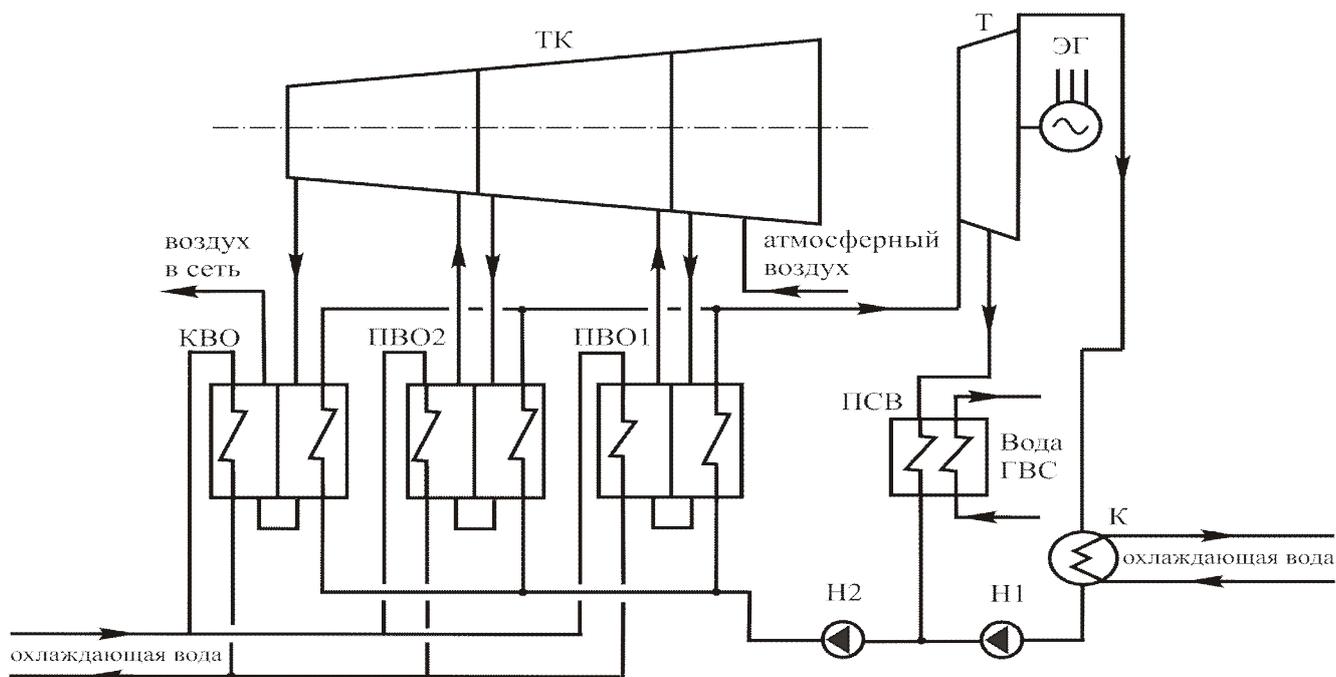


Рис. 3. Схема когенерационной утилизации тепла турбокомпрессора:  
 ПСВ – подогреватель сетевой воды; К – конденсатор; Т – турбина;  
 ЭГ – электрогенератор

Основные результаты эксергетического анализа компрессорных установок с различными системами охлаждения приведены в табл. 1.

Таблица 1

Результаты эксергетического анализа компрессорных установок

Системы охлаждения	$E_{вх}$ , кВт	$E_{вых}$ , кВт	$\Delta E$ , кВт	$\eta_{ex}$
Типовая	1447,7	933,8	513,9	0,645
Теплонасосная	1752,4	1092,6	659,8	0,624
Когенерационная (теплофикационный режим)	1447,7	1032,5	415,2	0,713
Когенерационная (конденсационный режим)	1447,7	1021,2	426,5	0,705

Из таблицы видно, что эксергетический КПД имеет наиболее высокое значение в случае когенерационной утилизации тепла, отводимого от сжимаемого воздуха при работе теплосиловой установки по теплофикационному циклу.

Для рассмотренных систем утилизации тепла был произведен детальный эксергетический анализ каждого элемента и построены диаграммы потоков эксергии. В качестве примера на рис. 4 приведена диаграмма потоков эксергии для теплофикационного режима когенерационной утилизации тепла сжатого воздуха.

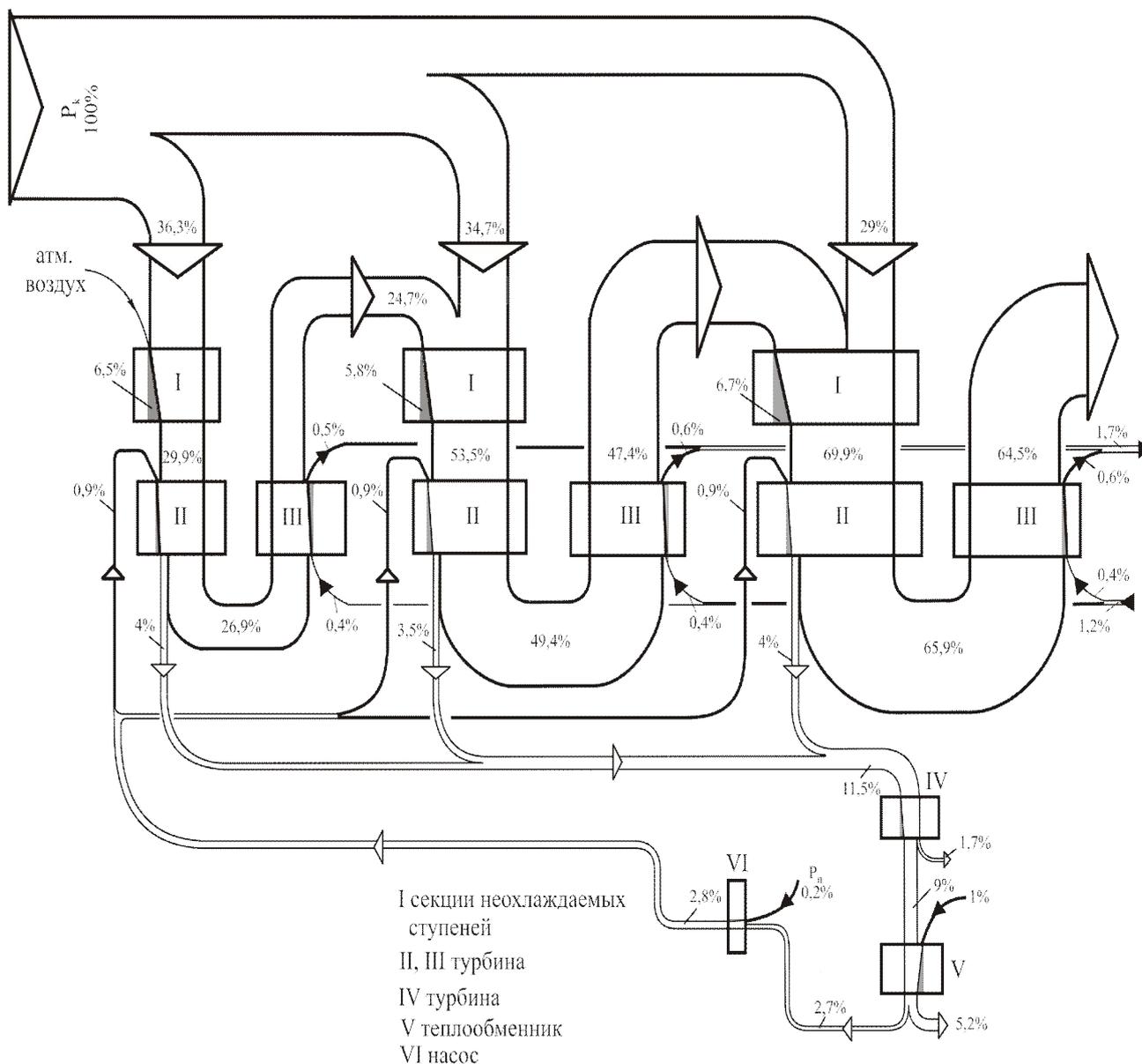


Рис. 4. Диаграмма потоков эксергии когенерационной утилизации тепла (теплофикационный режим)

Из рис. 4 видно, что как при теплонасосной, так и при когенерационной утилизации тепла наибольшие потери эксергии имеют место в испарителях и конденсаторах вследствие существенной необратимости протекающих в них процессов теплообмена. Поэтому, для повышения эксергетического КПД систем утилизации тепла необходимо, прежде всего, совершенствовать конструкцию и оптимизировать параметры и режимы теплообменного оборудования.

**Выводы.** На основании эксергетического анализа установлено, что наиболее термодинамически совершенной системой утилизации тепла, отводимого от сжимаемого воздуха в компрессорных установках, является когенерационная, работающая по теплофикационному циклу. Показано, что как при теплонасосной, так и при когенерационной утилизации тепла наибольшие потери эксергии имеют место в теплообменных аппаратах.

### Список литературы

1. Самуся, В.И. Оценка эффективности теплонасосной технологии утилизации тепла воздушных турбокомпрессоров / В.И. Самуся, Ю.И. Оксень, М.В. Радюк // Науковий вісник НГУ. – 2010. – №6. – С. 78 – 82.
2. Радюк, М.В. Оценка энергетической эффективности когенерационной утилизации низкопотенциального тепла воздушных турбокомпрессоров // Науковий вісник НГУ. – 2009. – №11. – С. 42 – 45.
3. Шаргут, Я. Эксергия / Я. Шаргут, Р. Петела – М. : Энергия, 1968. – 279 с.
4. Бродянский, В.М. Эксергетический метод и его приложения / В.М. Бродянский, В. Фратшер, К. Михалек. – М. : Энергоатомиздат, 1988. – 288 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кириченком Є.О.  
Надійшла до редакції 26.04.12*

УДК 622.8

© А.В. Бессчастный, В.Г. Марченко, В.В. Марченко

## **ЗАВИСИМОСТЬ ТЕПЛОИЗБЫТКОВ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ ОТ СЕЗОННЫХ КОЛЕБАНИЙ ТЕМПЕРАТУРЫ**

На основе многолетних наблюдений теплового режима подземного сооружения разработана математическая модель расчета теплоизбытков в зависимости от времени года.

На основі багаторічних спостережень теплового режиму підземної споруди розроблена математична модель розрахунку теплонадлишків в залежності від пори року.

On the basis of long-term observations of the thermal regime of underground facilities designed mathematical and physical model of calculation of heat in the seasons.

Источники поступления тепла в подземные выработки, используемые для нужд народного хозяйства, разделяются на технологические и природно-климатические.

Так для условий Инкерманского завода марочных вин (ИЗМВ) технологические тепловыделения – это тепловыделения от людей, пропарки бутов, электрооборудования; они относительно стабильны и согласно нашим расчетам равны 23,4 тыс. ккал/ч.

Природно-климатические теплопоступления в горные выработки обусловлены сезонными колебаниями температуры наружного воздуха, радиационным прогревом вмещающих пород и их теплофизическими характеристиками. Часть тепла, поступающего в цех, теряется через кровлю, почву, стены выработок. Оставшаяся часть осуществляет "натоп" помещения, т.е. повышает температуру воздуха в цехе.

Расчеты по методике [1–3] позволяют определить усредненное значение теплоизбытков, обуславливающих "натоп" горных выработок. Для наших условий по расчету величина теплоизбытков составляет 75700 ккал/ч. Фактические среднемесячные значения теплоизбытков могут значительно отличаться от расчетных, что обусловлено несовершенством методики расчета и нестабильностью теплопритоков, обусловленных в первую очередь природно-климатическими факторами. Существующая методика анализа изменения тепловой нагрузки на систему [3] предназначена для промышленных зданий и сооружений и неприменима для подземных горных выработок.

Поэтому для анализа влияния сезонных колебаний температуры на величину теплоизбытков были использованы результаты экспериментальных исследований. Характер изменения сезонной температуры и температуры воздуха цехов приведен на рис. 1.

Как следует из анализа этих графиков, характер изменения температуры воздуха в цехах повторяет синусоидальный характер изменения температуры наружного воздуха при значительно меньшей амплитуде колебаний. Для цеха № 1 сезонные колебания температуры достигают  $1,8\text{ }^{\circ}\text{C}$ , для цеха № 2 –  $2,6\text{ }^{\circ}\text{C}$ . При этом максимальные значения температуры в цехах проявляются с запаздыванием на 1,5...2 месяца по сравнению с наружным воздухом, что обусловлено большой тепловой инерционностью вмещающих пород. Более низкие значения температуры в цехе № 1 обусловлены работой системой кондиционирования воздуха (СКВ). Опыт эксплуатации СКВ показывает, что одна и та же температура воздуха в цехе может быть получена при различной охлаждающей способности воздуха, что обусловлено в первую очередь сезонными колебаниями температуры. Кроме того, на температуру воздуха цеха оказывает влияние и суточные колебания температуры наружного воздуха, особенно при использовании режима проветривания наружным воздухом при нулевом коэффициенте рециркуляции.

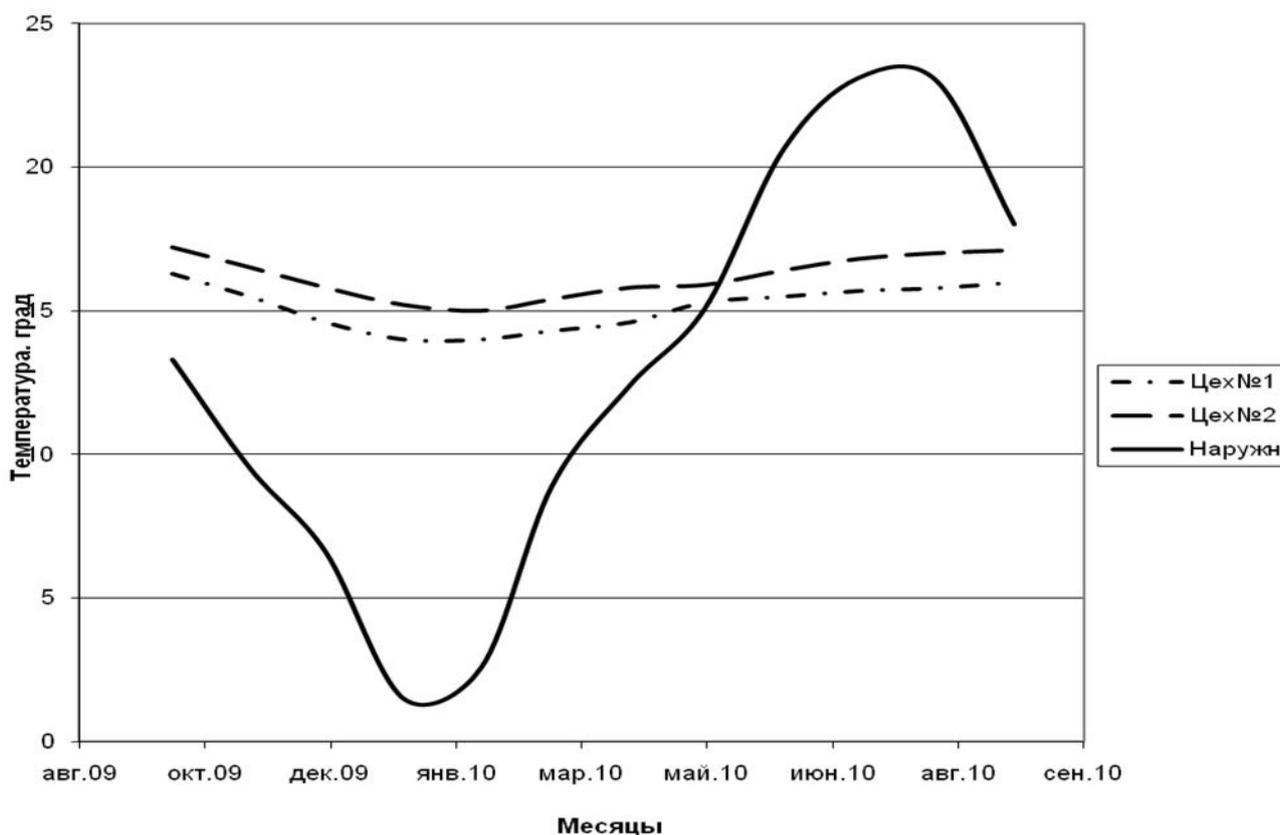


Рис. 1. Характер изменения сезонной температуры и температуры воздуха цехов

Многолетние наблюдения параметров наружного воздуха (табл.1) показывают, что при достаточно стабильной относительной влажности воздуха (71...70 %) амплитуда колебаний температуры достигает  $18,7\text{ }^{\circ}\text{C}$ . При этом наблюдается существенное колебание среднемесячных температур по годам, о чем свидетельствуют среднеквадратические отклонения температуры.

Таблица 1

Метеорологические параметры наружного воздуха за период 1974–2010 годы

Параметры	Месяцы												Средне- годовая
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	
Температуры, °С	3,6	3,1	5,7	10,0	15,2	19,8	22,2	22,2	18,2	13,1	8,0	5,5	12,3
Среднеквадрат. отклонения	1,5	2,8	1,9	1,2	0,8	0,8	1,1	1,1	1,0	1,8	1,6	1,9	
Относит. влаж- ность, %	76	75	78	76	74	71	71	70	73	76	76	77	74

Особенно большой разброс значений температуры наблюдается в холодную пору года ( октябрь...март), где величина среднеквадратического отклонения достигает 50...70 % от средней температуры.

Наличие запаздывания теплоступлений в выработки, обусловленного тепловой инерционностью массива горных пород, не позволяет получить универсальную зависимость тепловыделений от температуры наружного воздуха. Однако данные табл. 1 позволяют получить такие зависимости для каждого месяца. Так для декабря месяца охлаждающая способность воздуха 19,8 тыс.ккал/ч достаточна была для поддержания в цехе 14,2 °С, а при охлаждающей способности воздуха 26 тыс. ккал/ч, температура воздуха в цехе понизилась до 13,7 °С.

Учитывая небольшой диапазон изменения температуры воздуха в цехе (14...16 °С) можно представить зависимость между величиной теплоизбытков, которые надо ассимилировать, и температурой воздуха в цехе в линейной форме

$$Q_{ц} = a - \nu t_{ц} , \quad (1)$$

где  $Q_{ц}$  – величина теплоизбытков, которые необходимо ассимилировать для получения температуры воздуха в цехе  $t_{ц}$  тыс. ккал/ч;  $a$  – технологические тепловыделения равные 23,4 тыс.ккал/ч;  $\nu$  – коэффициент, зависящий от температуры воздуха цеха.

Выражение (1) справедливо для условий, когда на температуру воздуха влияют только технологические тепловыделения.

Для учета влияния сезонных колебаний температуры наружного воздуха и температуры вмещающих пород на величину теплоступлений в цех представим формулу (1) в виде

$$Q_{ц} = a - \nu t_{ц} + c t_{н} , \quad (2)$$

где  $t_{н}$  – среднемесячная температура наружного воздуха, °С;  $c$  – коэффициент, учитывающий тепловую инерционность вмещающих пород и степень влияния наружной температуры воздуха на теплоступления в цех.

Значения коэффициентов  $\nu$ ,  $c$ , полученные в результате математической обработки результатов экспериментальных данных приведены в табл. 2.

Данные табл. 2 подтверждают правильность выбранной математической модели (формула 1), о чем свидетельствует характер изменения коэффициентов  $\nu$  и  $c$ .

Значения теплоизбытков  $Q_{ц}$ , осуществляющих “натоп” помещений цеха до температуры 15°С, рассчитанные по формуле (1), приведены в табл.2. Расчет производился по среднемесячным температурам, приведенным в табл.1, поэтому слагаемое  $c t_{н}$

в формуле (1) можно для каждого месяца рассматривать как постоянное. Тогда формулу (1) можно записать в виде

$$Q_{ц} = Q_m - \epsilon t_{ц} , \quad (3)$$

где  $Q_m$  – величина суммарных теплоизбытков обусловленных технологическими теплопоступлениями, влиянием температуры наружного воздуха и тепловой инерционностью вмещающих пород, тыс. ккал/ч.

Значения  $Q_m$  приведены в табл.2., из которой следует, что технологические тепловыделения заметно влияют на температуру воздуха цеха только в осенне-зимний период года. Летом основные теплопоступления обусловлены температурой наружного воздуха и тепловыделениями вмещающих пород.

Таблица 2

Значения коэффициентов  $\epsilon$  и  $c$  в формуле 1

Месяцы	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
$\epsilon$	0,6	1,6	2,7	3,7	6,0	11,6	16,0	15,4	9,0	3,4	1,2	1,2
$c$	1,1	2,1	3,0	4,4	6,4	9,3	12,0	12,1	8,7	5,2	4,0	3,1
$Q_{ц}$ тыс. ккал/ч	18,0	9,0	7,0	13,5	31,0	33,3	50,2	60,9	47,5	40,1	37,4	23,0
$Q_m$ тыс. ккал/ч	27,4	29,9	45,3	67,4	120,7	207,6	289,8	292,0	181,7	91,5	55,4	40,5

Данные табл. 2. наглядно иллюстрируют, что на температуру воздуха в цехе влияет не только температура наружного воздуха, но и явление тепловой инерционности вмещающих пород.

Так при относительно одинаковых тепловых нагрузках, обусловленных температурой наружного воздуха (температура марта 7,3°C, температура ноября 8°C), для получения в цехе температуры воздуха 15°C необходимо ассимилировать для марта 7 тыс.ккал/ч, а для ноября 37,4 тыс.ккал/ч тепла.

Однако, анализ характера изменения температуры наружного воздуха по результатам многолетних наблюдений свидетельствует, что в последние годы происходит повышение среднегодовой температуры воздуха. В то же время наблюдаются резкие колебания среднемесячных температур последних 2-х лет по сравнению с многолетними среднемесячными значениями температур. Поэтому реальные теплоизбытки и рассчитанные (табл.2) могут несколько отличаться, что обусловлено несовпадением фактической среднемесячной температуры с многолетней среднемесячной температурой (табл.1). Все это свидетельствует о необходимости использования данных таблицы.2 для предварительной оценки величины теплоизбытков, которая может корректироваться с учетом фактических температур.

#### Список литературы

1. Рубинэ М. Кондиционирование воздуха в подземных помещениях / Рубинэ М.; – М.:Наука, 1963. – 216 с.
2. Веселов А.Н. Охлаждение рудничного воздуха / Веселов А.Н. - Свердловск : Свердловский горный институт, 1961.- 66с.
3. Нимич Г.В. Современные системы вентиляции и кондиционирования воздуха / Нимич Г.В., Михайлов В.А., Бондарь Е.С.; – К.:ТОВ “Видавничий будинок ”Аванпост-Прим”, 2003.– 630 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.  
Надійшла до редакції 22.03.2012*

## ЕКОЛОГІЧНИЙ МОНІТОРИНГ ЗАБРУДНЕННЯ УРБООКОСИСТЕМ ВАЖКИМИ МЕТАЛАМИ З ВИКОРИСТАННЯМ РОСЛИН ВИДІВ *TARAXACUM OFFICINALE* I *POA ANGUSTIFOLIA*

Проведена оцінка рівнів забруднення рослин видів *Taraxacum officinale* і *Poa angustifolia* важкими металами, визначено особливості процесу розподілу металів у системі "грунт – рослина", досліджено можливість використання рослин в якості індикаторів забруднення ґрунтів важкими металами.

Проведено оцінку рівнів забруднення рослин видів *Taraxacum officinale* та *Poa angustifolia* важкими металами, визначено особливості процесу розподілу металів у системі „грунт – рослина”, досліджено можливість використання рослин в якості індикаторів забруднення ґрунтів важкими металами.

The estimation of contamination levels of grassy vegetation of urban systems with heavy metals has been carried out, the peculiarities of redistribution process of elements in system "soil – plant" have been defined, the possibility of using the plants of *Taraxacum officinale* type as indicators of soil contamination with heavy metals and tolerance of plants of *Poa angustifolia* type to soil contamination with these pollutions has been investigated.

В процесі урбанізації відбуваються значні зміни в структурі фітоценозів. Природній фітоценотичний покрив руйнується і замінюється на культурні і рудеральні фітоценози. В сильно урбанізованих умовах міська флора значно збіднена, в цілому в флористичному складі урбанізованих територій присутні представники автохтонної рослинності, адвентивні (заносні) види та інтродуценти (переважно у складі керованих рослинних угруповань).

Умови існування міської рослинності значно відрізняються від природних. В більшості міст, внаслідок значного задимлення та запилення атмосферного повітря, а також частої повторюваності туманів, спостерігається зниження кількості сонячної радіації. Над містами випадає приблизно на 10–15 % більше опадів, ніж над позаміською територією. Однак при цьому міські рослини зазнають нестачу вологи, адже дощові стоки, стікаючи з водонепроникного асфальтового покриття, збираються у каналізацію.

Неоднорідність рослинного покриву в різних районах міста звичайне явище. Щільна забудова, „запечатаність” асфальтом, інтенсивні транспортні потоки, тобто ті чинники, які характеризують розвинені міста, є найбільш значущими для формування урбофітоценозів [1].

Відмінністю міських рослин є будова їх фотосинтетичного апарату: в хлоропластах міститься менше хлорофілу, спостерігається дрібнолистість, рідка крона у дерев, закупорка устячка пилом і забрудненість листової пластинки. Все це в кінцевому підсумку призводить до зниження продуктивності фотосинтезу й тим самим до зменшення річного приросту пагонів в довжину та збільшення стовбура в товщину у деревних рослин. Обрізання дерев і кущів і стрижіння газонів також впливають на продуктивність фотосинтезу. Біохімічні процеси, які відбуваються в клітинах рослин, порушуються внаслідок поглинання забруднювачем (наприклад, змінюється кислотність клітинного соку).

Водний режим рослин порушується внаслідок нестачі ґрунтової вологи, підвищеної сухості повітря, перегріву листя. Дефіцит вологи призводить до втрати листям тургору, їх зів'янення. Мінеральне живлення рослин в містах ускладнюється нестачею важливих макро- й мікроелементів в ґрунтах та ґрунтосумішах, засоленням, забрудненням важкими металами (ВМ) та іншими поллютантами ґрунтів. Все вищезазначене призводить до зниження тривалості життя міської рослини, її передчасного старіння. Зовнішнім проявом специфіки міських умов є так званий габітус забруднення, тобто переважання потворних форм росту міських рослин. Це й більш рідка крона, скороченість пагонів, дрібнолиственність і асиметричність кореневих систем у дерев. Промислові й автотранспортні викиди призводять до пошкодження рослин – підсихання листя з країв, некроз тканин, скручування й усихання листя [2].

Визначення вмісту поллютантів в ґрунтах не дають достатньо повної картини забруднення урбоєкосистеми. Важливо знати, як рівні забруднення педосфери впливають на стан фітоценозів. Рослини достатньо часто використовуються в якості біоіндикаторів, для цього вони повинні відповідати деяким вимогам, серед яких досить важливими є їх поширеність, досить висока чисельність і широка вивченість їх фізіологічних та екологічних особливостей. Проведений нами аналіз флори м. Дніпродзержинська показав, що рослини видів *Taraxacum officinale* (кульбаба лікарська) та *Poa angustifolia* (тонконіг вузьколистий) є поширеними в трав'янистих рослинних угрупованнях усіх урбосистем, які ми досліджували, навіть в тих, де рівень техногенних навантажень є дуже високим. Тобто рослини цих видів проявляють певну стійкість до забруднення середовища. Дослідження Безель, Жуйкової [3], Нікольського [4] та інших авторів свідчать про те, що *Taraxacum officinale* може бути використаний в якості тест-об'єкту у моніторингу стану навколишнього середовища. Відомості про вміст важких металів у тонконозі вузьколистому і вплив на рослини цього виду поллютантів техногенного походження містяться в роботах [5].

**Метою** даної роботи є здійснення еколого-геохімічного дослідження рослин урбоєкосистеми, яка перебуває в умовах надзвичайно високих техногенних навантажень. Для досягнення даної мети необхідно було провести оцінку рівнів забруднення трав'янистої рослинності урбосистем важкими металами, визначити особливості процесу перерозподілу металів у системі „ґрунт – рослина”, визначити можливість використання рослин в якості індикаторів забруднення ґрунтів і середовища в цілому важкими металами.

**Об'єкти та методи досліджень.** Вивчались наступні урбосистеми: промислові (ПУС), транспортні (ТУС), складська (СКУС), селитебні (СУС), рекреаційні (РУС), які розрізнялись за особливостями впливу на них провідних антропогенних факторів, відповідно, промислові урбосистеми – за галузевою приналежністю (чорна металургія (Ч), машинобудування (МБ), коксохімія (К), цементне виробництво (Б), лакофарбувальне виробництво (ХЛ), металообробка (МО), енергетика (Е), хімічне виробництво (Х), транспортні – за відмінністю впливу авто- (А) і залізничного (З) транспорту, рекреаційні – за ступенем антропогенного впливу на формування і підтримку життєдіяльності біогеоценозу (штучні і природні).

За географічним положенням і особливостями антропогенного впливу на території міста було виділено чотири зони – Західну (вплив машинобудівельної промисловості), Центральну (металургійний комплекс, будівельна промисловість, металообробка), Східну (комплекс хімічних підприємств) і Лівобережну (житлова забудова).

Рослинні зразки відбиралися на ключових ділянках, розмір ділянок обумовлювався границями фітоценозу. Зразки рослин відмивалися дистильованою водою. Обробка і підготовка до аналізу рослинного матеріалу проводилася за стандартними методиками. Визначення вмісту ВМ проводилось методом атомно-абсорбційної спектрофотометрії.

**Результати й досліджень.** Коливання вмісту марганцю в кульбабі лікарській відбувалося в доволі широких межах ( $lim = 12,7\text{--}612,9$  мг/кг), на відміну від тонконогу вузьколистого ( $lim = 34,2\text{--}169,3$  мг/кг). Максимальний його вміст в рослинах обох видів визначався в урбосистемах, які зазнають істотних техногенних навантажень. Цей елемент характеризується активним поглинанням і швидким перенесенням у рослинах і є відомим антагоністом ряду інших мікроелементів і може впливати на надходження їх до рослин [6]. Вміст марганцю в тканинах кульбаби в деяких урбосистемах дещо перевищував ті кількості, які вважаються нормальними. В урбосистемах, які розташовані на певній відстані від джерел забруднення, концентрація цього елемента була невисокою.

Варіювання вмісту міді в кульбабі ( $lim = 1,48\text{--}34,6$  мг/кг) було також вище за таке у тонконозі ( $lim = 3,04\text{--}13,82$  мг/кг), хоча і дещо меншим за варіювання марганцю. За умов високого її вмісту у ґрунтах, мідь активно поглинається деякими рослинами за механізмом пасивної сорбції. У відношенні до рослин мідь може проявляти сильну токсичну дію, яка проявляється у вигляді Cu-індукованого хлорозу [6]. В кульбабі лікарській у деяких урбосистемах визначались кількості міді, які вважаються надлишковими і межують з токсичними.

Ґрунти всіх урбосистем міста характеризуються високим вмістом цинку, однак, навіть за таких умов, вміст його у рослинах обох видів не перевищує границь нормального. Активному його поглинанню до екстремальних кількостей перешкоджають, на наш погляд, як буферні властивості ґрунтів, так і антагоністична дія інших важких металів, таких як марганець і мідь, вміст яких у ґрунтах також істотний. Варіювання концентрацій цинку у кульбабі, порівняно з іншими важкими металами, було найменшим ( $lim = 12,9\text{--}116,3$  мг/кг), у тонконозі ( $lim = 26,3\text{--}129,5$  мг/кг) варіювання близьке до такого відносно інших елементів.

Нікель достатньо активно поглинається рослинами із ґрунтів, особливо якщо вони містять підвищені його концентрації. Фітотоксична дія цього металу проявляється у його впливі на обмінні процеси, які відбуваються за участю заліза [6]. Максимальні кількості, які визначалися нами у рослин обох видів, наближаються за своїми значеннями до меж токсичних концентрацій. Вміст нікелю у тканинах кульбаби лікарської коливався в порівняно великих межах ( $lim = 0,329\text{--}5,206$  мг/кг), напроти, варіювання вмісту цього елемента у тонконозі ( $lim = 0,749\text{--}2,853$  мг/кг) порівняно з іншими металами було меншим.

Максимальні кількості свинцю в тканинах кульбаби лікарської сягали концентрацій, які вважаються токсичними. Активному надходженню його до рослин

цього виду напевне сприяють високі концентрації рухомих форм цього елемента, який взагалі характеризується невисокою біологічною доступністю. Свинець негативно впливає на процеси фотосинтезу, поділу клітин, водообміну у рослин, що в кінцевому результаті призводить до пригнічення стану як окремих особин, так і фітоценозів в цілому [6]. Вміст цього металу не виходить за межі нормального, однак варіювання його вмісту у цього виду порівняно з іншими досліджуваними металами було найбільшим ( $lim = 1,94\text{--}29,35$  мг/кг). Вміст свинцю у тканинах тонконогу коливався в межах ( $lim = 0,535\text{--}5,028$  мг/кг).

Рослини обох видів містять достатньо великі кількості кадмію, які, хоча і не вважаються токсичними, однак виходять за межі нормальних. Це можна пояснити надзвичайною мобільністю цього металу і його здатністю легко проникати до корневих систем за механізмом пасивної сорбції. Підвищення вмісту цього елемента у рослинних тканинах призводить до негативних ефектів через його здатність погіршувати процеси метаболізму за участю деяких мікроелементів, а також гальмувати фотосинтез, впливати на процеси транспірації, водообміну [6]. Ступінь варіювання вмісту кадмію у рослинах обох видів ( $lim = 0,308\text{--}2,018$  мг/кг у кульбабі,  $lim = 0,081\text{--}0,474$  мг/кг у тонконозі) близька за таку відносно свинцю.

Накопичення рослинами обох видів важких металів характеризується наступними особливостями:

*Taraxacum officinale* – Fe > Mn > Zn > Cu = Pb > Ni = Cd;

*Poa angustifolia* – Fe > Mn > Zn > Cu > Pb > Ni > Cd.

Характер надходження металів до рослин можна визначити за допомогою рослинно-грунтового коефіцієнту (РГК), який обчислюється за відношенням вмісту металу у рослині до вмісту у ґрунті. Визначені РГК для *Taraxacum officinale* і *Poa angustifolia* дають можливість порівняти інтенсивність біологічного поглинання елементів рослинами обох видів. Інтенсивність поглинання заліза, марганцю, міді, цинку і нікелю відрізняється неістотно, суттєва різниця спостерігається лише відносно поглинання свинцю та кадмію – кульбаба накопичує значно більші кількості цих технофільних елементів. Однак, більш виражене коливання значень РГК у тонконозі дає змогу зробити припущення, що концентрація елементів у рослинах цього виду порівняно з кульбабою значно менше залежить від умісту елементів у ґрунті.

Проведене дослідження тісноти кореляційних зв'язків між вмістом у рослинах і ґрунтах важких металів (табл. 1) свідчить, що в цілому більш тісний зв'язок існує між вмістом металів у ґрунті і рослинних тканинах кульбаби лікарської, ніж тонконогу вузьколистого.

Згідно з отриманими результатами кореляційного аналізу, а також враховуючи переважно невисоке варіювання вмісту досліджуваних металів у тканинах *Poa angustifolia*, можна припустити, що в рослинах цього виду більш розвиненими є механізми, які вчиняють супротив до проникнення в них надлишкових концентрацій важких металів, ніж у *Taraxacum officinale*.

Ці висновки співпадають з твердженнями інших авторів про те, що однодольні рослини більш толерантні до важких металів, ніж дводольні [6]. Однак, деякі тенденції (скажімо дещо менший вміст важких металів в урбосистемах, в

яких загальне забруднення цими поліютантами невисоке) свідчать про те, що тонконіг, за умов надлишку елементів в середовищі, їх накопичує, але до певних граничних концентрацій.

Таблиця 1

Тіснота кореляції між вмістом важких металів у рослинах і концентрацією у ґрунтах їх рухомих форм

Вид	Коефіцієнти кореляції для металів						
	Fe	Mn	Cu	Zn	Ni	Pb	Cd
<i>Taraxacum officinale</i>	0,65*	0,52	0,71	0,67	0,59	0,44	0,61
<i>Poa angustifolia</i>	0,40	0,32	0,02	0,35	0,15	0,23	0,28

Примітка. Жирним шрифтом виділено істотні зв'язки.

Оцінка рівнів забруднення рослин важкими металами проводилась нами згідно з рекомендаціями Смирнової і Ревич [7], які передбачають визначення коефіцієнтів відносного накопичення важких металів і сумарного показника забруднення рослин (СПЗР), розрахунки яких аналогічні тим, що використовуються в оцінці забруднення ґрунтів.

Для визначення коефіцієнтів відносного накопичення в якості контролю нами використовувався вміст важких металів у тканинах рослин, які відбирались в селитебній урбосистемі в Західній зоні. Ця урбосистема розташована на певній відстані від комплексу промислових підприємств міста, характеризується невисоким транспортним навантаженням, в ґрунтах цієї урбосистеми було визначено дуже слабкий рівень забруднення ґрунтів як валовими, так і рухомими формами важких металів. Вміст металів у рослинах обох видів в цій урбосистемі не виходив за межі коливання вмісту в трав'янистій рослинності незабруднених територій. Значення коефіцієнтів відносного накопичення і СПЗР для обох видів рослин представлено в табл. 2 і 3.

В більшості урбосистем спостерігалось перевищення вмісту досліджуваних важких металів в кульбабі лікарській над фоновим. Перевищення вмісту марганцю на один порядок спостерігалось у кульбабі лікарській в промисловій урбосистемі на території металургійного комбінату ( $K_n = 19,1$ ) і в автотранспортній урбосистемі в Центральній зоні міста ( $K_n = 10,2$ ), міді – в промисловій урбосистемі на території металургійного комбінату в Центральній зоні ( $K_n = 11,0$ ) і в залізничній транспортній урбосистемі в Східній зоні ( $K_n = 10,5$ ).

Вміст всіх досліджуваних важких металів (за винятком марганцю) менший за фоновий було визначено в кульбабі лікарській в Лівобережній зоні: міді ( $K_n = 0,4$ ) і нікелю ( $K_n = 0,6$ ) – в селитебній і автотранспортній урбосистемах, цинку ( $K_n = 0,8$ ) – в селитебній урбосистемі, свинцю ( $K_n = 0,5$ ) і кадмію ( $K_n = 0,6$ ) – в штучній рекреаційній урбосистемі. Вміст марганцю, менший за фоновий ( $K_n = 0,6$ ), було виявлено в природній рекреаційній урбосистемі в Західній зоні міста

Таблиця 2

Коефіцієнти відносного накопичення важких металів рослинами  
*Taraxacum officinale* урбосистем м.Дніпродзержинська

Зона	Урбосистема	Fe	Mn	Cu	Zn	Ni	Pb	Cd	СПЗР
Захід	ТУС-А-1	2,5	2,0	5,1	1,7	1,0	1,5	1,4	9,2
	ПУС-МБ-1	4,1	5,0	6,6	2,4	0,7	3,0	2,8	18,9
	СУС-1	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	–*
	РУС-П-1	1,2	1,8	6,2	1,8	3,0	3,7	2,8	14,4
Центр	ТУС-А-2	3,1	2,3	4,9	1,7	0,9	2,2	2,2	11,4
	ТРЛ-З-2	2,7	10,2	5,1	1,3	1,6	1,6	2,6	19,1
	ПУС-Ч-2	3,2	19,1	11,0	2,4	4,8	2,8	5,0	42,4
	ПУС-К-2	3,3	5,8	2,5	1,0	1,8	1,5	2,6	12,5
	ПУС-Б-2	2,8	1,7	2,1	1,0	1,0	1,2	1,2	5,0
	ПУС-ХЛ-2	2,9	1,7	5,4	1,4	1,4	2,5	4,1	13,3
	ПУС-МО-2	4,2	7,1	9,9	1,8	2,0	3,1	3,7	25,8
	ПУС-Е-2	1,7	3,1	1,5	1,0	1,7	1,6	1,5	6,1
	СУС-2	2,6	2,0	2,3	1,2	2,6	2,2	2,6	9,5
	РУС-Ш-2	3,3	2,3	3,0	1,2	3,5	2,5	1,7	11,3
	РУС-П-2	1,8	1,1	1,7	0,7	1,1	1,1	2,1	3,8
	Схід	ТУС-А-3	2,5	1,6	6,1	1,6	1,5	3,0	1,4
ТРЛ-З-3		3,7	6,2	10,5	2,2	8,0	2,5	5,6	32,7
ПУС-Х-3		2,6	3,7	6,5	1,5	2,8	0,5	1,5	13,6
ПУС-К-3		1,9	5,2	2,5	1,1	1,9	1,4	1,8	9,8
СКУС-3		2,2	3,7	2,9	2,1	1,7	1,9	1,7	10,1
СУС-3		1,5	2,4	3,9	1,8	1,6	1,0	1,5	7,6
РУС-П-3		1,8	1,1	3,6	1,5	3,2	3,1	2,2	10,6
Лівий берег	ТУС-А-4	1,1	0,7	1,0	0,6	0,8	0,5	1,6	1,6
	СУС-4	1,2	0,8	0,7	0,4	0,6	0,3	1,1	1,3
	РУС-Ш-4	1,3	0,9	0,8	0,5	0,7	0,7	1,6	1,9
	РУС-П-4	1,1	0,6	0,7	0,4	0,8	0,8	1,3	1,4

Примітка. Вміст важких металів в рослинах цієї урбосистеми було обрано в якості місцевого фону.

У кульбабі лікарській з урбосистем, які характеризуються сильним рівнем забруднення важкими металами ґрунтів, також переважно визначались підвищені концентрації металів. Слід зазначити, що між двома сумарними показниками забруднення – ґрунтів і рослин виду *Taraxacum officinale* – існує досить виражений зв'язок.

Інша картина спостерігалась відносно тонконого вузьколистого. Навіть за умов дуже сильного рівня забруднення ґрунтів в деяких урбосистемах, в тканинах рослин цього виду не визначалось підвищеного вмісту металів. Взагалі, сумарний показник забруднення тонконого вузьколистого в основному зростає за рахунок підвищеного вмісту марганцю, цинку, свинцю та кадмію. Рівень забруднення рослин цього виду майже не пов'язаний з рівнем забруднення ґрунтів.

Таблиця 3

Коефіцієнти відносного накопичення важких металів рослинами  
*Poa angustifolia* урбосистем м. Дніпродзержинська

Зона	Урбосистема	Fe	Mn	Cu	Zn	Ni	Pb	Cd	СПЗР
Захід	ТУС-А-1	0,7	0,7	0,6	1,9	1,1	2,9	1,6	4,4
	ПУС-МБ-1	0,9	2,2	1,1	1,3	0,9	3,4	0,9	5,0
	СУС-1	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	–*
	РУС-П-1	1,1	0,6	1,1	1,4	1,4	2,3	1,1	3,4
Центр	ТУС-А-2	1,3	1,8	0,9	1,0	0,8	3,4	0,8	4,5
	ТРЛ-3-2	1,1	2,1	1,3	1,7	0,7	2,4	1,1	4,7
	ПУС-Ч-2	1,0	2,6	1,9	2,4	0,7	2,7	1,8	4,8
	ПУС-К-2	0,9	1,9	0,8	1,4	0,6	1,0	1,3	1,7
	ПУС-Б-2	0,8	1,9	0,7	1,4	1,4	2,2	1,3	4,3
	ПУС-ХЛ-2	0,7	1,6	1,0	1,2	1,2	3,5	2,6	6,0
	ПУС-МО-2	1,1	2,2	1,2	3,0	0,9	3,7	1,5	7,8
	ПУС-Е-2	1,0	1,7	1,0	2,2	0,9	2,6	1,7	5,3
	СУС-2	1,3	1,1	0,8	2,6	1,2	2,1	2,7	6,0
	РУС-Ш-2	1,0	0,9	1,2	2,0	0,9	1,6	1,2	3,0
	РУС-П-2	0,8	0,8	0,7	1,1	0,5	0,9	0,7	1,1
Схід	ТУС-А-3	1,1	2,6	1,0	2,4	1,0	3,1	1,6	6,8
	ТРЛ-3-3	1,2	1,4	0,8	2,0	1,0	2,6	1,3	4,5
	ПУС-Х-3	1,0	1,7	1,2	1,7	1,2	2,4	1,0	4,3
	ПУС-К-3	0,9	2,4	1,0	1,4	1,2	1,4	1,1	3,5
	СКУС-3	0,9	1,3	1,3	1,0	0,8	1,6	1,8	3,0
	СУС-3	0,7	1,4	0,8	2,4	0,7	0,9	0,8	2,8
	РУС-П-3	0,5	2,1	1,4	2,8	0,9	1,9	2,0	5,8
Лівий берег	ТУС-А-4	0,6	1,1	0,4	1,1	0,6	0,9	1,8	2,0
	СУС-4	0,7	1,2	0,4	0,8	0,6	0,8	0,9	1,2
	РУС-Ш-4	0,5	1,0	0,5	1,6	0,7	0,5	0,6	1,6
	РУС-П-4	не визн.							

Примітка. Вміст важких металів в рослинах цієї урбосистеми було обрано в якості місцевого фону.

Як вже зазначалось, обидва види рослин представлені в трав'янистих угрупованнях в урбосистемах з високим рівнем техногенного забруднення, однак механізми захисту від надлишку важких металів в середовищі у них відмінні – в тонконозі більш розвинений бар'єр системи „грунт – рослина”, а в кульбабі лікарській працює система внутрішніх механізмів інактивації підвищених концентрацій цих полютантів.

#### Висновки.

1. Визначено розподіл Mn, Cu, Zn, Ni, Pb, Cd та Fe в рослинах видів *Taraxacum officinale* Wigg. і *Poa angustifolia* L. Встановлено, що інтенсивність

поглинання заліза, марганцю, міді, цинку і нікелю згідно значень рослинно-грунтового коефіцієнту в рослинах обох видів відрізняється неістотно, проте кульбаба лікарська накопичує значно більші кількості свинцю та кадмію.

2. Виявлено порівняно більшу варіабельність вмісту важких металів у кульбабі лікарській, ніж у тонконозі вузьколистому. Встановлено, що тіснота кореляції між вмістом цих металів у рослинах більше виражена у кульбабі лікарській.

3. Визначено коефіцієнти відносного накопичення важких металів у рослинах видів *Taraxacum officinale* і *Poa angustifolia*.

4. Встановлено, що максимальним рівнем забруднення важкими металами кульбаби лікарської характеризується в промислова урбосистема на території металургійного комбінату в Центральній зоні і залізнична транспортна урбосистема в Східній зоні міста. Мінімальним рівнем забруднення рослин цього виду характеризуються урбосистеми в Лівобережній зоні і селитебна урбосистема в Західній зоні міста. Забруднення тонконогу вузьколистого в урбосистемах м. Дніпродзержинська не перевищувало середнього рівня. Мінімальним рівнем забруднення важкими металами тонконогу вузьколистого характеризуються урбосистеми в Лівобережній зоні міста. Не виявлено забруднення рослин цього виду в природній рекреаційній урбосистемі в Центральній зоні і селитебній урбосистемі в Лівобережній зоні міста.

5. Запропоновано використовувати *Taraxacum officinale* в якості рослини-монітору в пасивному моніторингу забруднення міських ґрунтів і середовища в цілому. Рослини виду *Poa angustifolia* рекомендовані для озеленення промислових і транспортних урбосистем, які зазнають істотних техногенних навантажень.

#### Список літератури

1. Кучерявый В.А. Природная среда города. – Львов.: Вища школа, 1984. – 144 с.
2. Горышина Т.К. Растение в городе. – Л.: Изд-во Ленингр. ун-та, 1991. – 152 с.
3. Безель В.С., Жуйкова Т.В., Позолотина В.Н. Структура ценопопуляций одуванчика и специфика накопления тяжелых металлов // Экология. – 1998. – № 5. – С. 376–382.
4. Никольский В.И. Одуванчик – *Taraxacum officinale* как возможный объект фенотипического мониторинга природных экосистем // Проблемы устойчивости биологических систем. – Харьков, 1990. – С. 99–101.
5. Лихолат Ю.В., Мицик Л.П. Накопичення важких металів газоноутворюючими рослинами на території промислових підприємств Дніпропетровська // Питання степового лісознавства та лісової рекультивациі земель. – Дніпропетровськ: ДДУ, 1999. – С. 120–125.
6. Кабата-Пендиас А., Пендиас Х. Микроэлементы в почвах и растениях. – М.: Мир, 1989. – 439 с.
7. Методические рекомендации по геохимической оценке загрязнения территории городов химическими элементами / Сост. Ревич Б.А., Саев Ю.Е., Смирнова Р.С., Сорокина Е.П. – М.: ИМГРЭ, 1982. – 80 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 19.03.2012

## ДОСЛІДЖЕННЯ ЯКІСНОГО СКЛАДУ ТА ВИЗНАЧЕННЯ ВІДПОВІДНОСТІ ПИТНОЇ ВОДИ М. ДНІПРОДЗЕРЖИНСЬКА САНІТАРНИМ НОРМАМ

Виконано фізико-хімічний аналіз якості питної води з водопроводу правобережної та лівобережної частин м. Дніпродзержинська, а також доочищеної побутовим фільтром для подальшої розробки рекомендацій з поліпшення системи забезпечення мешканців міста якісною питною водою.

Выполнен физико-химический анализ качества питьевой воды с водопровода правобережной и левобережной частей г. Днепродзержинска, а также доочищенной бытовым фильтром для дальнейшей разработки рекомендаций по улучшению системы обеспечения жителей города качественной питьевой водой.

This article deals with the physical and chemical analysis of quality drinking water from the plumbing of the right and left riversides of Dneprodzerzhinsk, and also water that was clean by home filter for the further development recommendation on improvement of the system of the provision Dneprodzerzhinska qualitative drinking water.

**Вступ.** Вода є одним з найзагадковіших явищ природи, без якого неможливе наше життя. Склад природних вод безперервно змінюється. Хімічні речовини у воді водойм можуть бути як природного, так і техногенного походження, зумовленого надходженням із стічними водами промислових підприємств, із сільськогосподарських об'єктів та територій міст.

В теперішній час у водойми надходить величезна кількість стічних вод, забруднених різними токсичними речовинами, в результаті багато з них почали деградувати. Так, фізичне забруднення пригнічує розвиток водяних рослин, негативно впливає на фауну водойм, знижує прозорість, погіршує смакові властивості води, а іноді робить її взагалі непридатною для споживання.

В організмі людини вода відіграє надзвичайну роль і посідає особливе місце серед усіх сполук як абсолютно необхідна для підтримування життєдіяльності живих організмів. Але позитивну роль у збереженні та зміцненні здоров'я людей, у профілактиці інфекційних та неінфекційних хвороб, у створенні належних санітарно – побутових умов вода відіграватиме лише в разі відповідності її якості певним вимогам [ 1 ].

В останні роки гостро стоїть проблема постійного погіршення якості питної води в містах України та невідповідність її нормативним вимогам. Незадовільне забезпечення населення питною водою, в свою чергу, призводить до збільшення захворюваності людей і навіть до загострення епідеміологічної ситуації з багатьох інфекційних хвороб [ 2 ].

Таким чином, питна вода, яку безпосередньо використовує населення, повинна бути доброякісною, тобто мати відповідні органолептичні властивості, бути нешкідливою за хімічним, у тому числі радіонуклідним, складом, безпечною в епідемічному плані та фізіологічно повноцінною.

Якість питної води залежить від стану джерел водопостачання. Останнім часом в результаті забруднення поверхневих водойм проблема забезпечення людини якісною питною водою стає все більш актуальною і гострою.

Окрім погіршення стану джерел водопостачання, багато проблем є наслідком незадовільного санітарно - технічного стану водопровідно - каналізаційних мереж, частих аварійних ситуацій на них, порушення режиму експлуатації та інше.

Виходячи з цього, подолати екологічну кризу, що охопила всі водоймища країни (і найбільшою мірою – басейн р. Дніпро), за допомогою традиційних підходів вже неможливо. На сьогодні необхідна принципово нова еколого - економічна концепція розвитку та функціонування водного господарства України і широкомасштабні заходи по її реалізації.

**Постановка задачі.** Мета роботи – оцінка відповідності якісного складу питної води, що подається населенню м. Дніпродзержинська, сучасним нормативним вимогам для подальшої розробки рекомендацій з поліпшення системи забезпечення міста якісною питною водою.

Задачею даної роботи є визначення:

- фізико – хімічного складу водопровідної води;
- ефективності доочистки водопровідної води побутовим фільтром марки Waterpik;

В якості об'єкта дослідження була обрана питна вода, що використовується у побутових умовах з водопроводу централізованого водопостачання правобережної та лівобережної частин м. Дніпродзержинська, а також вода після доочищення на побутовому фільтрі у різні пори року.

Для визначення якісного та кількісного складу питної води, а також її фізичних показників використовувались:

- титриметричний метод – для визначення кислотності, лужності;
- комплекснометричне титрування – для визначення загальної жорсткості, вмісту іонів кальцію, магнію;
- біхроматометричне титрування – для визначення хімічної потреби у кисні;
- аргентометричне титрування – для визначення вмісту хлоридів;
- йодометричне титрування – для визначення вмісту розчиненого кисню та біологічної потреби у кисні БПК<sub>5</sub>, активного хлору;
- гравіметричний метод – для визначення загальної мінералізації;
- органолептичний метод – для визначення запаху, присмаку;
- фотоколориметричний метод – для визначення вмісту заліза, нітратів, нітритів, кольоровості, іону амонію NH<sub>4</sub><sup>+</sup>;
- електрометричний метод – для визначення активної реакції води (рН).

Дослідження проводились згідно з [3] для визначення наступних показників: запаху, присмаку, рН, кольоровості, лужності, кислотності, жорсткості, іонів кальцію, магнію, заліза загального, залишкового активного хлору, іонів амонію, нітратів, нітритів, хімічної потреби у кисні (ХПК), хлорид іону, розчиненого кисню, сухого залишку, біологічної потреби у кисні (БПК<sub>5</sub>).

**Результати роботи.** Для уникнення епідеміологічних, ендемічних та інших захворювань населення необхідно контролювати якість питної води. Конт-

роль якості води повинен сприяти дотриманню правильного технологічного режиму оброблення води, своєчасному виявленню дефектів у роботі очисних споруд і мережі та запобіганню подачі населенню води, що не відповідає вимогам чинного державного стандарту.

Методи визначення якості питної води виконуються на підставі повних хімічних аналізів води. Важливою частиною її аналізу, необхідною умовою правильності отриманих результатів і застосовності їх у практиці є відбір та підготовка проб води. Вірогідність даних аналізів дуже важлива. Повний аналіз води повинен містити відомості про жорсткість води (метод визначення засновано на зв'язуванні іонів кальцію та магнію у комплексні сполуки, які супроводжуються зміною забарвлення індикатора), сухий залишок (визначається гравіметричним методом), окислюваність води та іонів кальцію (визначення проводять комплексонометричним методом із застосуванням у якості індикатора мурексиду – даний метод засновано на здатності трилона Б утворювати у лужному середовищі з катіонами  $\text{Ca}^{2+}$  в присутності мурексиду малодисоційований комплекс), магнію (визначається комплексонометричним методом – титруванням іонів  $\text{Mg}^{2+}$  комплексом - 3 в присутності індикатора еріохром – чорного), сульфатів (гравіметричне визначення сульфатів засновано на їх осадженні в кислому середовищі хлоридом барію у вигляді сульфату барію), хлоридів (визначається аргентометричним методом, який засновано на титриметричному осадженні хлоридів в нейтральному або слабко лужному середовищі нітратом срібла в присутності хромату калію в якості індикатора), та інших показників. Найчастіше вміст речовин виражається в мг/л, а жорсткість води - у мг-екв /л.

Середні результати дослідження якості питної води в різні пори року наведені у таблиці.

З отриманих даних видно, що питна вода з водопроводів правобережної та лівобережної частин міста не відповідає нормативним вимогам ДСанПіН за деякими показниками. Зокрема, у воді 1 перевищуються такі показники, як запах та присмак. Це зумовлено значним перевищенням концентрації залишкового активного хлору, яка становить 2,57 мг/л при нормативному значенні 0,3–0,5 мг/л. При цьому можна бачити, що навіть доочищення води побутовим фільтром не дає належні результати (вміст залишкового активного хлору у воді після фільтру становить 1,55 мг/л). Крім того, можна бачити перевищення вмісту органічних сполук (за показником окислюваності та нестачею вмісту розчиненого кисню) у воді 1.

Це є дуже небезпечним, оскільки внаслідок реакції хлору з гуміновими сполуками, продуктами життєдіяльності гідробіонтів і деякими речовинами промислового походження утворюються десятки нових надзвичайно небезпечних галоїдовмісних сполук, у тому числі канцерогени, мутагени і високотоксичні речовини з ГДК на рівні сотих і тисячних міліграма на 1л.

Так, наприклад, тригалометани (ТГМ) утворюються у воді в разі її хлорування внаслідок взаємодії активного хлору з аліфатичними вуглеводнями. Діючі норми ГДК складають, мг/л: ТГМ – 0,1, хлороформ – 0,06, дібромхлорметан – 0,01. Загальна токсична дія проявляється в ураженнях печінки і нирок, нейротоксичними і кардіотоксичними ефектами. Притаманна канцерогенна дія хло-

роформа і бромдихлорметана, за даними Міжнародної агенції з вивчення раку, належить до канцерогенів групи 2Б. Діоксини - тетрахлордibenзодіоксини (ТХДД) та дибензофурані (ТХДФ) - утворюються в разі хлорування води, яка містить феноли, гумінові та фульвокислоти, лігніни. Допустима концентрація у перерахунку на 2,3,7,8-ТХДД складає 20 мг/л. Це одна з найтоксичніших речовин, канцерогенна, надзвичайно стабільна [1], викликає отруту політропної дії, при цьому спостерігаються ураження печінки, нирок, центральної нервової системи, порушення жирового та вуглеводного обміну.

Таблиця

Порівняння отриманих результатів дослідження фізико-хімічного складу питної води з нормативними даними (ДСанПіН)

Показник якості води	Одиниці вимі- ру	Отримані значення*			ДСанПіН
		вода 1	вода 2	вода 3	
Запах	бал	<b>3***</b>	2	2	2
Присмак	бал	<b>3***</b>	2	2	2
Кольоровість	град	20	20	20	20 (35)
pH		7,87	6,78	7,65	6,5 – 8,5
Лужність	мг - екв/л	4,21	4,0	4,1	0,5÷6,5
Кислотність	мг/л	0,41	0,3	0,3	не норм.
Жорсткість	мг - екв/л	3,68	3,3	3,4	1,5÷7,0 (10,0)
Кальцій	мг/л	52,3	48,1	47,1	не норм.
Магній	мг/л	14,6	10,9	12,2	10,0 ÷ 80,0
Залізо загальне	мг/л	0,2	0,084	0,05	0,3
Окислюваність	мгО <sub>2</sub> /л	<b>4,8***</b>	<b>5,2***</b>	4,0	4,0
Нітрити	мгN/л	0,003	<0,003	<0,003	0,003**
Нітрати	мгN/л	0,23	0,3	0,15	10
Розчинений кисень	мгО <sub>2</sub> /л	3.03	<b>2,8***</b>	<b>2,9***</b>	>4**
БПК <sub>5</sub>	мгО <sub>2</sub> /л	0,65	1,0	0,38	<3**
Хлориди	мг/л	23,17	22,5	23,5	250 (360)
Сульфати	мг/л	36,23	33,2	27	250 (500)
Активний хлор	мг/л	<b>2,57***</b>	0,5	1,55	0,3 – 0,5
Сухий залишок	мг/л	316,0	284,0	301,0	100 ÷ 1000 (1500)
Мідь	мг/л	<0,02	<0,02	<0,02	1,0
Свинець	мг/л	<0,01	<0,01	<0,01	0,01
Цинк	мг/л	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Вільний аміак	мг/л	0,01	0,015	<0,05	0,05**

Примітки: - величини, зазначені в дужках, допускаються з урахуванням конкретної ситуації; \* вода 1 - водопровідна вода з правобережної частини міста; \* вода 2 - водопровідна вода з лівобережної частини міста; \* вода 3 - доочищена побутовим фільтром марки Waterpik (водопровідна вода з водопроводу правобережної частини міста); \*\* - згідно з ГОСТ 2874 – 82 концентрації даних показників не повинні перевищувати ГДК для води водоем господарсько – питного призначення за органолептичною та санітарно – токсикологічною ознакою; \*\*\* - перевищення ГДК.

Слід відмітити, що застосування побутового фільтру зменшує значення деяких показників, в тому числі і вмісту органічних сполук (значення окислюваності не перевищує норми).

У воді з водопроводу лівобережної частини міста не спостерігається перевищення концентрації залишкового активного хлору, що може бути пов'язано з більш великою відстанню від станції повторного хлорування до споживачів питної води лівобережної частини міста. В результаті цього залишковий вільний хлор витрачається на окислення органічних та інших домішок води. Це також видно за величиною окислюваності, яка більше у воді 2 проти води 1, а також з того, що вміст розчиненого кисню в воді 2 дещо менший.

Всі інші показники якості питної води з трубопроводів правобережної та лівобережної частин м. Дніпродзержинська не перевищували нормативні значення. Однак слід відмітити, що якість питної води в весняний та літній періоди по ряду домішок відрізняються від середньорічних за рахунок кращих показників у зимовий період.

**Висновки.** В роботі визначені фізико-хімічні властивості питної води м. Дніпродзержинська, наведено методи, якими проводились дослідження, проаналізовано отримані результати, виявлено показники якості, які не відповідають нормативним вимогам.

За результатами досліджень для водопровідної води з правобережної частини міста були встановлені перевищення нормативних концентрацій активного хлору, окислюваності, а також невідповідність нормативним вимогам таких показників як вміст розчиненого кисню, запах та присмак.

Виявлено, що застосування побутового фільтру марки Waterpik для очищення води дозволяє покращити її якість за окремими показниками та зменшити вміст деяких речовин (окиснюваність, запах, присмак, іони кальцію, магнію, заліза загального та ін.). Ефективність роботи залежить від терміну використання побутового фільтру та складу води, яка очищається. При цьому було встановлено, що досліджений фільтр не забезпечує доочистку води по остаточному активному хлору до нормативного значення.

Щодо якості води з лівобережної частини міста, було встановлено невідповідність її вимогам ДСанПіН по вмісту органічних речовин (за показниками окислюваності, вмісту розчиненого кисню). Всі інші показники знаходилися в межах норми, в тому числі по вмісту залишкового активного хлору, запаху, присмаку, що може бути пов'язано з витратою вільного активного хлору на окислення різних домішок води.

Таким чином, одержані дані показують, що необхідно розробляти заходи, які б сприяли покращенню здоров'я населення міста через вживання стабільно якісної питної води. Для цього дані дослідження необхідно продовжити та розширити в напрямі визначення динаміки змін якості питної води в залежності від сезонів року, джерел одержання питної води та розробки заходів для забезпечення водою як з централізованих, так і з альтернативних систем водопостачання.

#### Список літератури

1. Комунальна гігієна / Под. ред. Е.И. Гончарука. – К.: Здоров'я, 2003. – 725 с.
2. Технология очистки природных вод. Кульский Л. А., Строкач П. П. – К.: Вища школа. Главное издательство, 1981. – 328 с.
3. Державні стандартні правила і норми „Вода питна. Гігієнічні вимоги до якості централізованого господарсько – питного постачання”, 1996 р.

*Рекомендована до публікації д.т.н Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 30.03.2012*

УДК 628.334.51:622

© В.Е. Колесник, Д.В. Куликова

### **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ УСОВЕРШЕНСТВОВАННОГО ОТСТОЙНИКА ВОДЫ ДЛЯ УСЛОВИЙ ВОДООТЛИВА ДЕЙСТВУЮЩЕЙ ШАХТЫ**

Получены значения основных гидравлических параметров перфорированных перегородок усовершенствованного горизонтального отстойника для очистки шахтной воды от взвешенных веществ. Установлены зависимости значений чисел Рейнольдса для отверстий круглого сечения, обеспечивающих ламинарный режим течения воды, от величин ее расхода, приходящегося на единицу рабочей площади перегородок. Проведено моделирование гидравлического режима работы усовершенствованного горизонтального отстойника на примере водоотлива шахты «Степная» ОАО «Павлоградуголь».

Отримано значення основних гідравлічних параметрів перфорованих перегородок вдосконаленого горизонтального відстійника для очистки шахтної води від завислих речовин. Встановлено залежності значень чисел Рейнольдса для отворів круглого перетину, що забезпечують ламінарний режим руху рідини, від величин її витрати, які припадають на одиницю робочої площі перегородок. Проведено моделювання гідравлічного режиму роботи вдосконаленого горизонтального відстійника на прикладі водовідливу шахти «Степова» ОАО «Павлоградугілля».

The values of the basic hydraulic parameters of perforated partitions proposed by the authors of horizontal sedimentation tank improved construction for mine water treatment from suspended solids are obtained. The dependences the values of Reynolds criterion for circular cross-section openings that provide laminar flow of water from the values of flow rate, which accounts for one of the working area of partitions, is established. Modeling of the hydraulic regime of horizontal sedimentation tank improved construction on the example of mine drainage "Stepnaya" JSC "Pavlogradugol" is conducted.

**Введение.** Широко применяющаяся в практике очистки шахтной воды технология ее отстаивания (осветления) является самой простой, наименее трудоемкой и относительно недорогой. Она обеспечивает выделение из загрязненной воды грубодисперсных примесей, плотность вещества которых превышает плотность жидкости.

При расчете отстойных сооружений следует учитывать как их гидравлические параметры, так и факторы, характеризующие осветляемую воду. К первым относятся гидравлический режим течения (ламинарный, турбулентный или

переходной), скорость движения воды, конструктивные особенности отстойника, его геометрические размеры и т.п. Факторы, характеризующие осветляемую воду и поведение осаждаемой взвеси, как правило, ограничиваются величиной гидравлической крупности взвешенных частиц (фактически скоростью их осаждения в воде), которая определяется экспериментальным путем.

**Постановка задачи.** Одним из способов интенсификации работы существующих отстойных сооружений является усовершенствование их конструкций, при которых действительные скорости и время пребывания воды в отстойнике как можно меньше отличались бы от теоретических или расчетных. При расчете отстойных сооружений важен наиболее полный учет действительных условий осаждения и взаимосвязи между основными расчетными параметрами. Эти условия и параметры не всегда удается связать одним математическим уравнением, которое можно было бы положить в основу расчета отстойника. Поэтому при расчетах поэтапно решались различные задачи. В настоящей статье авторами ставилась задача выбора параметров горизонтального отстойника усовершенствованной конструкции [1] для обеспечения требуемого гидравлического режима его работы, применительно к условиям водоотлива действующей шахты.

**Основные результаты.** Предложенная авторами конструкция проточного горизонтального отстойника для очистки шахтной воды, загрязненной механическими примесями полидисперсного состава, представлена на рис. 1.



Рис. 1. Действующий макет усовершенствованного горизонтального отстойника (масштаб 1:20)

Главным отличием предложенной конструкции отстойника от традиционных сооружений механической очистки сточных вод от взвешенных веществ является то, что корпус отстойника выполнен в виде желоба, сужающегося по направлению к сливному отверстию (на рис.1 слева) при одновременном увеличении глубины. Внутри желоба последовательно установлены перфорированные вертикальные поперечные перегородки с сечениями, соответствующи-

ми сечению корпуса отстойника. Эти перегородки с отверстиями разбивают поток осветляемой воды на множество отдельных струй и способствуют выравниванию скорости потока по сечению перегородок. Поскольку корпус установлен на опоре с наклоном днища в сторону сливного отверстия, это обеспечивает сползание осадка, выпадающего в процессе осветления на дно, в самую глубокую часть отстойника. Оттуда образовавшийся ил может периодически сливаться через отверстие в днище без остановки работы отстойника.

Предложенная конструкция отстойника обеспечивает формирование потока с изменяющейся формой сечения – от не глубокого, но широкого – в области впуска очищаемой воды, до узкого, но глубокого – в области слива. По мере течения очищаемой воды в отстойнике, взвешенные в ней частицы оседают на все большую глубину. Поэтому в области слива образуется достаточно высокий слой осветленной воды, что позволяет сливать ее с минимальным увлечением ила, который собирается ближе к днищу отстойника.

Форма отстойника обеспечивает увеличение коэффициента объемного использования сооружения за счет отсутствия «застойных» зон, а также повышение интенсивности осаждения взвешенных частиц, вследствие более равномерного распределения скорости потока по всей площади поперечного сечения. В конечном итоге повышается эффективность процесса осветления (очистки) шахтной воды в целом.

Расчет параметров гидравлического режима работы горизонтальных отстойников основан на элементарной теории горизонтальных осадочных бассейнов, предложенной В.Т. Турчиновичем [2]. Эта теория базируется на нижеследующих допущениях.

1. Движение воды в отстойнике происходит при ламинарном режиме.
2. Величина горизонтальной скорости движения воды в отстойнике во всех сечениях потока постоянна и принимается по всей глубине равной ее средней величине.
3. Отстойником могут быть задержаны все частицы, траектории движения которых, в процессе их осаждения, пересекают плоскость дна отстойника.
4. Скорость осаждения частиц постоянна, т.е. укрупнения и разрушения частиц взвеси не наблюдается.
5. Размеры отстойника должны быть рассчитаны на наиболее неблагоприятные условия, т.е. должно выполняться условие удержания частиц, находящихся в момент впуска воды в отстойник в верхнем слое потока, поскольку они проделывают наиболее длинный путь до дна.

Для проектирования сооружений механической очистки сточных вод должны быть заданы следующие параметры:

- общее количество сточных вод (расход потока жидкости, требующей очистки) и периодичность их образования;
- температура подаваемых стоков;
- концентрация взвешенных веществ в очищаемой воде, а также экспериментальные данные о кинетике осаждения характерных механических примесей, плотность которых превышает плотность воды [2].

Для определения производительности отстойных сооружений, в частности используемых на шахтах, необходимо располагать сведениями о притоках шахтной воды за последние несколько (3-5) лет и прогнозом притоков на период отработки запасов угля. Прогнозные данные о притоках шахтной воды должны учитывать возможные их изменения в результате расширения предприятия, совершенствования технологии работ, вскрытия новых горизонтов, улучшения условий и безопасности производства. При этом важно знать также пределы и длительность сезонных колебаний притоков воды.

Установить величину притока шахтной воды можно на основании данных, которые содержатся в форме государственной статистической отчетности 2-ТП (водхоз), которую ежегодно заполняют на предприятиях угольной промышленности с указанием количества шахтной воды, извлекаемой из недр на поверхность в процессе производственной деятельности.

Перегородки в предложенной авторами конструкции горизонтального отстойника играют важную роль. Как отмечалось, они способствуют выравниванию скорости потока по сечению и обеспечивают установление ламинарного режима течения очищаемой воды в отстойнике. В качестве перегородок предложено устанавливать перфорированные металлические листы с отверстиями круглой формы, совокупность которых образует шестиугольники. Причем при моделировании гидравлического режима диаметры отверстий ( $d$ ) варьировались в диапазоне от 2,5 до 10 см.

Как известно, режим движения жидкости зависит от значения числа Рейнольдса ( $Re$ ) [3]. Поэтому в качестве критического значения числа  $Re$ , характеризующего ламинарный режим движения для отверстий круглого сечения, выбираем  $Re_{кр} = 2000$ . Выше этого числа ламинарный режим течения будет нарушаться, постепенно переходя в турбулентный. Учитывая возможные изменения скорости потока, определение основных гидравлических параметров отстойника будем вести в диапазоне значений  $Re = 100-2000$ .

Определенное влияние на гидравлический режим работы отстойных сооружений оказывает температура подаваемой на очистку воды, поскольку изменение температурного режима жидкости вызывает изменение ее вязкости, которая, в свою очередь, влияет на эффективность очистки. Так, при уменьшении температуры воды ее вязкость увеличивается, а эффект осветления, наоборот, уменьшается. Поэтому при определении гидравлического режима условно примем температуру воды равной  $20^{\circ}C$ , для которой коэффициент кинематической вязкости составляет  $\mu = 0,0101 \text{ см}^2/\text{с}$ . При изменении температуры, которое возможно в производственных условиях, потребуется вводить поправку на изменение вязкости воды [3].

Прежде, чем приступить к установлению зависимости изменения значений чисел Рейнольдса для разных отверстий от величин расхода воды при ламинарном режиме течения, предварительно определим основные гидравлические параметры перегородок. Предварительно зададим схему перфорирования перегородок смещенными рядами круглых отверстий (рис. 2). При этом, зная диаметр отверстий ( $d$ ) и расстояние между ними ( $p$ ), можно рассчитать коэффициент пропускания воды ( $k$ ) через сечения перегородок в расчете на  $1 \text{ м}^2$  их

рабочей площади. Поскольку, согласно рис. 2, отверстия образуют шестиугольники, коэффициент  $k$  находим как отношение площади семи отверстий, вписанных в шестиугольник ( $F$ ), к общей площади этого шестиугольника ( $S_{\text{шестиуг}}$ ).

Результаты расчета основных гидравлических параметров перегородок при различном диаметре отверстий представлены в табл. 1.

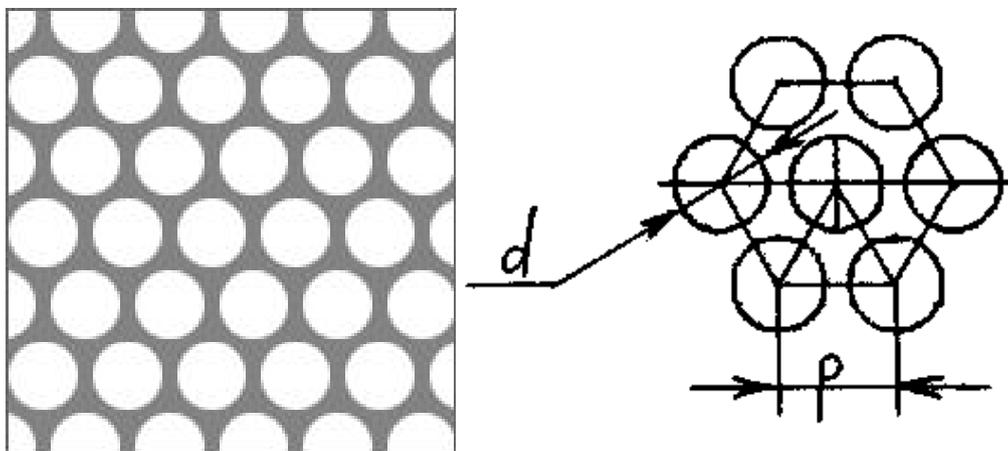


Рис. 2. Схема перфорации перегородок смещенными рядами круглых отверстий, образующих шестиугольники:  $d$  – диаметр отверстий, см;  $p$  – расстояние между центрами отверстий, см

Таблица 1

Основные гидравлические параметры перегородок отстойника

Диаметр отверстия, $d$ , см	Расстояние между центрами отверстий, $p$ , см	Площадь $F$ , $\text{м}^2$	Общая площадь $S_{\text{шестиуг}}$ , $\text{м}^2$	Коэффициент $k$ , в расчете на $1 \text{ м}^2$ рабочей площади перегородок
2,5	3,0	0,001472	0,00234	0,629
3,0	3,6	0,00212	0,00337	0,629
3,6	4,2	0,00305	0,00459	0,666
4,0	4,6	0,00377	0,005498	0,685
5,0	5,8	0,00589	0,00874	0,674
6,0	6,9	0,00848	0,01238	0,685
7,0	8,0	0,01154	0,01663	0,694
8,0	9,2	0,01507	0,02199	0,685
9,0	10,2	0,019076	0,02703	0,706
10,0	11,5	0,02355	0,03436	0,685

Величину расхода воды, проходящей через сечения перегородок отстойника, определяем по формуле:

$$Q = S \cdot k \cdot v, \quad (1)$$

где  $S$  – рабочая площадь перегородок отстойника,  $\text{м}^2$ ;  $v$  – скорость потока жидкости, проходящей через сечения перегородок отстойника,  $\text{м/с}$ , которую

определим согласно критерию Рейнольдса  $Re = v \cdot d / \mu$  [3] для отверстий круглого сечения откуда найдем скорость потока через них в виде  $v = Re \cdot \mu / d$ .

В результате, при  $S=1 \text{ м}^2$

$$Q = \frac{S \cdot k \cdot Re \cdot \mu}{d} = \frac{k \cdot Re \cdot \mu}{d} \quad (2)$$

По формуле (2) можно рассчитать расход воды, приходящейся на  $1 \text{ м}^2$  рабочей площади перегородок для значений чисел Рейнольдса, изменяющихся в диапазоне  $Re = 100-2000$ .

С использованием параметров перегородок и величин расхода воды, согласно математической модели (2), получены зависимости изменения значений чисел Рейнольдса для отверстий круглого сечения, обеспечивающих ламинарный режим течения жидкости, от величин расхода воды в расчете на  $1 \text{ м}^2$  рабочей площади перегородок отстойника при задаваемых диаметрах упомянутых отверстий. Эти зависимости представлены на рис. 3 в виде номограмм.

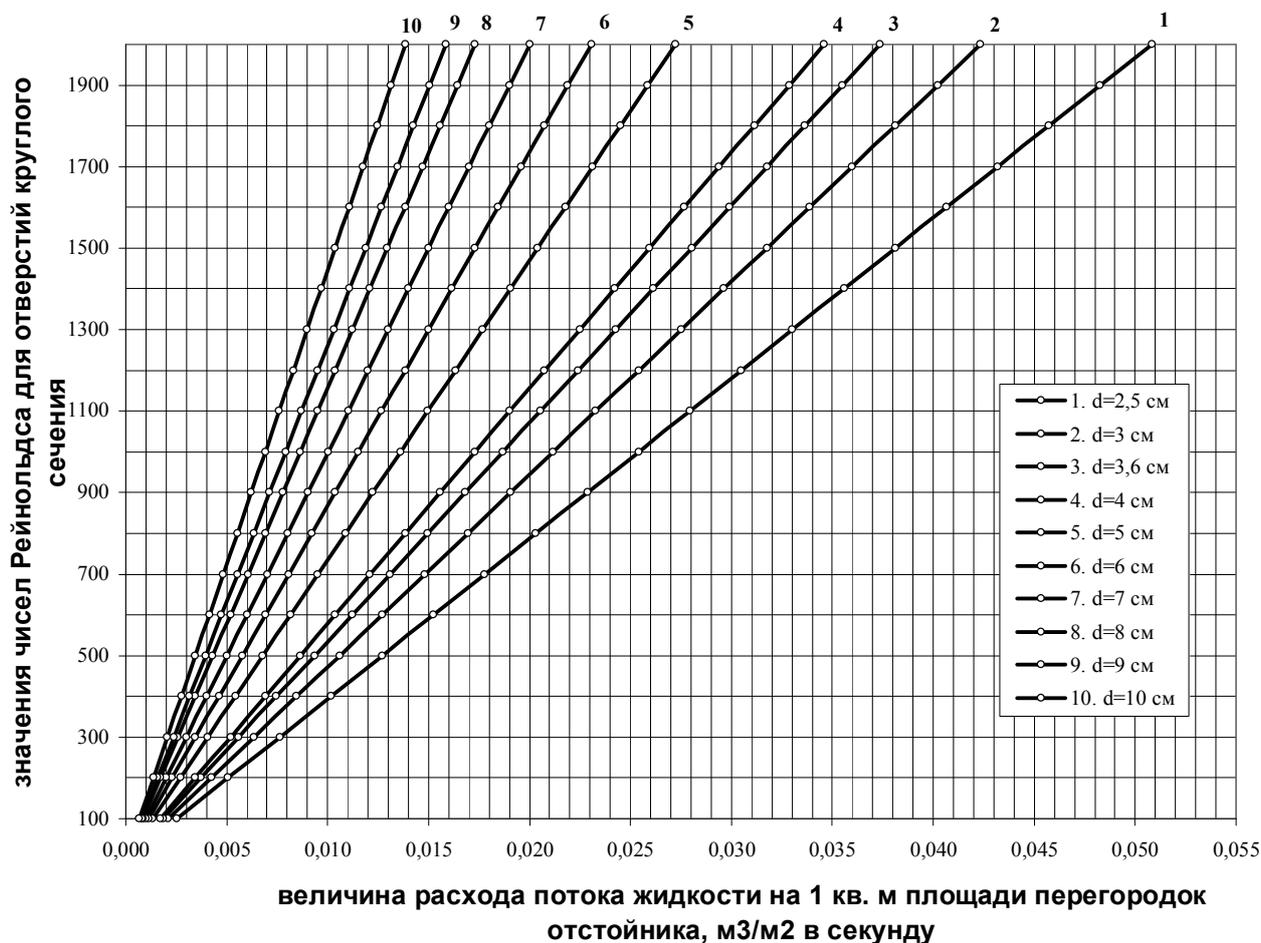


Рис. 3. Номограммы изменения значений чисел Рейнольдса для задаваемых диаметров отверстий круглого сечения, обеспечивающих ламинарный режим течения жидкости, от величин ее расхода в расчете на  $1 \text{ м}^2$  рабочей площади перегородок

Пользуясь номограммами, представленными на рис. 3, при проектировании реального отстойника, можно подобрать с учетом требуемого расхода воды, такой диаметр отверстий перегородок, при котором число  $Re$  не превысит критического значения ( $Re < Re_{кр}$ ) и поток останется ламинарным. Значения  $Re_{кр}$  для реальных отстойников обычно рекомендуют принимать до 500 [4].

Полученные зависимости применим для определения параметров гидравлического режима работы реального отстойника усовершенствованной конструкции в условиях, например, шахты «Степная» ОАО «Павлоградуголь».

Рекомендуемый горизонтальный отстойник усовершенствованной конструкции в натуральную величину характеризуется следующими параметрами:

- общая длина отстойника ( $L$ ) – 20 м;
- угол наклона дна корпуса отстойника к горизонтальной плоскости  $\alpha=30^{\circ}$ , т.е.  $tg\alpha=0,5774$ , т.к.  $tg\alpha = \frac{H_k}{L}$ , то конечная высота отстойника на выходе осветленной жидкости равна:  $H_k = L \cdot tg\alpha = 11,55$  м;
- начальная ширина отстойника ( $B_0$ ) – 10 м;
- конечная ширина отстойника ( $B_k$ ) – 5 м;
- угол сужения отстойника, подобран так, чтобы обеспечить приблизительно одинаковый расход жидкости в каждом поперечном сечении всех распределительных перегородок, установленных по направлению движения рабочего потока  $\beta=82^{\circ}54'$ , т.е.  $tg\beta = 8$ .

По сечению отстойника рекомендуется установить 7 перфорированных вертикальных поперечных перегородок. Первую перегородку устанавливаем на расстоянии  $L_1 = 2$  м от места впуска шахтной воды, подаваемой на очистку, остальные – на расстоянии ( $L_2-L_7$ ) 2,5 м от каждой предыдущей перегородки отстойника.

Результаты расчета основных геометрических параметров перегородок отстойника в натуральную величину представлены в табл. 2.

Таблица 2

Основные геометрические параметры перегородок усовершенствованного горизонтального отстойника в натуральную величину

Параметры перегородки	Перегородки отстойника							Задняя торцевая стенка
	I	II	III	IV	V	VI	VII	
Ширина, $b_i$ , м	9,5	8,88	8,25	7,63	7,0	6,38	5,75	5,0
Рабочая глубина, $h_i$ , м	0,86	2,3	3,74	5,19	6,63	8,07	9,52	11,25
*Рабочая площадь, $S_i$ , м <sup>2</sup>	8,17	20,424	30,855	39,6	46,41	51,49	54,74	56,25

\*Примечание – Рабочая площадь определена как площадь перегородки, находящейся в воде, т.е. за вычетом сухой ее части, определенной при высоте борта в отстойнике – 0,3 м.

Как видим, рабочая площадь в реальном отстойнике постепенно возрастает, что приводит к соответствующему снижению скорости потока в каждом последующем сечении и способствует его ламинарности.

Для определения фактических значений числа Рейнольда (Re) для отверстий в перегородках выполним вначале расчет суммарных площадей отверстий ( $F$ , м<sup>2</sup>), через которые движется очищаемая вода вдоль отстойного сооружения, по формуле:

$$F = S_p \cdot k. \quad (3)$$

Величина шахтного водоотлива является следующим показателем, на основании которого будет проводиться дальнейший расчет гидравлических параметров отстойника в натуральную величину. Количество шахтной воды ( $Q$ , м<sup>3</sup>/с), извлекаемой из недр в процессе производственной деятельности шахтой «Степная» ОАО «Павлоградуголь» составляет 708,8 тыс. м<sup>3</sup>/год (0,0225 м<sup>3</sup>/с) [5].

Зная значение  $Q$ , и вычисленную площадь  $F$  при задаваемых диаметрах отверстий перегородок и коэффициенте  $k$ , определяем величину расхода потока жидкости, приходящегося на 1 м<sup>2</sup> рабочей площади перегородок для условий водоотлива шахты по формуле:

$$\frac{Q}{S_p \cdot k} = \frac{Q}{F}. \quad (4)$$

Пользуясь номограммами, представленными на рис. 3, определяем значения чисел Рейнольдса (Re) для задаваемых диаметров отверстий перегородок отстойника, рекомендуемого для выбранной шахты при постоянной величине шахтного водоотлива ( $Q$ ). Некоторые результаты расчета представлены в табл. 3.

Таблица 3

Значения чисел Рейнольдса для задаваемых диаметров отверстий перегородок отстойника, рекомендуемого для условий водоотлива шахты «Степная» ОАО «Павлоградуголь»

Диаметр отверстий перегородок, см	Значения чисел Рейнольдса для отверстий перегородок:						
	I	II	III	IV	V	VI	VII
2,5	172	69	46	36	30	27	26
3,0	207	83	55	43	36	33	31
3,6	221	89	59	46	39	35	33
4,0	232	93	62	48	41	37	35
5,0	300	120	79	62	53	48	45
6,0	349	139	92	72	61	55	52
7,0	396	159	105	82	70	63	59
8,0	465	186	123	96	82	74	69
9,0	492	197	130	102	87	78	73
10,0	581	232	154	120	102	92	87

Как видно из таблицы, условию  $Re_{кр} \leq 500$  отвечают все выбранные диаметры ( $d=2,5-9,0$  см) отверстий в перегородках, кроме 10 см. Причем критичной по этому фактору является лишь первая перегородка. В последующих перегородках все представленные диаметры отверстий обеспечивают ламинарный режим течения воды.

С учетом коэффициента пропускания воды через перегородки –  $k$  (см. табл. 1), который желательно выбрать наибольшим, для реального отстойника можно принять диаметр отверстий в перегородках от 4 до 9 см. Окончательно выбрать диаметр отверстий можно с учетом технологии перфорирования металлических или пластмассовых листов перегородок.

**Выводы.** В процессе определения параметров предложенного отстойника, предназначенного для очистки шахтной воды от взвешенных веществ, в условиях действующей шахты были получены следующие результаты:

1. Определены значения основных параметров перегородок отстойника при различных диаметрах их отверстий, на основе которых определялся гидравлический режим отстойного сооружения.

2. Рассчитаны номограммы зависимости значений чисел Рейнольдса для отверстий круглого сечения от величин расхода сточной воды, приходящегося на  $1 \text{ м}^2$  рабочей площади перегородок. При наличии данных о количестве воды, подаваемой в отстойник на очистку, и задаваемом диаметре отверстий перегородок, можно установить «критический» расход воды, при котором режим ее движения будет оставаться ламинарным с устойчивым течением.

3. Проведен ориентировочный расчет параметров горизонтального отстойника усовершенствованной конструкции на примере водоотлива шахты «Степная» ОАО «Павлоградуголь».

#### Список литературы

1. Пат. на корисну модель № 55988 Україна, МПК<sup>8</sup> В 01 D 21/02. Пристрій для очистки скидів від завислих речовин / Колесник В.Є., Кулікова Д.В. Заявл. 12.10.2010; Опубл. 27.12.2010; Бюл. № 24. – 4 с.

2. Турчинович В.Т. Водоснабжение промышленных предприятий и населенных мест. Ч. III. Улучшение качества воды. – М.: Стройиздат, 1940. – 348 с.

3. Рабинович Е.З. Гидравлика. – М.: Недра, 1980. – 280 с.

4. Воловник Г.И. Теоретические основы очистки воды. Ч. 1. Водные загрязнения. Регенеративная очистка. – Хабаровск: ДВГУПС, 2007. – 162 с.

5. Пономаренко П.И., Моссур П.М., Гринцова Е.А. Шахтные воды Донбасса, их охрана и использование. – Днепропетровск: Наука и образование, 1998. – 50 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Долговою Т.І.  
Надійшла до редакції 19.03.2012*

## УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ БИОТЕСТИРОВАНИЯ КАЧЕСТВА ОБЪЕКТОВ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ДЛЯ ОЦЕНКИ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ

Рассмотрены условия использования методов биоиндикации в контроле объектов окружающей среды. Обоснована необходимость оценки экологической опасности промышленных отходов методами биоиндикации. Усовершенствованы известные методы биотестирования качества объектов окружающей среды с учетом специфики промышленных отходов. Предложен алгоритм оценки потенциальной опасности промышленных отходов для окружающей природной среды с использованием методов биоиндикации.

Розглянуті умови використання методів біоіндикації в контролі об'єктів довкілля. Обґрунтована необхідність оцінки екологічної небезпеки промислових відходів методами біоіндикації. Вдосконалені відомі методи біотестування якості об'єктів довкілля з врахуванням специфіки промислових відходів. Запропонований алгоритм оцінки потенційної небезпеки промислових відходів для довкілля з використанням методів біоіндикації.

Conditions of the bioindication methods use in the control of environmental objects are considered. The necessity of assessment of ecological danger of industrial wastes is grounded by the bioindication methods. The known methods of biotesting of environmental objects quality are improved taking into account the specific of industrial wastes. The algorithm of potential danger of industrial wastes assessment is offered with the use of bioindication methods.

В настоящее время нормирование антропогенного загрязнения окружающей среды базируется на санитарно-гигиенических принципах, то есть на необходимости защиты человека. Значения предельно допустимых концентраций различных веществ в воде, воздухе и почве, по которым в основном и ведется нормирование поступления промышленных отходов в окружающую среду, устанавливаются именно исходя из степени опасности для человека. Безусловно, это справедливо, но этого недостаточно по нескольким причинам. Во-первых, в некоторых случаях соблюдение гигиенических нормативов содержания загрязняющих веществ в окружающей среде не обеспечивает безопасности человека, так как растения и животные, населяющие загрязняющую территорию, концентрируют в себе загрязнения, и по трофическим цепям в организм человека они могут попасть в количествах, в десятки раз превышающих ПДК. Во-вторых, нет оснований однозначно утверждать, что санитарно-гигиенические нормативы, установленные относительно человека, обеспечивают безопасность остальных биотических компонентов и экосистемы в целом.

Один из возможных вариантов решения этой проблемы – применение методов биоиндикации антропогенных воздействий на экосистемы и их компоненты.

**Формулировка проблемы.** Использование биоиндикаторов для оценки экологической опасности промышленных отходов возможно только при выполнении определенных условий:

1. Тест-организмы не должны гибнуть при резких изменениях условий тестирования.

2. Биоиндикаторы должны быть представлены по возможности в большом количестве и обладать генетически однородными свойствами.

3. Тест-объекты должны обеспечивать возможность несложного отбора проб и иметь визуально оцениваемые параметры.

4. Тестирование на этих организмах не должно требовать больших затрат времени и сил.

5. Результаты индикации должны быть достаточно репрезентативными и стабильными, диапазон погрешностей измерений по сравнению другими методами тестирования не должен превышать 20 %.

Этим требованиям полностью соответствуют растения. Среди всех живых организмов, используемых для целей биоиндикации, им по праву принадлежит одно из первых мест. Они достаточно устойчивы к резким изменениям естественных экологических факторов и в то же время достаточно чувствительны к влиянию антропогенных факторов. В условиях одного эксперимента растения могут быть представлены десятками и сотнями генетически однородных организмов. Изменения в росте и развитии растений легко идентифицируются визуально, при проведении опытов нет необходимости в сложном дорогостоящем оборудовании и т.д.

Таким образом, методы биоиндикации с помощью растений удовлетворяют условиям определения оценки экологической опасности отходов и могут быть использованы для решения этой задачи. С целью получения более достоверной информации о степени опасности отходов тестирование необходимо проводить на нескольких уровнях биоиндикации. Среди всего многообразия биотестов для данных исследований были выбраны «ростовой тест» и «*Allium*-тест», относящиеся соответственно к организменному и клеточному уровням биоиндикации.

#### **Методы исследования.**

##### *Особенности ростового теста при биотестировании отходов*

Сущность ростового теста состоит в учете всхожести, интенсивности прорастания семян и изменений показателей роста проростков индикаторной культуры, выращенных на исследуемых образцах почвы, воды, водных вытяжек почв, илов, отходов и т.д.

Использование ростового теста для определения токсичности твердых промышленных отходов имеет свои особенности. В отличие от почвы, воды, донных отложений и других естественных объектов, отходы являются не природными, а искусственными образованиями, степень токсичности которых, как правило, значительно превышает токсичность объектов окружающей среды. Поэтому при исследовании токсичных свойств отходов целесообразно проводить биотестирование как самих отходов, так и водной вытяжки из них, особенно принимая во внимание традиционные условия их хранения и вымывание из них атмосферными осадками водорастворимых токсикантов.

Необходимо отметить, что в изученной нормативной литературе отсутствуют четкие требования к приготовлению водной вытяжки из отходов, за исключением «Методики определения состава и свойств промышленных отходов с целью установления возможности и условий их приема на городские полиго-

ны твердых бытовых отходов” [1], в соответствии с которой вытяжку получают путем разбавления отходов водой питьевого качества в соотношении 1:1, при этом необходимое время контакта воды с отходами составляет 15 суток. Однако данная методика предусматривает определение физико-химических свойств промышленных отходов. Очевидно, при определении их потенциальной токсичности время приготовления водной вытяжки может быть иным в зависимости от вида тест-культуры и других условий.

Поэтому с целью адаптации ростового теста к особенностям тестирования промышленных отходов и определения рационального времени приготовления водной вытяжки, данный параметр в ходе экспериментов варьировался от нескольких минут до пятнадцати суток.

Для кратковременных опытов с целью определения острой фитотоксичности в качестве тест-объектов обычно используют несколько видов растений, отличающихся быстрым прорастанием семян: в данном случае выбор был остановлен на трех классических для ростового теста и типичных для климатических условий тест-культурах: (лук репчатый) *Allium cepa* L., (редис посевной) *Raphanus sativus* L. и (пшеница мягкая) *Triticum aestivum* L. Использование трех различных видов растений позволило выявить культуру, наиболее чувствительную к токсическому воздействию промышленных отходов.

Для оценки токсичности промышленных отходов по ростовому тесту использовалась водная вытяжка из шлака и золы уноса Днепропетровского мусоросжигательного завода.

Показателем фитотоксичности водной вытяжки отходов служило статистически достоверное ингибирование учитываемых признаков (количество проросших семян, длина корневой системы, масса корневой системы, длина надземной части и т.д.) по сравнению с аналогичными показателями в контроле.

Фитотоксический эффект (ФЭ), то есть степень угнетения ростовых процессов определялся в процентах по отношению к контролю (по массе и по длине ростков либо корней тест-культуры) по формуле [2]:

$$\text{ФЭ} = \frac{m_o - m_x}{m_o} \cdot 100\%, \quad (1)$$

где  $m_o$  – масса или длина проростков (корня или надземной части) в контроле;  $m_x$  – то же, в вариантах.

Таким образом, ростовой тест является перспективным методом экспрессной оценки фитотоксичности промышленных отходов, однако для учета специфики продуктов сжигания твердых бытовых отходов (ТБО) он нуждается в усовершенствовании, а именно в обосновании рационального времени приготовления водной вытяжки, продолжительности опыта и вида чувствительной тест-культуры.

#### *Особенности Allium-теста при биотестировании отходов*

Среди множества тест-систем клетки апикальной меристемы лука (*Allium*-тест) являются одной из наиболее удобных моделей для оценки цито- и генотоксических эффектов поллютантов: крупные размеры клеток и морфология хромосом дают возможность четко охарактеризовать хромосомные aberrации и другие нарушения митоза. Кроме того, лук, как и все высшие растения,

является эукариотом, структурная организация его хромосом приближена к хромосомному аппарату человека и животных, и все процессы, происходящие в его клетках идентичны процессам, происходящим в животных клетках.

Успешный многолетний опыт оценки качества объектов окружающей среды (почвы, воды, донных отложений) по *Allium*-тесту позволяет рекомендовать его для оценки степени токсичности и мутагенности промышленных отходов и, в частности, продуктов сжигания ТБО. Одним из основных преимуществ данного метода является возможность одновременного исследования и цитотоксичности, и мутагенности исследуемых объектов на одном препарате, то есть получить две оценки экологической опасности отходов вместо одной. Но принимая во внимание тот факт, что *Allium*-тест традиционно используется для исследования токсических и мутагенных свойств объектов окружающей среды, он нуждается в адаптации к особенностям тестирования твердых промышленных отходов, поэтому в ходе экспериментов также варьировалось время приготовления водной вытяжки из шлака и золы-уноса с целью выбора его рационального значения.

Для тестирования отходов Днепропетровского мусоросжигательного завода (ДМСЗ) проводилось проращивание семян лука на фильтровальной бумаге в чашках Петри на шлаке и золе уноса, а также на водной вытяжке из отходов. Для достоверности эксперимента каждый вариант исследования был представлен тремя повторностями.

Величина митотического индекса (*MI*) определялась как отношение количества клеток, которые делятся, к общему количеству просмотренных клеток и выражалась в промилле [3]:

$$MI = \frac{m'}{n} \cdot 1000, \quad (2)$$

где  $m'$  – количество делящихся клеток;  $n$  – количество исследованных клеток.

Снижение величины митотического индекса в сравнении с контролем, свидетельствует о цитотоксическом действии загрязнителей, содержащихся в исследуемых образцах.

На этих же препаратах учитывались клетки с абберрантными хромосомами: мосты и фрагменты в анафазах и телофазах, а также слипание, пульверизация и фрагменты хромосом в метафазе. Частота встречаемости патологических фигур митоза  $A^x$  выражалась в процентах от количества делящихся клеток по формуле:

$$A^x = \frac{G}{m'} \cdot 100, \quad (3)$$

где  $G$  – количество абберрантных клеток;  $m'$  – количество делящихся клеток.

Возрастание числа патологических фигур митоза в сравнении с контролем свидетельствует об увеличении мутагенности исследуемых образцов.

Таким образом, *Allium*-тест также является информативным и перспективным методом экспрессной оценки цитотоксичности и мутагенности промышленных отходов. Целью проведения этого теста является нахождение величины цитотоксического и мутагенного эффекта, который оказывают иссле-

двумя отходами на тест-объект, а также усовершенствование данного метода путем обоснования рационального времени приготовления водной вытяжки из продуктов сжигания ТБО.

### Обсуждение результатов.

#### Исследование фитотоксических свойств отходов методом биоиндикации

В результате проведенного биотестирования получена зависимость величины фитотоксического эффекта ( $\Phi E$ , %) от времени выщелачивания исследуемых отходов ( $t$ , суток), которая носит полиномиальный характер и имеет вид ( $R^2=0,95-0,99$ ):

- для *Raphanus sativus L.* -

$$\Phi E(t)=0,0044t^5-0,168t^4+2,313t^3-13,836t^2+34,21t-1,799; \quad (4)$$

- для *Allium cepa L.* -

$$\Phi E(t)=0,0046t^5-0,189t^4+2,826t^3-18,11t^2+46,4t; \quad (5)$$

- для *Triticum aestivum L.* -

$$\Phi E(t)=0,004t^5-0,158t^4+2,318t^3-15,39t^2+46,41t-0,26. \quad (6)$$

Проверка полученных уравнений на адекватность выполнялась с помощью критерия Фишера  $F$  при заданном уровне достоверности  $\alpha$ . Для всех уравнений  $F_b > F_{k1;k2;\alpha}$ , то есть выбранные зависимости адекватно описывают результаты экспериментов.

Результаты сравнения чувствительности использованных тест-культур по отношению к токсическому воздействию исследуемых отходов приведены в таблице 1, где показаны значения фитотоксического эффекта, выявленного у различных видов растений в вариантах с 15-ти суточной вытяжкой ( $\Phi E_{15}$ ).

Таблица 1

Сравнение чувствительности тест-культур по величине  $\Phi E$

Тест-культура	$\Phi E_{15}$ , %	
	шлак	зола уноса
<i>Raphanus sativus L.</i> (редис посевной)	40,9	95,7
<i>Allium cepa L.</i> (лук репчатый)	52,4	100,0
<i>Triticum aestivum L.</i> (пшеница мягкая)	77,0	100,0

Из данных табл. 1 видно, что и шлак, и зола уноса ДМСЗ обладают явно выраженной фитотоксичностью – у различных тест-объектов этот показатель колеблется в пределах 41...100 %, при этом зола уноса в среднем в два раза токсичнее, чем шлак.

Также установлено, что для выявления максимального значения  $\Phi E$  при определении фитотоксичности промышленных отходов по ростовому тесту время приготовления вытяжки из отходов должно составлять не менее 15 суток.

Что касается чувствительности использованных культур, т.е. степени их реакции на оказываемое воздействие, то в порядке возрастания чувствительности их можно ранжировать следующим образом: *Raphanus sativus L.* → *Allium cepa L.* → *Triticum aestivum L.* (рис. 1), а продолжительность опыта, необходимая и достаточная для обнаружения фитотоксических свойств продуктов сжигания ТБО, составляет 72 часа.

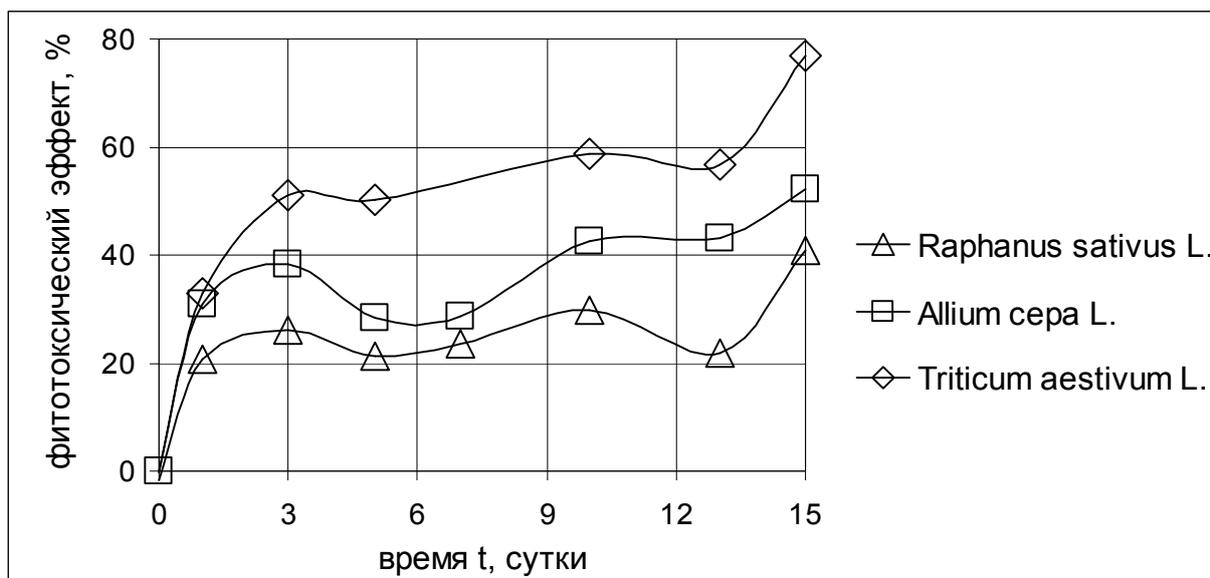


Рис. 1. Определение оптимального времени приготовления вытяжки из продуктов сжигания ТБО и наиболее чувствительной тест-культуры

*Исследование цитотоксических свойств отходов методом биоиндикации*

Результаты определения величины митотического индекса представлены на рисунке 2. Во всех вариантах исследования было отмечено статистически достоверное снижение митотической активности по сравнению с контролем, что свидетельствует о наличии у вытяжки из шлака ДМСЗ токсического эффекта на клеточном уровне (цитотоксичности). Наибольшее угнетение процессов роста и развития биообъекта было отмечено в варианте с 13-суточной и 15-суточной вытяжкой – митотический индекс был равен 44,75 ‰ и 46,00 ‰, что соответственно на 66,9 ‰ и 66,0 ‰ ниже, чем в контроле.

Для выявления зависимости общего митотического индекса в клетках *Allium cepa L.* от времени выщелачивания шлака была выполнена математическая обработка результатов эксперимента. Наиболее адекватно зависимость интенсивности клеточного деления от времени выщелачивания описывает полиномиальное уравнение регрессии вида:

$$MI(t) = -0,0024t^5 + 0,109t^4 - 1,81t^3 + 13,33t^2 - 41,9t + 97,99; \quad (7)$$

достоверность аппроксимации при этом составляет 72% ( $R^2 = 0,72$ ). График полученной функции также представлен на рисунке 2.

Анализ полученного полиномиального уравнения  $MI(t)$  с помощью производной второго порядка показал, что на промежутке  $[0, 1]$  функция имеет три экстремума, при этом первый минимум находится в точке (3; 52). Следовательно, общий митотический индекс в клетках фитоиндикатора снижается в течение первых трех суток, достигая минимального значения 52 ‰ (что на 62 ‰ ниже, чем в контроле). Различие между максимальным значением интенсивности клеточного деления  $MI(0) = 98 ‰$  и минимальным значением  $MI(15) = 47 ‰$  составляет 51 ‰, и большая часть этих нарушений (90%) происходит именно в течение первых трех суток. Следовательно, вытяжка из шлака ДМСЗ обладает явно выраженной цитотоксичностью, а время выщелачивания данных отходов, достаточное для установления цитотоксического эффекта, составляет трое су-

ток (вместо стандартных 15-ти суток), т.е. *Allium*-тест является более оперативным методом оценки экологической опасности отходов, нежели ростовой тест.

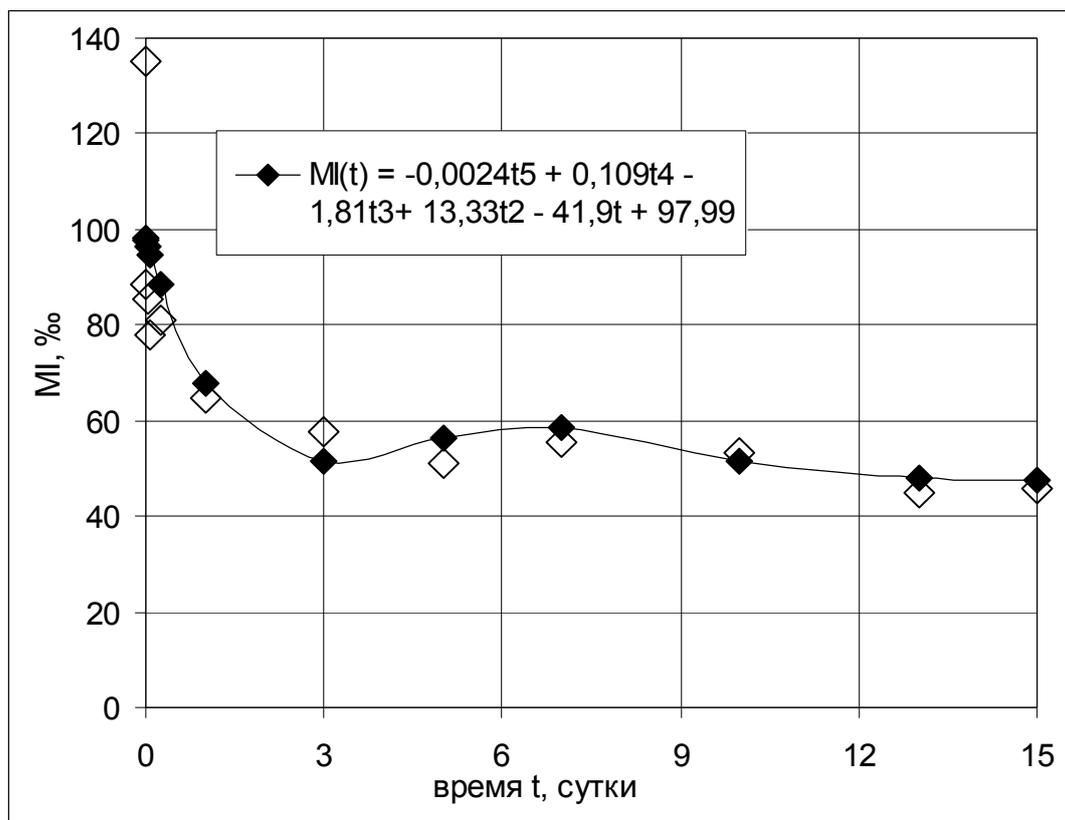


Рис. 2. Зависимость величины митотического индекса в меристематических клетках *Allium cepa L.* от времени выщелачивания шлака ДМСЗ

*Исследование мутагенных свойств отходов методом биоиндикации*

Анализ результатов *Allium*-теста на отходах Днепропетровского МСЗ показал, что комплекс загрязняющих веществ, содержащихся в шлаке, помимо цитотоксического эффекта, обладает и сильным мутагенным действием. Во всех исследуемых вариантах количество хромосомных аберраций в клетках лука, выращенного на вытяжке из шлака, значительно превышало контроль.

В меристемах фитоиндикатора наблюдались разнообразные хромосомные патологии: мосты и фрагменты в анафазах и телофазах, а также слипание хромосом в метафазах. Даже в случае, когда время контакта воды со шлаком составляло 5 минут, количество фигур митоза с хромосомными аномалиями превышало уровень абберрантности в контроле в 3,6 раза. Также было отмечено, что при увеличении времени взаимодействия шлака с водой резко возрастает мутагенная активность вытяжки.

Для выявления зависимости количества хромосомных патологий в клетках *Allium cepa L.* от времени выщелачивания шлака  $A^x(t)$  была выполнена математическая обработка результатов эксперимента. В связи с тем, что время выщелачивания шлака, необходимое и достаточное для определения цитотоксического эффекта по *Allium*-тесту, как отмечалось ранее, составляет трое суток, для математической обработки были использованы экспериментальные данные во временном диапазоне до трех суток.

Наибольший коэффициент детерминации ( $R^2 = 0,88$ ) был получен для экспоненциального уравнения регрессии вида  $A^x(t) = a \cdot t^b \cdot \exp(-c \cdot t)$  при  $a = 19,6$ ;  $b = 0,29$  и  $c = 0,44$ . Проверка полученной модели по  $F$ -критерию Фишера подтвердила ее адекватность результатам эксперимента, поскольку коэффициент Фишера  $F_{6;5;0,05} = 4,95$ , для данного случая  $F_b = 6,99$ ;  $F_b > F_{k1;k2;\alpha}$ .

На рисунке 3 представлена полученная зависимость количества хромосомных aberrаций в меристемах тест-объекта от времени выщелачивания шлама. Анализ полученного экспоненциального уравнения  $A^x(t)$  с помощью производной второго порядка показал, что данная функция имеет максимум в точке  $(0,7; 13)$ , т.е. при выщелачивании исследуемых отходов на протяжении суток количество хромосомных патологий в клетках фитоиндикатора достигает максимального значения – 13%, что в 7,6 раза превышает этот показатель в контроле. Таким образом, установлено, что для определения уровня мутагенности данных отходов необходимое и достаточное время приготовления вытяжки составляет одни сутки.

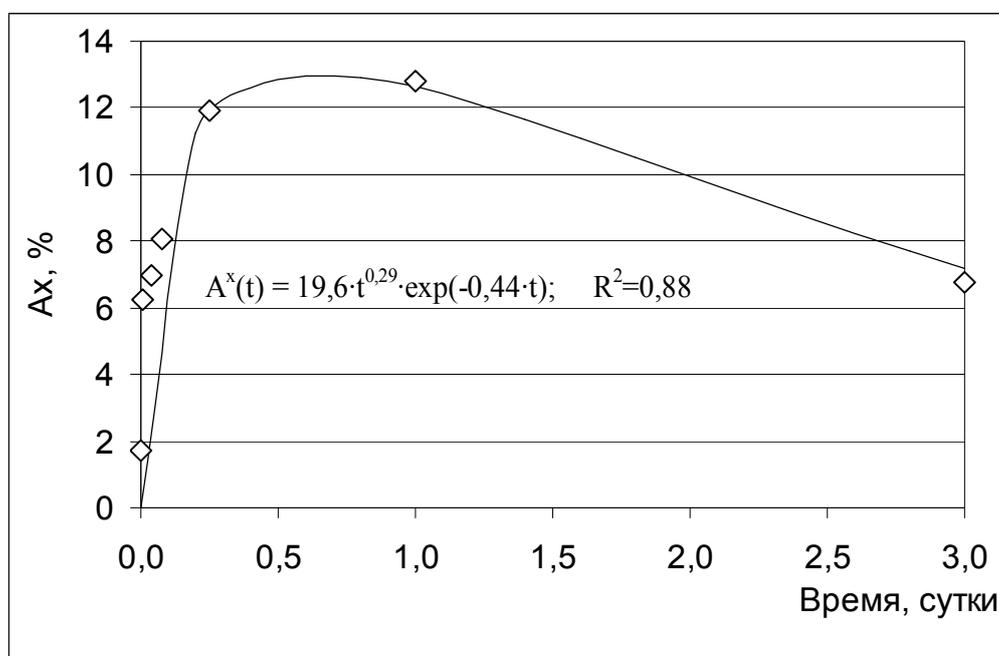


Рис. 3. Зависимость количества aberrантных фигур митоза в меристематических клетках *Allium cepa L.* от времени выщелачивания шлама

В результате проведенных исследований установлен эффект цитотоксического и мутагенного влияния шлама Днепропетровского МСЗ на тест-культуру *Allium cepa L.*, который проявляется в угнетении интенсивности клеточного деления и увеличении количества хромосомных патологий в меристемах индикатора. При этом проявление цитотоксических и мутагенных свойств шлама носит неравномерный характер и зависит от времени выщелачивания вытяжки из отходов – 90% нарушений в клетках лука происходят при продолжительности приготовления вытяжки от 24 до 72 часов.

Таким образом, полученные зависимости величины митотического индекса и количества aberrантных хромосом в клетках фитоиндикатора позволили определить время выщелачивания отходов, необходимое и достаточное для обнаружения их потенциальной экологической опасности: для определения цитотоксических свойств шлака это время составляет трое суток, для определения мутагенных свойств – одни сутки. Следовательно, *Allium*-тест является информативным и оперативным методом оценки экологической опасности не только объектов окружающей среды, но и промышленных отходов, при этом данный метод позволяет за относительно непродолжительное время получить информацию одновременно о токсических и мутагенных свойствах различных отходов.

**Заключение.** Биотестирование промышленных отходов на клеточном и организменном уровне биоиндикации является необходимым условием определения их потенциальной экологической опасности. Биотестирование отходов на клеточном уровне позволяет выявить ранние нарушения в функционировании тест-объекта, в то время как исследование отходов на организменном уровне биоиндикации отражает накопление соответствующих патологических изменений на предыдущих уровнях, т. е. позволяет оценить последствия изменений в клетках для организма в целом.

Учитывая вышеизложенное, предлагается следующий алгоритм оценки потенциальной опасности промышленных отходов для окружающей природной среды.

1. Оценка класса опасности отходов расчетным методом.
2. Оценка класса опасности отходов экспериментальным методом:
  - оценка фитотоксичности отходов по ростовому тесту;
  - оценка цитотоксичности и мутагенности отходов по *Allium*-тесту.
3. Сопоставление результатов расчетов с результатами экспериментальных исследований и уточнение на их основе окончательного класса опасности отходов.

Таким образом, проведение экспериментальных биоиндикационных исследований позволит определить уровень экологической опасности промышленных отходов, сравнить его с результатами, полученными расчетным путем, и на данной основе произвести корректировку класса опасности исследуемых отходов для окружающей природной среды. Это позволит откорректировать заниженные суммы экологического налога, выплачиваемые производителями отходов, и повысить уровень экологической безопасности при обращении с промышленными отходами.

#### Список литературы

1. Предельное количество токсичных промышленных отходов, допускаемое для складирования в накопителях (на полигонах) твердых бытовых отходов : НД №3897-85. — [Действующие от 1985-05-30].
2. Білявський Г. О. Основи екології: теорія та практикум. Навч. посібник / Г. О. Білявський, Л. І. Бутченко. — К. : Лібра, 2004. — С. 268—269.
3. Паушева З. П. Практикум по цитологии растений / Паушева З. П. — М. : Агропромиздат, 1988. — 271 с.

*Рекомендована до публікації д.т.н Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 30.04.2012.*

## ФАКТОРИ ПІДТОПЛЕННЯ ТЕРИТОРІЙ В ГІРНИЧО-ВИДОБУВНИХ РЕГІОНАХ

Приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований по изучению влияния отвалов горных пород на процессы подтопления и загрязнения прилегающих территорий.

Наведені результати теоретичних та експериментальних досліджень по вивченню впливу відвалів гірських порід на процеси підтоплення і забруднення прилеглих територій.

There are theoretical and experimental results investigation of leaving mining rock effects on underflooding process and pollution of adjacent territory.

**Вступ.** На території України спостерігається розвиток понад 20 видів екзогенних геологічних процесів (ЕГП) та явищ. Серед них особливо небезпечними є зсуви, підтоплення, карст, просідання лесових ґрунтів. Залучення територій з розвитком природних ЕГП до сфери господарської діяльності призводить до неминучих змін навколишнього середовища, які супроводжуються техногенним посиленням природних ЕГП. Розширення площ розвитку та збільшення кількості проявів ЕГП порушує безпеку життєдіяльності населення та перешкоджає нормальному функціонуванню численних господарських об'єктів [1].

Підтоплення є одним з найпоширеніших геологічних процесів, що розвивається в природних умовах і під впливом техногенних процесів. Площа підтоплення у межах території України за останні 30 років в середньому зросла у 8 разів, а в економічно розвинених регіонах у 14-34 рази [1]. Найбільші площі підтоплення фіксуються в Херсонській, Одеській, Миколаївській, Дніпропетровській, Донецькій, Запорізькій областях, де процес розвивається не лише в заплавах і заплавноїх терасах річкових долин, але й на вододілах. Основною причиною підтоплення є підйом рівня ґрунтових вод восени і під час значної кількості атмосферних опадів, які визначаються кліматичними умовами. В гірничо-видобувних регіонах коливання рівня ґрунтових вод посилюються техногенними факторами. Одним з таких факторів, який раніше не приймався до уваги, можуть бути відвали гірських порід. На територіях, прилеглих до відвалів, спостерігаються ділянки заболочування і розвитку зсувних явищ. Безпосередньо поблизу відвалів виходять джерела ґрунтових вод з високою мінералізацією, частина яких забруднює ріки, а інша – поповнює ґрунтові води.

**Метою досліджень** є обґрунтування ролі відвалів гірських порід як чинника підтоплення прилеглих територій. Для цього експериментально та теретично вирішувалися **задачі** розрахунку впливу відвалів на нижчезалягаючі гірські породи.

**Викладення основного матеріалу.** Розглянемо ситуацію, яка склалась в районі Лівобережних відвалів. На півдні Криворізького залізорудного басейну (рис. 1) у Лівобережному відвалі, який займає площу 900 га, складовано 270 млн. м<sup>3</sup> гірської маси. Навколо відвалу спостерігається значна кількість за-

болочених ділянок, а біля с. Новоселівка розвиваються зсувні явища на лівому березі р. Інгулець, які зруйнували половину селища [2].

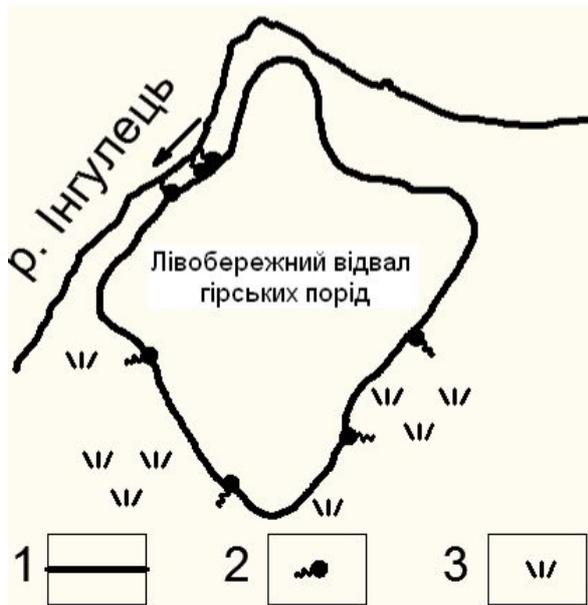


Рис. 1. Схема Лівобережного відвалу та прилягаючих до нього територій [3]. Умовні позначення: 1 – площа відвалу; 2 – джерела підземних вод; 3 – ділянки підтоплення та забруднення.

підйому ґрунтових та процесів підтоплення з відвалами гірських порід не настільки явні. Для встановлення цих зв'язків проведені теоретичне моделювання [3] та три серії експериментальних досліджень на одометрі.

Населення с. Новоселівка використовує для питних потреб лише привізну воду, вода ж з колодязів має загальну мінералізацію в залежності від сезону 1,5-3,5 г/дм<sup>3</sup>. Причини підтоплення і забруднення поверхневих і підземних вод тут пов'язують з впливом ставка-накопичувача високомінералізованих вод в б. Свистунова (рис. 2) [2]. Дійсно, повністю виключити вплив ставка-накопичувача не можна, разом з тим і ділянки підтоплення, і джерела просторово тяжіють до тіла відвалу. Це свідчить про суттєвий вплив відвалу на процеси підтоплення і забруднення прилеглих територій.

Розглянемо процеси, що призводять до підтоплення і забруднення білявідвальних територій. Причини забруднення поверхневих, підземних вод і ґрунтів достатньо детально розглянуті в роботі [2, 3]. Зв'язок

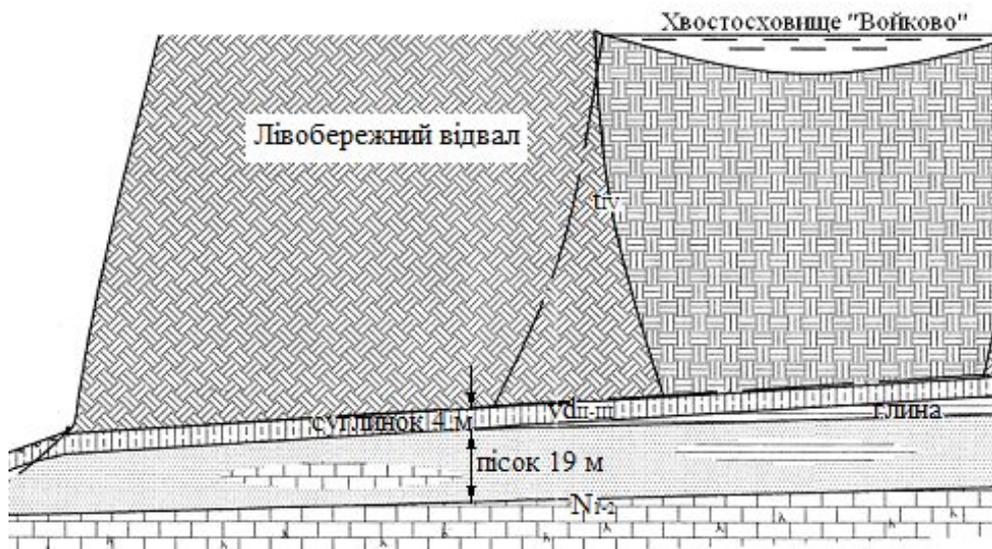


Рис. 2. Розріз геологічної моделі Лівобережного породного відвалу [2]

Теоретичні розрахунок осадки основи, що виникає під тиском маси Лівобережного відвалу з хвостосховищем «Войково», виконувався з використанням розрахункової схеми лінійно-деформованого шару [4]. При цьому масив відвалу був умовно прийнятий однорідним з співвідношенням розкривних порід (сланці, кварцити) і відходів збагачення (окислені залізисті кварцити) 1:1. Середня щільність відвальних порід прийнята  $\rho=2900 \text{ кг/м}^3$ . В результаті теоретичного моделювання були отримані такі результати: максимальному тиску  $P^{max}_5=2958 \text{ кН/м}^2$  від уступу висотою 102 м відповідає осадка  $S^{max}_5=2,689 \text{ м}$ , а мінімальному тиску  $P^{min}_1=638 \text{ кН/м}^2$  від уступу висотою 22 м – осадка  $S^{min}_1=0,462 \text{ м}$ , середня осадка по всьому відвалу складає 1,72 м. Така осадка основи відвалу приводить до зменшення пористості і, як наслідок, коефіцієнтів фільтрації у нижчезалягаючих породах, а також до зменшення об'єму неогенового водоносного горизонту, представленого пісками.

Зменшення потужності водоносного горизонту в середньому на 1,72 м по висоті призведе до зменшення питомої витрати на  $\Delta q=0,01984 \text{ м}^2/\text{добу}$ . Проте приведений розрахунок не враховує зміну коефіцієнта фільтрації внаслідок осадки основи відвалу, що в свою чергу значно зменшить отриману питому витрату. Оскільки прибуткова частина водного балансу території досліджень стала, то можна припустити наступне. Перерозподіл атмосферних опадів, зміна коефіцієнта фільтрації водоносного горизонту призведе до збільшення прибуткової складової ґрунтових вод на територіях прилеглих до відвалу.

Експериментальні дослідження проводились на однорідних зразках пісків та двошарових моделях пісків з глинами. Результати експериментальних досліджень наведені на рис. 3, 4.

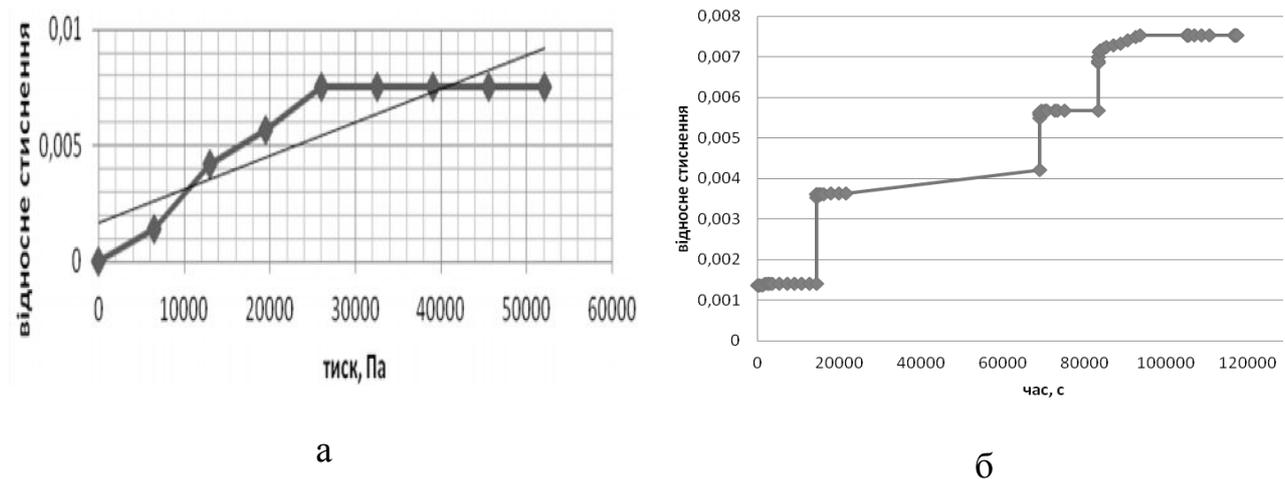


Рис. 3. Крива залежності відносного стиснення від тиску  $E=f(P)$  (а) і від часу  $E=f(T)$  (б) зразка середньозернистого піску пористістю  $n=29,5\%$ , вологістю  $\beta=1,25\%$ .

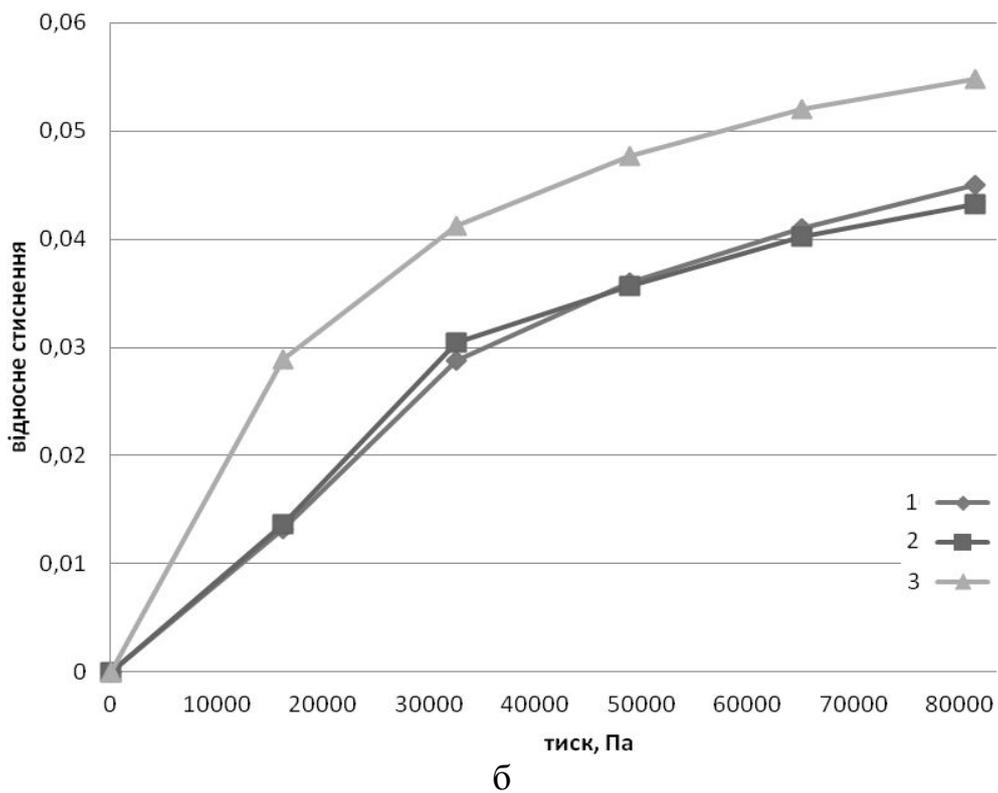
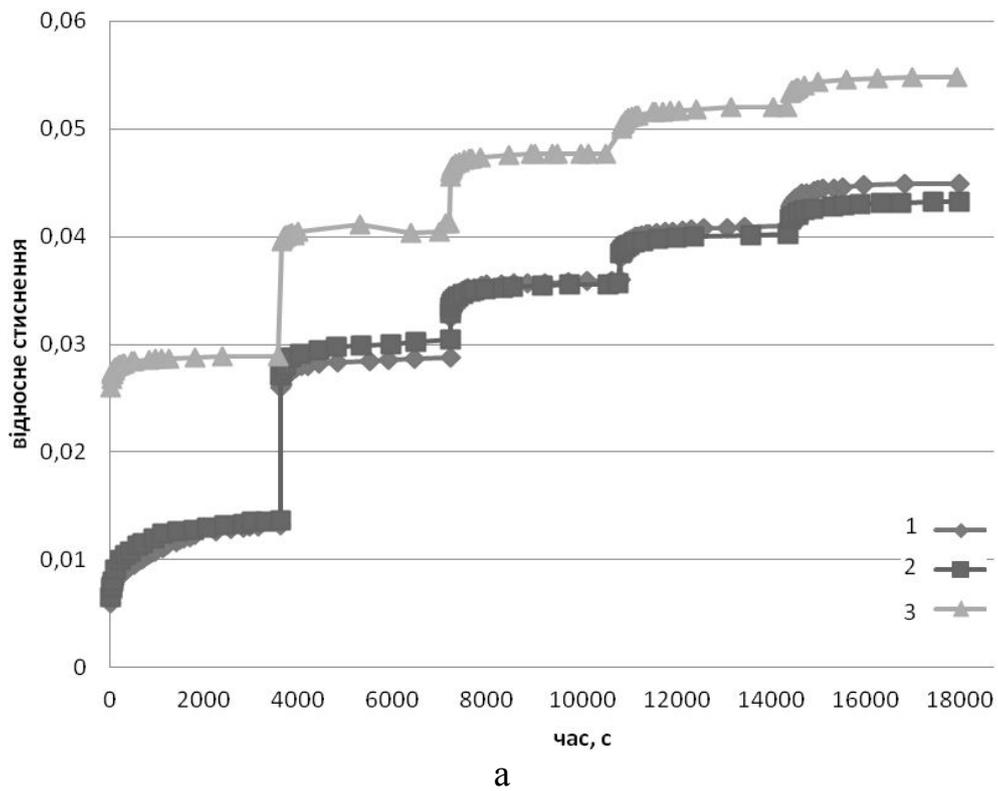


Рис. 4. Криві залежності відносного стиснення від тиску  $E=f(P)$  (а) і від часу дослідження  $E=f(T)$  (б) зразків піску і глини в співвідношенні 4:1: 1, 2 – піску середньозернистого ( $n=32\%$ ,  $\beta=8,64\%$ ) і глини ( $n=50\%$ ,  $\beta=10,21\%$ ); 3 – піску середньозернистого ( $n=32\%$ ,  $\beta=16,05\%$ ) і глини ( $n=50\%$ ,  $\beta=13,09\%$ ).

Інтерпретація результатів експериментальних досліджень для природних умови дозволяє у першому приближенні зробити наступні висновки і розрахунки. Пористість піску під час експериментів зменшується під дією навантажень на 3-4 %, тобто піски ущільнюються, потужність їх зменшується, а вода з водоносного горизонту повинна дрениватися у р. Інгулець або поповнювати водоносні горизонти прилеглих до відвалу територій. Прості розрахунки показують, що при потужності водоносного горизонту пісків у середньому 19 м, в них відбудеться усадка на 0,57-0,76 м. Суглинки, глини ущільнюються значно більше, їх пористість зменшується на 15-20 %, тобто середня потужність шару глин 4 м в природних умовах зменшиться на 0,60-0,80 м.

В цілому, враховуючи результати експериментів, можна казати, що загальна потужність шарів суглинків і пісків неогену зменшиться загалом на 1,17-1,56 м, що не суперечить теоретичним розрахункам. Більш того, навантаження на зразки гірських порід у жодному експерименті не досягали значень, які використовувались у теоретичних розрахунках, тобто треба очікувати ще більшого ущільнення суглинків і пісків та зменшення їх потужності.

На підставі теоретичних розрахунків, експериментальних досліджень, відомих факторів можна сформулювати трьохстадійну модель впливу відвалу на нижчезалягаючі породи та на прилеглі до нього території.

I стадія. Перша стадія проходить при навантаженнях до  $116 \text{ кН/м}^2$  (до 4 м відвальних порід). На цій стадії суглинки і глини – пластичні, вони частково вижимаються з під відвалу, проникають між уламками відвальних порід та у нижчезалягаючі піски. Поступово зменшується пористість пісків за рахунок стиснення на 3-4 %, а також насичення глинами.

II стадія. Під час формування першого уступу відвалу (висота до 12 м) тиск на залягаючі нижче породи не перевищує  $348 \text{ кН/м}^2$  (рис. 5-а). В породах відбуваються наступні зміни: піски водоносного горизонту ущільнюються, їх пористість зменшується, водообільність горизонту теж зменшується; суглинки під дією тиску проникають у нижчезалягаючий шар пісків, зменшуючи тим самим їх коефіцієнт фільтрації, а також у відвальні породи. Крім того під дією навантажень суглинки та глини повинні переходити у щільні зцементовані породи (аргіліти та алевроліти) і втрачати пластичність. Зменшення пористості водоносного горизонту призводить до зміни коефіцієнта фільтрації і, як наслідок цього, залишки води перерозподіляються в водоносні горизонти прилеглих до відвалу територій. За рахунок цього рівень ґрунтових вод на прилеглих територіях підіймається, що приводить до підтоплення та заболочування земель.

III стадія. Зростання відвалу до четвертого уступу (навантаження до  $2088 \text{ кН/м}^2$ ) призводить до крихких деформацій в алевролітах і аргілітах, оскільки тиск у різних частинах відвалу нерівномірний (рис. 5-б). Додаткове вібраційне навантаження створює залізничний транспорт, що переміщуються по другому уступу, та вантажні автомобілі, дорога для яких прокладена зверху відвала. Таким чином в аргілітах формуються розриви, зони підвищеної тріщинуватості по яким забруднені атмосферні опади з відвалу мігрують у водоносний неогеновий горизонт. Звідти забруднення розповсюджується на прилеглі до відвалу території.

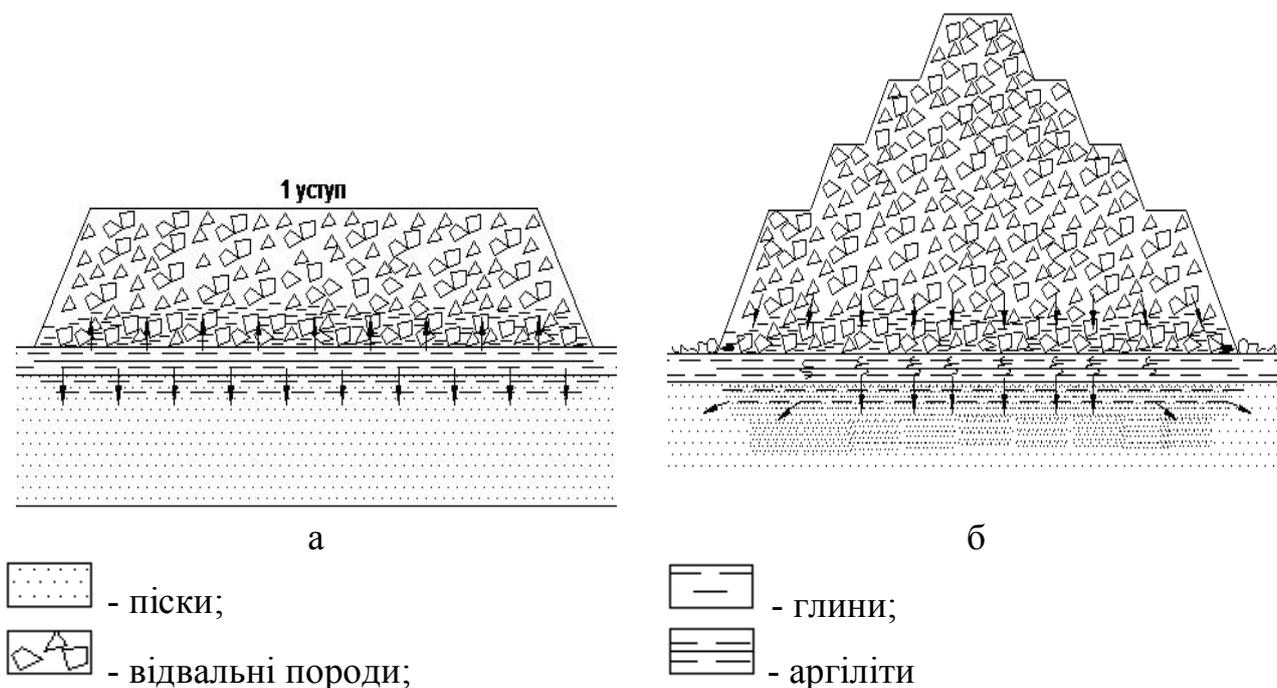


Рис. 5. Схема другій (а) і третій (б) стадії моделі впливу відвалу на нижчезалягаючі породи та прилеглі до відвалу території

**Висновки.** Таким чином експериментальні та теоретичні дослідження показали, що відвали гірських порід мають суттєвий вплив на екологічний стан прилеглих територій і його необхідно враховувати під час проектування та формування відвалів.

#### Список літератури

1. Національна доповідь про стан навколишнього середовища в Україні у 2010 році. – К.: Центр екологічної освіти та інформації, 2011. – 254 с.
2. Ракуляк В.В. Дослідження гідрологічного та гідрогеологічного режиму та визначення джерел забруднення р. Інгулець в районі діяльності підприємств Кривбасу у Дніпропетровській області / В.В. Ракуляк, В.В. Дем'янов // Звіт. Том 1 – Дніпропетровськ: «ДНПРОДІП-РОВОДГОСП», 2007 – 120 с.
3. Орлинская О.В. Модель физико-химических преобразований в левобережных отвалах ЮГОКа / Наук. вісн. НГУ // О.В. Орлинская, О.А. Терешкова, А.А. Алексеев. – 2005. – № 9. – С. 99-102.
4. Строительные нормы и правила СНиП 2.02.01-83 (1995): Основания зданий и сооружений. – Москва 1995. – Электронный ресурс. – Режим доступа: <http://info-build.com.ua/normativ/detail.php?ID=40690>

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 20.04.2012*

## МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРЫ ПРИ АВАРИЙНОМ ВЫБРОСЕ ХИМИЧЕСКИ ОПАСНОГО ВЕЩЕСТВА

Розглянута чисельна модель забруднення атмосфери при аварійних викидах. Наводяться результати обчислювального експерименту.

Рассмотрена численная модель загрязнения атмосферы при аварийных выбросах. Приводятся результаты вычислительного эксперимента.

A numerical model to simulate the atmosphere pollution after accident ejections is considered. The model is based on the K-gradient transport model and equation of potential flow. The results of numerical experiment are presented.

**Введение.** В настоящее время, в области экологической безопасности, особое внимание привлекают задачи прогноза аварийного загрязнения атмосферы химически опасными веществами [1]. Особую опасность представляют залповые выбросы, когда в атмосферу за малый промежуток времени поступают токсичные газы. Актуальность данной задачи связана с тем, что даже при небольших объемах эмиссии опасных веществ, в атмосфере может образоваться достаточно обширная зона загрязнения и создается риск токсичного поражения людей. Поэтому получение научно – обоснованной информации о размерах и интенсивности зоны химического заражения при разработке ПЛАСа (план ликвидации аварийной ситуации) – остается важной прикладной задачей. На практике для решения этой задачи применяют нормативную методику [5], но эта методика имеет ряд существенных недостатков: в ней нет учета атмосферных процессов рассеивания – конвекции и диффузии, методика не позволяет рассчитать динамику загрязнения атмосферы и выявить изменение формы зоны химического загрязнения с течением времени и т.д. Поэтому для оценки масштаба угрозы при аварии следует использовать более адекватные математические модели. Целью данной работы является построение численной модели аварийного загрязнения атмосферы, которая дает возможность рассчитывать процесс рассеивания химически опасных веществ в атмосфере с учетом основных физических факторов, влияющих на этот процесс.

**Математическая модель.** Для моделирования динамики загрязнения атмосферы при аварийном выбросе химически опасного вещества используется двухмерное уравнение переноса [2–4]

$$\frac{\partial \varphi}{\partial t} + \frac{\partial u\varphi}{\partial x} + \frac{\partial v\varphi}{\partial y} + \bar{\sigma}\varphi = \mu\Delta\varphi + \sum_{i=1}^N q_i(t)\delta(r - r_i),$$

где  $u$ ,  $v$  – компоненты вектора скорости воздушного потока;  $r_i$  – координаты точечного источника выброса,  $r_i = (x_i, y_i)$ ;  $\varphi$  – усредненное по высоте переноса значение концентрации токсичного газа;  $\mu$  – турбулентный коэффициент атмосферной диффузии;  $\bar{\sigma}$  – коэффициент, учитывающий изменение concentra-

ции токсичного газа в атмосфере за счет химических реакций, вымывания осадками;  $q_i$  – усредненное значение мощности эмиссии токсичного газа;  $\delta(x - x_i), \delta(y - y_i)$  – дельта-функция Дирака;  $x_i, y_i$  – координаты расположения точечного источника эмиссии;  $t$  – время.

Процесс выброса опасного вещества при аварии моделируется действием точечного источника интенсивности  $q$ , который осуществляет эмиссию химически опасного вещества в течении заданного времени  $t$ . При малых значениях времени  $t$  уравнение (1) моделирует рассеивание загрязняющего вещества в атмосфере при аварийных выбросах типа «разрыв газопровода» и т.п.

Постановка краевых условий для уравнения переноса рассмотрено в работах [3,4]

**Метод решения.** Для численного интегрирования уравнения рассеивания опасного вещества в атмосфере (1) применяется неявная разностная схема, разработанная в работе [3]. Расчет проводится на равномерной разностной сетке. Рассмотрим основные принципы построения данной схемы

Производную за временем аппроксимируем разделенной разностью «назад»:

$$\frac{\partial \varphi}{\partial t} = \frac{\varphi_{i,j}^{n+1} - \varphi_{i,j}^n}{\Delta t}.$$

Конвективные производные запишем в виде

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial u \varphi}{\partial x} &= \frac{\partial u^+ \varphi}{\partial x} + \frac{\partial u^- \varphi}{\partial x}, \\ \frac{\partial v \varphi}{\partial y} &= \frac{\partial v^+ \varphi}{\partial y} + \frac{\partial v^- \varphi}{\partial y}, \end{aligned} \right\}$$

$$\text{где } u^+ = \frac{u + |u|}{2}; \quad u^- = \frac{u - |u|}{2}; \quad v^+ = \frac{v + |v|}{2}; \quad v^- = \frac{v - |v|}{2}.$$

Аппроксимируем конвективные производные разделенными разностями «против потока» на верхнем временном слое следующим образом:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial u^+ \varphi}{\partial x} &\approx \frac{u_{i+1,j}^+ \varphi_{i,j}^{n+1} - u_{i,j}^+ \varphi_{i-1,j}^{n+1}}{\Delta x} & L_x^+ \varphi^{n+1}, \\ \frac{\partial u^- \varphi}{\partial x} &\approx \frac{u_{i+1,j}^- \varphi_{i+1,j}^{n+1} - u_{i,j}^- \varphi_{i,j}^{n+1}}{\Delta x} & L_x^- \varphi^{n+1}, \\ \frac{\partial v^+ \varphi}{\partial y} &\approx \frac{v_{i,j+1}^+ \varphi_{i,j}^{n+1} - v_{i,j}^+ \varphi_{i,j-1}^{n+1}}{\Delta y} & L_y^+ \varphi^{n+1}, \\ \frac{\partial v^- \varphi}{\partial y} &\approx \frac{v_{i,j+1}^- \varphi_{i,j+1}^{n+1} - v_{i,j}^- \varphi_{i,j}^{n+1}}{\Delta y} & L_y^- \varphi^{n+1}. \end{aligned} \right\}$$

Компоненты скорости  $u$  будем определять на вертикальных гранях разно-

стных ячеек, а компоненты скорости  $v$  - на горизонтальных гранях.

Вторые производные аппроксимируем так:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial}{\partial x}(\mu_x \frac{\partial \varphi}{\partial x}) &\approx \tilde{\mu}_x \frac{\varphi_{i+1,j}^{n+1} - \varphi_{i,j}^{n+1}}{\Delta x^2} - \tilde{\mu}_x \frac{\varphi_{i,j}^{n+1} - \varphi_{i-1,j}^{n+1}}{\Delta x^2} & M_{xx}^- \varphi^{n+1} + M_{xx}^+ \varphi^{n+1}, \\ \frac{\partial}{\partial y}(\mu_y \frac{\partial \varphi}{\partial y}) &\approx \tilde{\mu}_y \frac{\varphi_{i,j+1}^{n+1} - \varphi_{i,j}^{n+1}}{\Delta y^2} - \tilde{\mu}_y \frac{\varphi_{i,j}^{n+1} - \varphi_{i,j-1}^{n+1}}{\Delta y^2} & M_{yy}^- \varphi^{n+1} + M_{yy}^+ \varphi^{n+1}. \end{aligned} \right\}$$

Здесь  $L_x^+, L_x^-, L_y^+, L_y^-, M_{xx}^+, M_{xx}^-, M_{yy}^+, M_{yy}^-$  - условные обозначения разностных операторов [3]. С учетом приведенных выше обозначений запишем разностный аналог уравнения переноса

$$\begin{aligned} &\frac{\varphi_{i,j}^{n+1} - \varphi_{i,j}^n}{\Delta t} + L_x^+ \varphi^{n+1} + L_x^- \varphi^{n+1} + L_y^+ \varphi^{n+1} + L_y^- \varphi^{n+1} + \sigma \varphi_{i,j}^{n+1} = \\ &= (M_{xx}^+ \varphi^{n+1} + M_{xx}^- \varphi^{n+1} + M_{yy}^+ \varphi^{n+1} + M_{yy}^- \varphi^{n+1}) + q_{i,j} \delta_{i,j}. \end{aligned}$$

Расщепим данное разностное уравнение на четыре разностных уравнения так, чтобы на каждом шаге учитывалось лишь одно направление переноса примеси, обусловленное знаком при конвективных производных. В этом случае разностные уравнения имеют вид [3]:

на первом шаге расщепления  $k = \frac{1}{4} + n$ :

$$\begin{aligned} &\frac{\varphi_{i,j}^k - \varphi_{i,j}^n}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^+ \varphi^k + L_y^+ \varphi^k) + \frac{\sigma}{4} \varphi_{i,j}^k = \\ &= \frac{1}{4}(M_{xx}^+ \varphi^k + M_{xx}^- \varphi^k + M_{yy}^+ \varphi^n + M_{yy}^- \varphi^n) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l, \end{aligned}$$

на втором шаге расщепления  $k = n + \frac{1}{2}; c = n + \frac{1}{4}$ :

$$\begin{aligned} &\frac{\varphi_{i,j}^k - \varphi_{i,j}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^- \varphi^k + L_y^- \varphi^k) + \frac{\sigma}{4} \varphi_{i,j}^k = \\ &= \frac{1}{4}(M_{xx}^- \varphi^k + M_{xx}^+ \varphi^c + M_{yy}^- \varphi^k + M_{yy}^+ \varphi^c) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l, \end{aligned}$$

на третьем шаге расщепления  $k = n + \frac{3}{4}; c = n + \frac{1}{2}$ :

$$\begin{aligned} &\frac{\varphi_{i,j}^k - \varphi_{i,j}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^+ \varphi^k + L_y^- \varphi^k) + \frac{\sigma}{4} \varphi_{i,j}^k = \\ &= \frac{1}{4}(M_{xx}^- \varphi^{\tilde{n}} + M_{xx}^+ \varphi^k + M_{yy}^- \varphi^k + M_{yy}^+ \varphi^c) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l, \end{aligned}$$

на четвертом шаге расщепления  $k = n + 1; c = n + \frac{3}{4}$ :

$$\frac{\varphi_{i,j}^k - \varphi_{i,j}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^- \varphi^k + L_y^+ \varphi^k) + \frac{\sigma}{4} \varphi_{i,j}^k =$$

$$= \frac{1}{4}(M_{xx}^- \varphi^k + M_{xx}^+ \varphi^c + M_{yy}^- \varphi^c + M_{yy}^+ \varphi^k) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l.$$

Расчет неизвестного значения концентрации токсичного газа определяется по явной схеме на каждом дробном шаге.

**Реализация модели.** На основе рассмотренной математической модели разработана программа расчета уровня загрязнения атмосферы при аварийных выбросах химически опасных веществ. Для реализации модели необходимо ввести следующую информацию:

1. размеры расчетной области.
2. скорость и направление ветра, значение коэффициента турбулентной диффузии.
3. координаты места аварийного выброса химически опасного вещества.
4. промежуток времени, в течение которого действовал источник выброса.
5. интенсивность выброса химически опасного вещества при аварии.

Разработанная модель применена для решения следующей задачи. Рассматривается аварийный выброс аммиака на промышленном объекте. На промплощадке располагается несколько зданий, где находится производственный персонал. Вблизи объекта расположена жилая застройка.

Параметры задачи: размеры расчетной области: 500 м x 500 м; высота осреднения – 50 м; интенсивность выброса – 6000 г/с;  $u = 3$  м/с; значения коэффициента диффузии  $1 \text{ м}^2/\text{с}$ ; аварийный выброс происходит в течении 10 с;  $\sigma = 0$ .

Результаты решения задачи показаны на рис. 1, 2, где представлена зона загрязнения атмосферы на промплощадке для двух моментов времени.

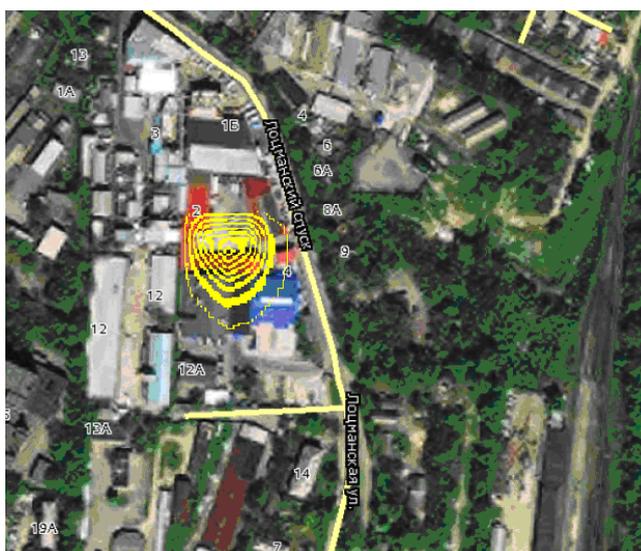


Рис. 1. Зона загрязнения атмосферы для момента времени  $t = 27$  с после аварии



Рис. 2. Зона загрязнения атмосферы для момента времени  $t = 61\text{с}$  после аварии

Из данных рисунков видно, что зона загрязнения имеет вид близкий к окружности, но видно вытягивание этой зоны в направлении ветра. Видно, что за достаточно короткий промежуток времени зона загрязнения накрыла значительную часть расположенных вблизи места аварии. Очевидно, что за такой короткий промежуток времени люди не смогут покинуть здания. Поэтому в случае возможной аварии на объекте создаётся большой риск токсичного поражения людей.

**Выводы.** В работе рассмотрено численное решение задачи о загрязнении атмосферы при аварийном выбросе химически опасного вещества. Проведенный вычислительный эксперимент показал эффективность построенной численной модели. Дальнейшее совершенствование данного направления необходимо вести по созданию гидродинамической модели переноса загрязнителя в атмосфере.

#### Список литературы

1. Аварии и катастрофы. Предупреждение и ликвидация последствий. Учебное пособие в 6-ти книгах / Под редакцией В. А. Котляревского и А. В. Забегаева). – М.: Из-во АСВ, 2001 – 200 с.
2. Берлянд М. Е. Прогноз и регулирование загрязнения атмосферы / Берлянд М. Е. – Л. : Гидрометеоздат, 1985. – 273 с.
3. Згуровский М. З. Численное моделирование распространения загрязнения в окружающей среде / М. З. Згуровский, В. В. Скопецкий, В. К. Хрущ, Н. Н. Беляев. – К.: Наук. думка. – 1997. – 368 с.
4. Марчук Г. И. Математическое моделирование в проблеме окружающей среды. – М.: Наука. – 1982. – 320 с.
5. Методика прогнозування наслідків впливу (викиду) небезпечних хімічних речовин при аваріях на промислових об'єктах і транспорті. – К., 2001. – 33 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.  
Надійшла до редакції 20.04.2012*

© Д.С. Пикареня, О.В. Орлинская, А.В. Зберовский, А.М. Лазников

## ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ И ФИЛЬТРАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ГИДРОТЕХНИЧЕСКОГО СООРУЖЕНИЯ В БАЛКЕ «СКАЖЕНАЯ» ВОЛЬНОГОРСКОГО ГМК

Приведены результаты исследований прочностных и фильтрационных свойств дамбы хвостохранилища на Вольногорском ГМК методом естественного импульсного электромагнитного поля Земли и даны рекомендации по мониторингу прочностных свойств гидротехнического сооружения.

Наведені результати досліджень прочностних і фільтраційних властивостей греблі хвостосховища на Вільногірському ГМК методом природного імпульсного електромагнітного поля Землі і дані рекомендації по моніторингу прочностних властивостей гідротехнічної споруди.

The results of researches of prochnostnykh and lauter properties of dike of khvostokhranilisha are resulted on Vol'nogorskom GМК by the method of the estest-venous impulsive electromagnetic field of Earth and dany of recommendation on monitoring of prochnostnykh properties of hydrotechnical building.

**Введение.** Исследование прочностных свойств гидротехнических сооружений (ГТС) представляет собой задачу чрезвычайной важности, поскольку недоучёт явлений, происходящих в теле и основании плотин и дамб ГТС может привести к серьёзным техногенным авариям. Особую значимость эта проблема приобрела в Украине в связи с достаточно продолжительным сроком эксплуатации ГТС, например, водохранилищ, шламоохранилищ или хвостохранилищ жидких отходов горного, химического и др. производств. Большая масса накопленного материала и самого ГТС приводит к необратимым изменениям в подстилающих породах, что обуславливает развитие процессов замачивания грунтов, суффозии, просадки и карста. В результате, в ГТС могут образоваться зоны разнонапряженного состояния, различной прочности и устойчивости, сформироваться участки фильтрации воды через тело дамбы или плотины, что влияет на её устойчивость.

Для изучения таких явлений применяется комплекс методов, которые можно объединить в группу разрушающих и неразрушающих. К первой относятся исследовательские работы, связанные с нарушением сплошности подстилающих грунтов, ко вторым – дистанционные, и прежде всего, геофизические методы. Эти группы методов резко различаются по стоимости работ, времени на их проведение и качеству получаемых результатов, поэтому рационально, сначала проводить дистанционные работы как более быстрые и менее затратные, а затем детально изучать участки с измененными прочностными и фильтрационными свойствами.

Из множества геофизических методов для обследования ГТС применимы электроразведочные – вертикальное электрическое зондирование (ВЭЗ) и естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИЭМПЗ).

Метод ЕИЭМПЗ относится к группе электроразведочных геофизических методов и используется для решения геологических и инженерно-

геологических задач, в т.ч. для исследования напряженно-деформированного состояния искусственных техногенных инженерно-геологических объектов. Его физический смысл основан на генерации электромагнитного поля горными породами, находящимися под воздействием механических сил сжатия или растяжения [1-3]. По мере изменения напряжений скачкообразно изменяется уровень электромагнитного поля, что находит своё отражение в уменьшении или увеличении количества электромагнитных импульсов за единицу времени. Эти импульсы, их энергия, амплитуда и частота следования измеряются специальной аппаратурой. Лабораторные исследования показали, что по мере усиления напряжений (давления) происходит увеличение количества импульсов электромагнитного поля [4]. Этот же эффект наблюдается и при растягивающих напряжениях. В момент разрушения сплошности породы и образования трещины скола или отрыва количество импульсов резко уменьшается и в дальнейшем остается очень малым. В случае заполнения трещин водой или растворами происходит ещё большее поглощение импульсов электромагнитного поля. Анализируя схему количества импульсов ЕИЭМПЗ в теле гидротехнического сооружения и прилегающих участках можно выделять зоны сооружения, находящиеся в разном напряженном состоянии и прогнозировать области обводнения, замачивания и фильтрации подземных вод через неё.

**Цель и задачи исследований** – выполнить качественную оценку прочностных и фильтрационных свойств дамбы хвостохранилища в балке «Скаженная» на Вольногорском ГМК методом естественного импульсного электромагнитного поля Земли и разработать рекомендации по мониторингу прочностных свойств этого гидротехнического сооружения.

**Результаты исследований.** Для проведения измерений использовался микропроцессорный индикатор электромагнитного поля МИЭМП-14/4 (Серия «СИМЕИЗ»). Внешний вид прибора МИЭМП-14/4 приведен на рис. 1.

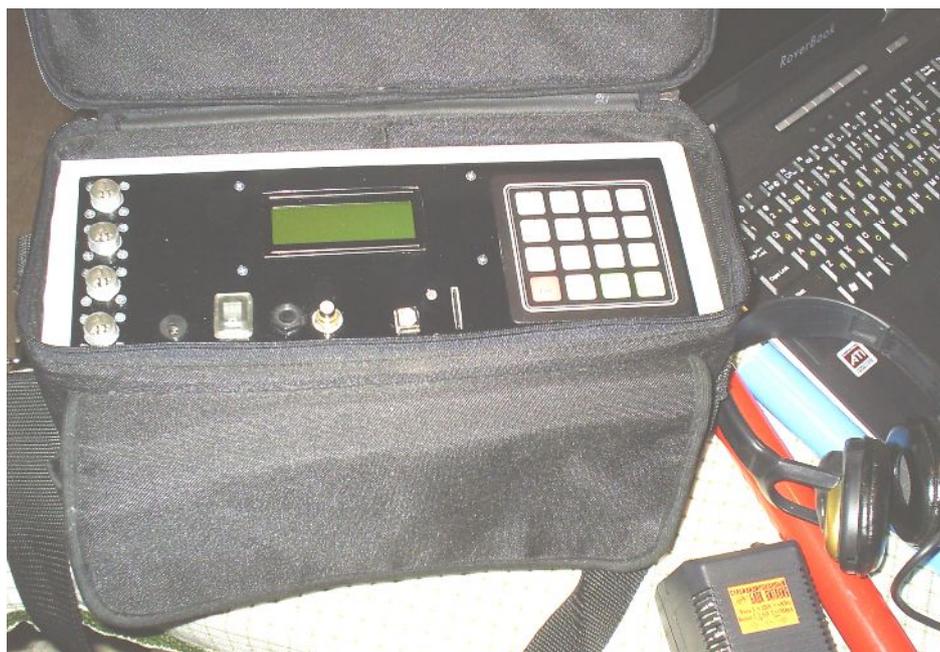


Рис. 1. Внешний вид прибора МИЭМП-14/4

Прибор МИЭМП-14/1 предназначен для изучения ЕИЭМПЗ, а также электромагнитного поля техногенного происхождения в лабораторных и полевых условиях. Прибор позволяет определять количество импульсов ЕИЭМПЗ за время измерения с относительной погрешностью в пределах  $\pm 10\%$  и находить процентное соотношение суммарной длительности сигнала, превысившего динамический диапазон, к времени измерения («процент зашкала») с погрешностью в пределах  $\pm 10\%$ . Прибор позволяет регистрировать и сохранять сигналы ЕИЭМПЗ в энергонезависимой памяти (флэш-карта). После переноса зарегистрированных данных в компьютер программное обеспечение позволяет просматривать сигналы ЕИЭМПЗ на экране монитора и выполнять их анализ и обработку. Рабочие условия эксплуатации прибора: температура окружающей среды от  $-10\text{ }^{\circ}\text{C}$  до  $45\text{ }^{\circ}\text{C}$ ; относительная влажность до  $80\%$  при  $25\text{ }^{\circ}\text{C}$ ; атмосферное давление от 450 до 800 мм. рт. ст.

Для выполнения исследований на горизонтальной площадке бермы дамбы через 5 м разбивались профили, а на них через 2,4–2,7 м – точки наблюдения. Количество профилей в зависимости от ширины бермы составило: на отметке +133,00 м – 2 профиля; на отметке +130,50 м – 3 профиля; на отметке +128,00 м – 4 профиля. Проведено обследование основного тела дамбы шириной до 100 м по 9 профилям длиной 650–670 м каждый. Суммарная длина профилей составила 5600 м, суммарное количество точек наблюдения – 2225 шт.

Привязка концов профилей на местности осуществлялась при помощи GPS приёмника «Garmin-72» в прямоугольных метрических координатах, им же фиксировались направления и особо характерные участки проявления геологических процессов. Привязка профилей к плану «Балка Скаженная» масштаба 1:1000 осуществлялась по положению имеющихся пьезомерических скважин ПМ-1 и ПМ-9, а также координатной сетке, перенесенной с плана на карты-схемы ЕИЭМПЗ.

Измерения количества импульсов ЕИЭМПЗ на точке наблюдения проводились по трём антеннам. Одна из них была ориентирована вдоль дамбы, другая – поперёк, третья – вертикально вниз. По всем трём антеннам были построены карты-схемы плотности потока импульсов ЕИЭМПЗ в масштабе 1:1000.

При интерпретации полученных результатов использовались также данные визуального исследования дамбы, сведения и архивные материалы гидротехнических наблюдений Вольногорского ГМК.

Анализ карты-схемы плотности потока ЕИЭМПЗ, полученной по данным антенны, ориентированной параллельно сооружению, показал, что плотность потока импульсов ЕИЭМПЗ в целом для сооружения невысокая. Вместе с тем, выделяются участки с повышенными значениями плотности потока импульсов с координатами по оси абсцисс: 80180–80250 м, 80360–80420 м, 80510–80550 м, что является признаками возможного формирования инженерно-геологических изменений.

Подобная картина, только менее контрастно, прослеживается и на карте-схеме для антенны, ориентированной поперек сооружения.

Для вертикальной антенны карта плотности потока импульсов ЕИЭМПЗ крайне невыразительна, что объясняется, по-видимому, незначительным повышением влажности грунта на этом участке сооружения.

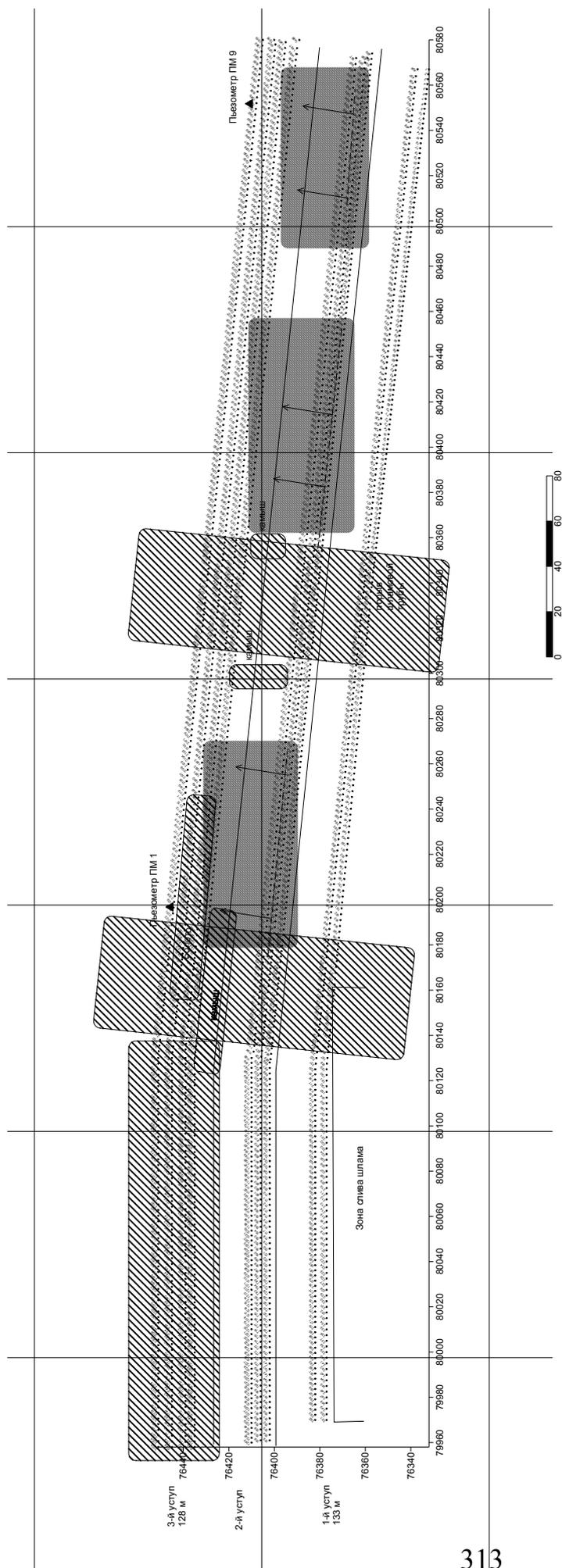


Рис. 2. Результирующая карта-схема интерпретации ЕИЭМПЗ по дамбе хвостохранилища в балке «Скаженная»  
Вольногорского ГМК (М 1:1000)

Условные обозначения:

- штриховка – зоны обводнения и повышенной фильтрации в теле дамбы;
- черепица – участки возможного развития инженерно-геологических изменений;
- линии со стрелками – вероятные плоскости и направления деформаций.

По результатам исследований была составлена результирующая карта-схема интерпретации ЕИЭМПЗ и установлены зоны инженерно-геологических процессов. Результирующая карта-схема интерпретации ЕИЭМПЗ по дамбе хвостохранилища в балке «Скаженная» Вольногорского ГМК приведена на рис. 2.

На результирующей карте-схеме видно, что плотность потока импульсов ЕИЭМПЗ в целом для сооружения невысокая, на уровне низких и средних значений. Вместе с тем, выделяются участки с повышенными значениями плотности потока импульсов, они окружены областями малых значений. Возможно, в данных местах возникают локальные деформации тела ГТС, которые, с учетом общей ситуации, вызваны растягивающими напряжениями и являются признаками возможного развития инженерно-геологических изменений. Разделены такие участки зонами с низкими значениями плотности потока импульсов, что свидетельствует о повышенной фильтрации воды через тело дамбы.

На нижнем участке сооружения наблюдаются промоины, вызванные атмосферными осадками.

Изучение изменения уровня грунтовых вод по пьезометрическим скважинам на хвостохранилище «Балка Скаженная» по данным наблюдений гидрологической службы Вольногорского ГМК, позволяет сделать выводы, что изменение уровня грунтовых вод вызвано повышением уровня воды в хвостохранилище.

Максимальные колебания уровня наблюдались в 2010 году, а в 2011 году все пьезометры фиксируют минимальную глубину техногенного горизонта. Наиболее значительные изменения уровня фиксируются пьезометрами в нижнем бьефе.

#### **Выводы и практические рекомендации по работе:**

- Выполнен комплекс полевых и камеральных работ по качественной оценке прочностных и фильтрационных свойств гидротехнического сооружения хвостохранилища в балке «Скаженная» Вольногорского ГМК методом изучения естественного импульсного электромагнитного поля Земли;

- С использованием микропроцессорного индикатора электромагнитного поля МИЭМП-14/4 (Серия «СИМЕИЗ») проведено обследование основного тела дамбы шириной до 100м по 9 профилям длиной 650-670м каждый. Суммарная длина профилей составила 5600м, суммарное количество точек наблюдения – 2225шт;

- Выполнены измерения плотности потока (количества импульсов) ЕИЭМПЗ на каждой точке наблюдения одновременно по трём антеннам, ориентированных вдоль дамбы, поперёк и вертикально вниз. По всем трём антеннам построены карты-схемы плотности потока импульсов ЕИЭМПЗ в масштабе 1:1000;

- Установлено, что по длине дамбы наблюдаются участки пониженной плотности потока импульсов ЕИЭМПЗ, что свидетельствует о поглощении электромагнитного излучения в этих местах и может быть связано с повышенным обводнением тела дамбы;

- Составлена результирующая карта-схема интерпретации поля ЕИЭМПЗ в масштабе 1:1000, по которой можно оценивать зоны возможного развития инженерно-геологических процессов в теле дамбы;

- Анализ данных изменения уровня грунтовых вод на дамбе «Балка Скаже-ная» позволяет выделить зоны с повышенным влагосодержанием грунтов, кото-рые оказывают влияние на прочностные и фильтрационные свойства тела дамбы. Эти зоны требуют дополнительных наблюдений и полевых исследований;

- Рекомендуется, для недопущения развития промоин и оврагов на склонах дамбы после сильных дождей или таяния снега, регулярно засыпать образовав-шиеся промоины, а также очищать водоприёмные лотки, обеспечивать беспре-пятственный сброс поверхностных вод с тела дамбы в тальвег балки;

- Целесообразно со стороны шламохранилища дополнительно намыть пе-сок, тем самым увеличить мощность песчаного пляжа и отдалить свободную воду вглубь хвостохранилища;

- Рекомендуются регулярные наблюдения за пьезометрами с частотой не реже одного раза в месяц, оптимально – через 10 дней, для изучения динамики колебания уровней грунтовых вод, особенно в период таяния снега или обиль-ного выпадения дождя. Возможно также бурение скважин на предмет опреде-ления влажности грунтов.

#### Список литературы

1. Воларович М. П., Соболев Г. А., Пархоменко Э. И. Пьезоэлектрический эффект пег-матитовых и кварцевых жил // Изв. АН СССР, сер. физ. – 1962. – № 2. – С. 145–152.
2. Воробьев А. А. Физические условия залегания и свойства глубинного вещества. Вы-сокие электрические поля в земных недрах. – Томск: Изд-во политехн. ин-та, 1975. – 296 с.
3. Пикареня Д. С. Опыт применения метода естественного импульсного электромагни-тного поля Земли (ЕИЭМПЗ) для решения инженерно-геологических и геологических задач / Д.С. Пикареня, О. В. Орлинская. – Днепропетровск: Изд-во «СВИДЛЕР», 2009. – 120 с.
4. Орлинская О. В. О влиянии электромагнитных полей на образование гидротермально – метасоматических рудных формаций/ О. В. Орлинская, Д. С. Пикареня, Г. М. Стovas [и др.] // Зб. наук. праць УкрДГРІ. – 2007. – № 2. – С. 98–104.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Собком Б.Ю.  
Надійшла до редакції 20.04.2012*

УДК 519.6

© А.В. Зберовский

## **ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРЫ ПРИ АВАРИЙНЫХ РАЗЛИВАХ**

Розглянута двувимірна чисельна модель забруднення атмосфери при аварійних викидах хімічно-небезпечних речовин. Наводяться результати обчислювального експерименту.

Рассмотрена двухмерная численная модель загрязнения атмосферы при аварийных выбросах химически опасных выбросах. Приводятся результаты вычислительного эксперимента.

A numerical model to simulate the atmosphere pollution after accident ejections is considered . The model is based on the K-gradient transport model and equation of potential flow. The results of numerical experiment are presented.

**Введение.** Разливы химически опасных веществ на промышленных объектах, транспорте – наиболее часто встречающийся вид аварийной ситуации [1,6]. Зона разлива представляет собой источник эмиссии в атмосферу загрязнителя, причем этот источник нередко действует на протяжении достаточно большого промежутка времени. Это связано с тем, что на ликвидацию последствий аварийной ситуации может потребоваться много времени. В этой связи, при разработке ПЛАСА (план ликвидации аварийной ситуации), возникает задача прогноза уровня загрязнения атмосферы в случае аварийного разлива, с целью определения размеров и интенсивности зон химического заражения. Решение данной задачи составляет основу решения другой, особо важной задачи в области промышленной и экологической безопасности – это организация защитных мероприятий с целью минимизации возможного ущерба от аварии. Решение задачи о рассеивании опасного вещества от зоны разлива и прогнозе уровня загрязнения атмосферы при указанной аварийной ситуации может быть найдено с помощью метода математического моделирования.

Целью работы является разработка численной модели, позволяющей оперативно прогнозировать динамику загрязнения атмосферы при аварийных разливах химически опасных веществ.

**Математическая модель.** Интенсивность испарения химически опасного вещества от зоны аварийного разлива рассчитывается на базе эмпирической модели [5]

$$Q = (5,83 + 4,1V)P_H \sqrt{M}, \quad (1)$$

где  $Q$  – интенсивность испарения от зоны разлива;  $V$  – скорость ветра;  $P_H$  – давление насыщенных паров;  $M$  – молекулярная масса вещества.

Для расчета рассеивания химически опасного вещества в атмосфере, поступившего в воздушную среду от зоны разлива используется следующее уравнение [1-4]

$$\frac{\partial C}{\partial t} + \frac{\partial uC}{\partial x} + \frac{\partial vC}{\partial y} + \frac{\partial (w - w_s)C}{\partial z} = \frac{\partial}{\partial x} \left( \mu_x \frac{\partial C}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left( \mu_y \frac{\partial C}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left( \mu_z \frac{\partial C}{\partial z} \right) + \sum Q_i(t) \delta(r - r_i) \quad (2)$$

где  $C$  – концентрация загрязняющего вещества;  $u, v, w$  – компоненты вектора скорости воздушной среды;  $w_s$  – скорость оседания примеси;  $\mu = (\mu_x, \mu_y, \mu_z)$  – коэффициенты турбулентной диффузии;  $Q$  – интенсивность испарения (определяется на базе модели (1));  $\delta(r - r_i)$  – дельта-функция Дирака;  $r_i = (x_i, y_i, z_i)$  – координаты источника эмиссии.

Таким образом, зона разлива моделируется совокупностью точечных источников эмиссии, суммарный выброс которых равен испарению от зеркала свободной поверхности зоны разлива.

Для уравнения (2) ставятся следующие граничные условия [3,4]. На вертикальных плоскостях, где воздушный поток входит в расчетную область, ставится условие

$$C = C_H$$

где  $C_n$  – заданное значение концентрации опасного вещества (при проведении прогнозных расчетов часто принимают  $C_n=0$ ).

На вертикальных плоскостях, где воздушный поток выходит из расчетной области, ставится граничное условие

$$\frac{\partial C}{\partial n} = 0$$

где  $\vec{n}$  – единичный вектор внешней нормали к границе.

Данное граничное условие означает, что на этой плоскости мы не учитываем процесс диффузии.

На поверхности земли и верхней горизонтальной плоскости ставится условие отсутствия потока загрязняющего вещества

$$\frac{\partial C}{\partial n} = 0$$

Начальное условие для уравнения переноса имеет вид:  $C=0$  для  $t=0$  (начало аварии).

В разработанной модели используется равномерный профиль ветра. Коэффициенты атмосферной диффузии рассчитываются по зависимостям [2,4]

$$\begin{aligned} \mu_z &= 0,1 \text{ лз} \\ \mu_y &= 0,2 \text{ у}, \\ \mu_x &= \mu_y, \end{aligned}$$

где  $z$  – расстояние от поверхности земли.

**Метод решения.** Решение уравнения переноса определяется на равномерной разностной сетке. Численное интегрирование уравнения рассеивания опасного вещества в атмосфере проводится с помощью попеременно – треугольной разностной схемы [3]. Рассмотрим основные черты этой схемы.

Конвективные производные представим в виде:

$$\begin{aligned} \frac{\partial u C}{\partial x} &= \frac{\partial u^+ C}{\partial x} + \frac{\partial u^- C}{\partial x}, \\ \frac{\partial v C}{\partial y} &= \frac{\partial v^+ C}{\partial y} + \frac{\partial v^- C}{\partial y}, \\ \frac{\partial w C}{\partial z} &= \frac{\partial w^+ C}{\partial z} + \frac{\partial w^- C}{\partial z}, \end{aligned}$$

где  $u^+ = \frac{u + |u|}{2}$ ;  $u^- = \frac{u - |u|}{2}$ ;  $v^+ = \frac{v + |v|}{2}$ ;  $v^- = \frac{v - |v|}{2}$ ;  $w^+ = \frac{w + |w|}{2}$ ;  $w^- = \frac{w - |w|}{2}$ .

Для аппроксимации конвективных производных используем выражения [3]:

$$\begin{aligned} \frac{\partial u^+ C}{\partial x} &\approx \frac{u_{i+1,j,k}^+ C_{i,j,k}^{n+1} - u_{i,j,k}^+ C_{i-1,j,k}^{n+1}}{\Delta x} = L_x^+ C^{n+1}, \\ \frac{\partial u^- C}{\partial x} &\approx \frac{u_{i+1,j,k}^- C_{i+1,j,k}^{n+1} - u_{i,j,k}^- C_{i,j,k}^{n+1}}{\Delta x} = L_x^- C^{n+1}, \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\frac{\partial v^+ C}{\partial y} &\approx \frac{v_{i,j+1,k}^+ C_{i,j,k} - v_{i,j,k}^+ C_{i,j-1,k}}{\Delta y} = L_y^+ C^{n+1}, \\ \frac{\partial v^- C}{\partial y} &\approx \frac{v_{i,j+1,k}^- C_{i,j+1,k} - v_{i,j,k}^- C_{i,j,k}}{\Delta y} = L_y^- C^{n+1}, \\ \frac{\partial w^+ C}{\partial z} &\approx \frac{w_{i,j,k+1}^+ C_{i,j,k} - w_{i,j,k}^+ C_{i,j,k-1}}{\Delta z} = L_z^+ C^{n+1}, \\ \frac{\partial w^- C}{\partial z} &\approx \frac{w_{i,j,k+1}^- C_{i,j,k+1} - w_{i,j,k}^- C_{i,j,k}}{\Delta z} = L_z^- C^{n+1},\end{aligned}$$

где  $L_x^+ = \frac{u_{i+1,j,k}^+ C_{ijk}^{n+1} - u_{ijk}^+ C_{i-1,j,k}}{\Delta x}$ ,  $L_x^- = \frac{u_{i+1,j,k}^- C_{i+1,jk}^{n+1} - u_{ijk}^- C_{ijk}^{n+1}}{\Delta x}$ ,  $L_y^+$ ,  $L_y^-$ ,  $L_z^+$ ,  $L_z^-$  – обозначение разностных операторов при аппроксимации конвективных производных. Вторые производные аппроксимируем следующими выражениями [3]:

$$\begin{aligned}\frac{\partial}{\partial x} \left( \mu_x \frac{\partial C}{\partial x} \right) &\approx \mu_x \frac{C_{i+1,j,k}^{n+1} - C_{ijk}^{n+1}}{\Delta x^2} - \mu_x \frac{C_{i,j,k}^{n+1} - C_{i-1,j,k}^{n+1}}{\Delta x^2} = M_{xx}^- C^{n+1} + M_{xx}^+ C^{n+1} \\ \frac{\partial}{\partial y} \left( \mu_y \frac{\partial C}{\partial y} \right) &\approx \mu_y \frac{C_{i,j+1,k}^{n+1} - C_{ijk}^{n+1}}{\Delta y^2} - \mu_y \frac{C_{i,j,k}^{n+1} - C_{i,j-1,k}^{n+1}}{\Delta y^2} = M_{yy}^- C^{n+1} + M_{yy}^+ C^{n+1} \\ \frac{\partial}{\partial z} \left( \mu_z \frac{\partial C}{\partial z} \right) &\approx \mu_z \frac{C_{i,j,k+1}^{n+1} - C_{ijk}^{n+1}}{\Delta z^2} - \mu_z \frac{C_{i,j,k}^{n+1} - C_{ij,k-1}^{n+1}}{\Delta z^2} = M_{zz}^- C^{n+1} + M_{zz}^+ C^{n+1}\end{aligned}$$

В данных выражениях

$$M_{xx}^+ = -\mu_x \frac{C_{i,j,k}^{n+1} - C_{i-1,j,k}^{n+1}}{\Delta x^2}, \quad M_{xx}^- = \mu_x \frac{C_{i+1,j,k}^{n+1} - C_{i,j,k}^{n+1}}{\Delta x^2}, \quad M_{yy}^+, M_{yy}^-, M_{zz}^+, M_{zz}^- -$$

обозначения разностных операторов при аппроксимации вторых производных. С учетом этих обозначений, разностный аналог трехмерного уравнения переноса примеси будет иметь вид:

$$\begin{aligned}\frac{C_{ijk}^{n+1} - C_{ijk}^n}{\Delta t} + L_x^+ C^{n+1} + L_x^- C^{n+1} + L_y^+ C^{n+1} + L_y^- C^{n+1} + L_z^+ C^{n+1} + L_z^- C^{n+1} + \sigma C_{ijk}^{n+1} \\ = \left( M_{xx}^+ C^{n+1} + M_{xx}^- C^{n+1} + M_{yy}^+ C^{n+1} + M_{yy}^- C^{n+1} + M_{zz}^+ C^{n+1} + M_{zz}^- C^{n+1} \right)\end{aligned}$$

При интегрировании на временном интервале  $dt$  выполним расщепление данного уравнения следующим образом [3]:

на первом шаге  $k = n + \frac{1}{4}$ :

$$\begin{aligned}\frac{C_{i,j,k}^k - C_{i,j,k}^n}{\Delta t} + \frac{1}{2} \left( L_x^+ C^k + L_y^+ C^k + L_z^+ C^k \right) + \frac{\sigma}{4} C_{i,j,k}^k = \\ = \frac{1}{4} \left( M_{xx}^+ C^k + M_{xx}^- C^n + M_{yy}^+ C^k + M_{yy}^- C^n + M_{zz}^+ C^k + M_{zz}^- C^n \right),\end{aligned}\tag{2}$$

на втором шаге  $k = n + \frac{1}{2}$ ;  $c = n + \frac{1}{4}$ :

$$\begin{aligned} & \frac{C_{i,j,k}^k - C_{i,j,k}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2} (L_x^- C^k + L_y^- C^k + L_z^- C^k) + \frac{\sigma}{4} C_{i,j,k}^k = \\ & = \frac{1}{4} (M_{xx}^- C^k + M_{xx}^+ C^c + M_{yy}^- C^k + M_{yy}^+ C^c + M_{zz}^- C^k + M_{zz}^+ C^c) \end{aligned} \quad (3)$$

на третьем шаге  $k = n + \frac{3}{4}$ ;  $c = n + \frac{1}{2}$  используется формула (3);

на четвертом шаге  $k = n + 1$ ;  $c = n + \frac{3}{4}$  используется формула (3).

На пятом шаге расщепления в дискретной модели учитывается влияние источников на изменение концентрации примеси и расчетная зависимость на этом шаге имеет вид:

$$\frac{C_{i,j,k}^{5n+1} - C_{i,j,k}^{5n}}{\Delta t} = \sum_{l=1}^N \frac{q_l(t^{n+1/2})}{\Delta x \Delta y \Delta z} \delta_l.$$

Функции  $\delta_l$  тождественно равняются нулю, кроме ячеек, где расположен  $l$ -й источник загрязнения.

На основе разработанной численной модели создан специализированный пакет прикладных программ.

#### **Исходные данные для моделирования.**

Для реализации модели необходимо ввести типовые исходные данные, характеризующие аварийную ситуацию, а именно:

6. размеры расчетной области.
7. скорость и направление ветра.
8. координаты места аварийного разлива, площадь зоны разлива
9. параметры, характеризующие загрязнитель (молекулярная масса, давление насыщенных паров).
10. время, когда произошел аварийный разлив.
11. время, когда была (или может быть) ликвидирована зона разлива.

**Практическая реализация.** Рассмотрим применение разработанной численной модели для решения задачи о загрязнении атмосферы на промышленной площадке, где произошел аварийный разлив серной кислоты в поддон.

Рассматривается следующая постановка задачи. Размеры расчетной области  $670 \times 430 \times 60$  м; скорость ветра 6 м/с. Площадь зоны аварийного разлива серной кислоты составляет  $100 \text{ м}^2$ . Температура воздуха  $-20^\circ\text{C}$ . Время действия источника 2 часа.

На последующих рисунках показана зона загрязнения атмосферы на высоте 10 м от уровня земли.



Рис. 1. Зона загрязнения атмосферы для момента времени  $t=34$  с. после аварии

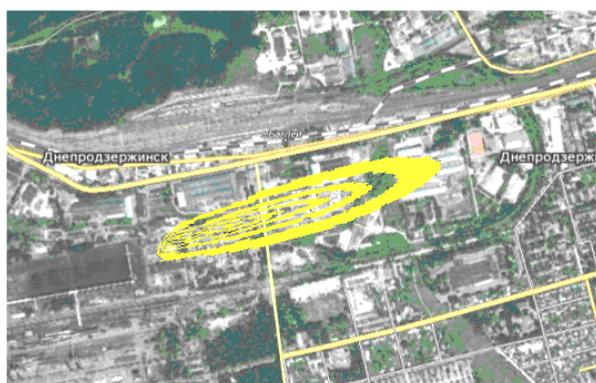


Рис. 2 Зона загрязнения атмосферы для момента времени  $t=57$  с после аварии

Как показывает результаты вычислительного эксперимента данная зона имеет вид шлейфа, ориентированного в направлении движения воздушных масс. Зона загрязнения покрывает здания, расположенные рядом с местом аварии, что создает риск токсичного поражения людей в этих зданиях. Как видно из представленных данных, примерно через 30 с после аварии длина зоны загрязнения составит порядка 200 м, а через 57 с – примерно 336 м.

Затраты компьютерного времени на решение задачи составили около 10 сек., таким образом данная модель может быть использована при проведении серийных расчетов при разработке ПЛАСа.

**Выводы.** В работе разработана трехмерная численная модель рассеивания химически опасных веществ в атмосфере, на основе которой построен метод расчета динамики загрязнения воздушной среды при аварийных разливах. Дальнейшее развитие данной модели должно быть направлено на создание численной модели для расчета рассеивания опасных веществ с учетом неравномерного профиля скорости ветра.

#### Список литературы

1. Аварии и катастрофы. Предупреждение и ликвидация последствий. Учебное пособие в 5-ти книгах / Под редакцией В. А. Котляревского и А. В. Забегаева). – М.: Из-во АСВ, 2001 – 200 с.
2. Берлянд М. Е. Прогноз и регулирование загрязнения атмосферы / Берлянд М. Е. – Л. : Гидрометеиздат, 1985. – 273 с.

3. Згуровский М.З. Численное моделирование распространения загрязнения в окружающей среде / М. З. Згуровский, В. В. Скопецкий, В. К. Хрущ, Н. Н. Беляев. – К.: Наук. думка. – 1997. – 368 с.
4. Марчук Г.И. Математическое моделирование в проблеме окружающей среды. – М.: Наука. – 1982. – 320 с.
5. Мацак В.Г. Гигиеническое значение скорости испарения и давления пара токсических веществ, применяемых в производстве. / Мацак В. Г., Хоцянов Л. К. - М.: Медгиз, 1959. - 231 с
6. Методика прогнозування наслідків впливу (викиду) небезпечних хімічних речовин при аваріях на промислових об'єктах і транспорті. – К., 2001. – 33 с.
7. Роуч П. Вычислительная гидродинамика. - М.: Мир, 1980. –616 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.  
Надійшла до редакції 20.04.2012*

УДК 550.428:553.93

© В.В. Ишков

## **НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ СВИНЦА И ХРОМА В УГЛЕ ОСНОВНЫХ РАБОЧИХ ПЛАСТОВ АЛМАЗНО-МАРЬЕВСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА**

Рассмотрены особенности распределения Pb та Cr 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 Co и V с другими токсичными и потенциальными элементами в углях района.

Розглянуто особливості розподілу Pb та Cr у вугільних пластах Алмазно-Марьївського геолого-промислового району. Встановлено характер розподілу, виконано розрахунки середньозважених концентрацій у вугіллі основних пластів та світ, з'ясовано склад типоморфної геохімічної асоціації Co та V з іншими токсичними і потенційно токсичними елементами у вугіллі району.

The peculiarities of Pb and Cr distribution in the coal strata of Almazno-Marievsky geological and industrial district have been considered in the article. There was defined the character of distribution, calculated weighted average concentrations in the coals of basic strata and formations, determined the composition of typomorphic geochemical association of Co and V with other toxic and potentially toxic elements in the coals of the district.

**Вступление.** Исследования распределения свинца и хрома 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 содержания 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 полу-

чения такой информации в Национальном горном университете были выполнены детальные исследования, охватившие всю территорию Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района.

**Последние достижения.** 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 углеобогатительных 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 2009 г. автором были обобщены и проанализированы данные о закономерностях накопления кобальта и ванадия в угольных пластах Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района [4]. В то же время совместное распределение свинца и хрома в углях основных рабочих пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района рассматривается впервые.

**Формулирование целей.** Основными задачами, решаемыми в данной работе, являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций свинца и хрома в углях основных рабочих угольных пластах; классификация этих пластов по содержанию свинца и хрома; 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.

**Изложение.** Используемый фактический материал характеризует содержание свинца и хрома 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 1983 г. 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 1872 определений свинца и 1786 опре-

делений хрома в углях района. С целью получения представительных оценок содержания свинца и хрома 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 свинца и хрома 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 свинца и хрома в углях пластов. Как показано в [8] такой подход является наиболее эффективным и позволяет не только установить количество результирующих кластеров, но и выявить их структуру. Результаты кластерного анализа концентраций свинца в угле пластов района взвешенным центроидным методом приведены на рис. 1, а хрома – на рис. 2.

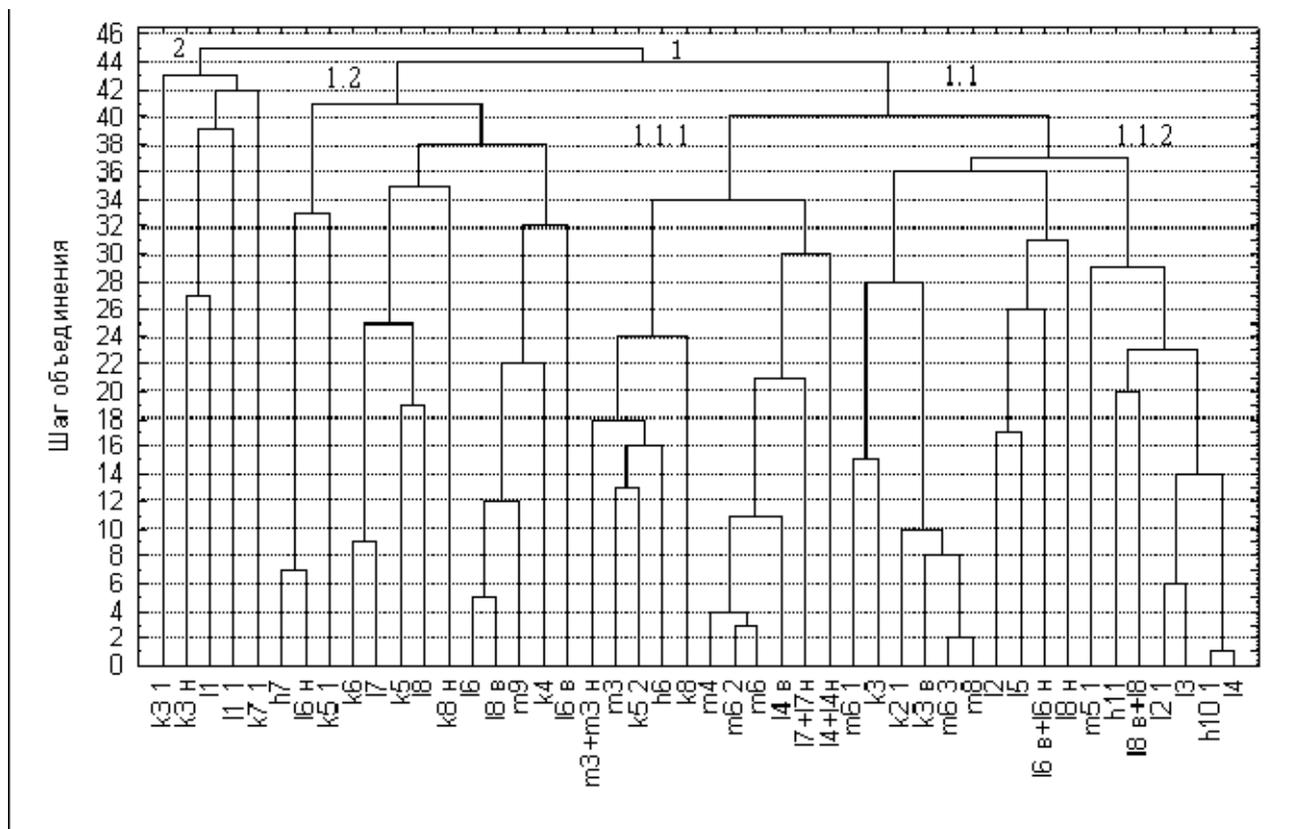


Рис.1. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района по содержанию свинца в угле

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию свинца (см. рис. 1) кластер 1.1.1 составляют пласты с минимальным содержанием (от 1,5 до 2,6 г/т, при среднем по кластеру 2,1 г/т), кластер 1.1.2 – пласты с низким содержанием (от 3,5 до 6,7 г/т, при среднем по кластеру 4,8 г/т), кластер 1,2 – с повышенными концентрациями (от 7,3 до 11,6 г/т, при среднем по кластеру 9,2 г/т), кластер 2 образуют пять пластов с аномально высокими концентрациями (от 14,0 до 20,0 г/т, при среднем по кластеру 16,1 г/т). Обращает внимание близость (в пределах 95 % доверительного интервала) средних значений содержания свинца в углях пластов кластера 1.1.2 и фонового значения концентрации этого элемента всех изученных пластах района.

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию хрома (см. рис. 2) первый кластер объединил все пласты района, за исключением пласта I<sub>1</sub>, содержание хрома в углях пластов кластера варьирует от 1,2 до 23,0 г/т, при среднем по кластеру 12,2 г/т. Во второй кластер вошел только один пласт I<sub>1</sub> с аномально высокой средне взвешенной концентрацией – 56,6 г/т.

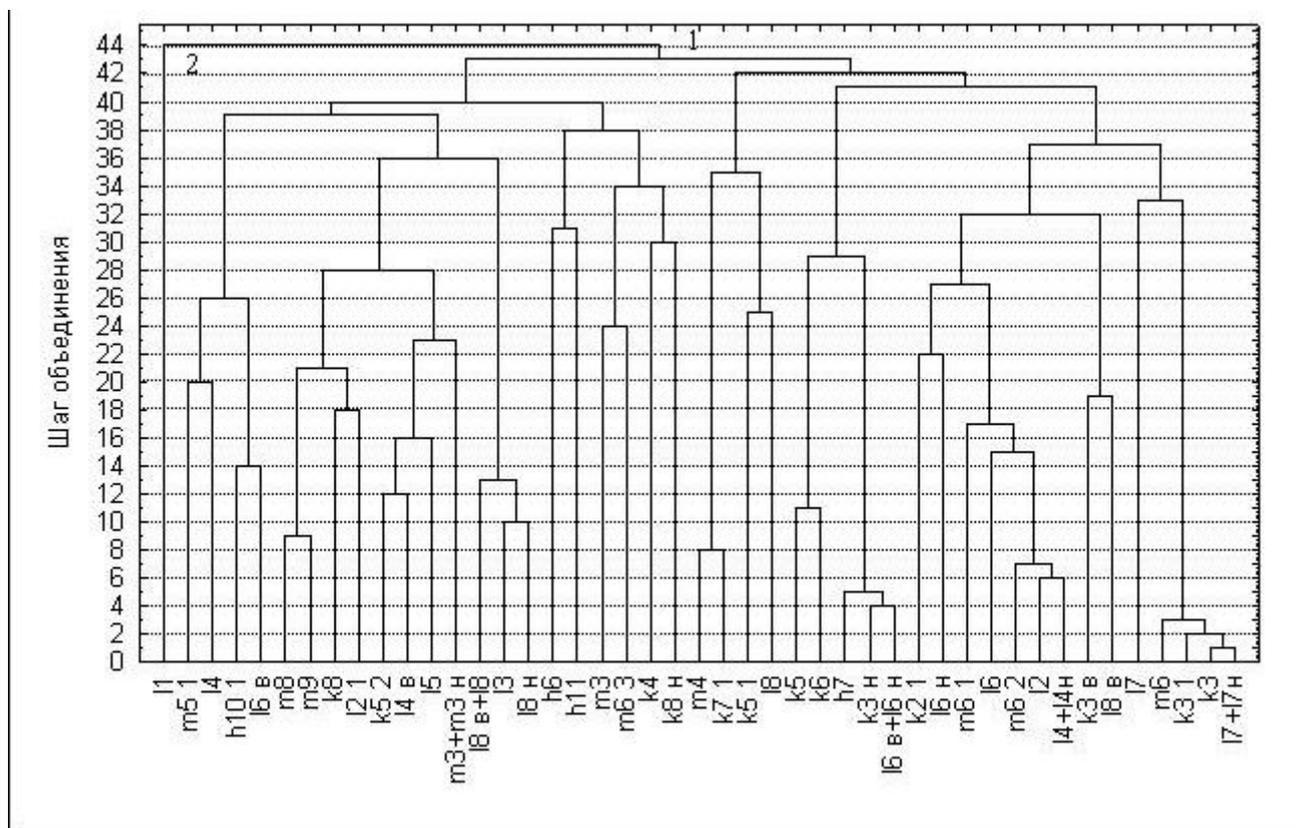


Рис. 2. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района по содержанию хрома в угле

Для выявления основных факторов, контролирующих накопление свинца и хрома 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 по-

тенциально токсичных элементов, а также петрографическим составом и особенностями углей. В целом по району установлено:

1. Свинец образует геохимическую ассоциацию с фтором (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,61, график регрессии на рис. 3), ванадием (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,67, график регрессии на рис. 4), никелем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,80, график регрессии на рис. 5), кобальтом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,48, график регрессии на рис. 6) и хромом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,60, график регрессии на рис. 7). Линейные уравнения регрессии, характеризующие связи свинца с входящими в ассоциацию элементами:

$$Pb = 0,21229 + 0,82268 \cdot F; Pb = 0,09892 + 0,81803 \cdot V;$$

$$Pb = 0,01098 + 0,87360 \cdot Ni; Pb = 0,21686 + 0,75878 \cdot Co$$

$$Pb = 0,08419 + 0,90428 \cdot Cr$$

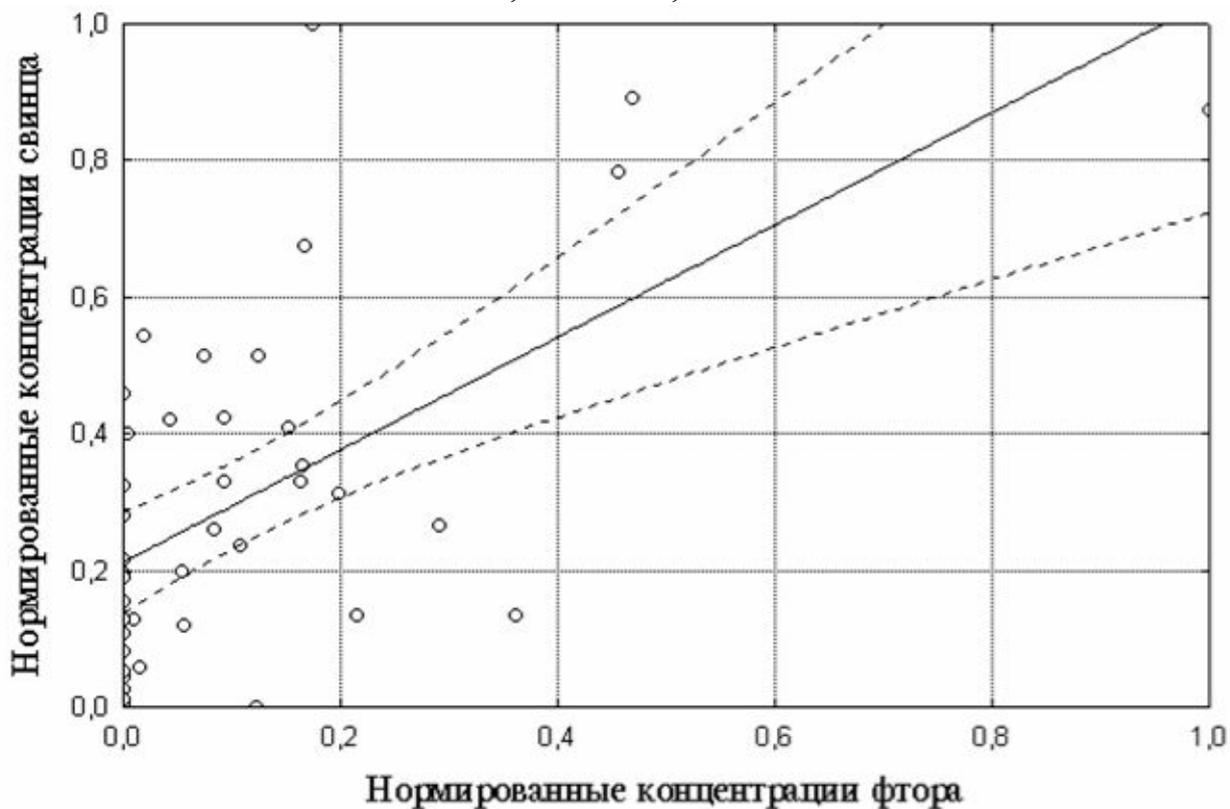


Рис. 3. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и фтора в угле в основных рабочих пластов Алмазно-Марьевского района

2. Хром формирует геохимическую ассоциацию с фтором (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,69, график регрессии на рис. 8), свинцом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,60, график регрессии на рис. 9), никелем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,65, график регрессии на рис. 10) и кобальтом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,44, график регрессии на рис. 11). Линейные уравнения регрессии хрома с входящими в ассоциацию элементами:

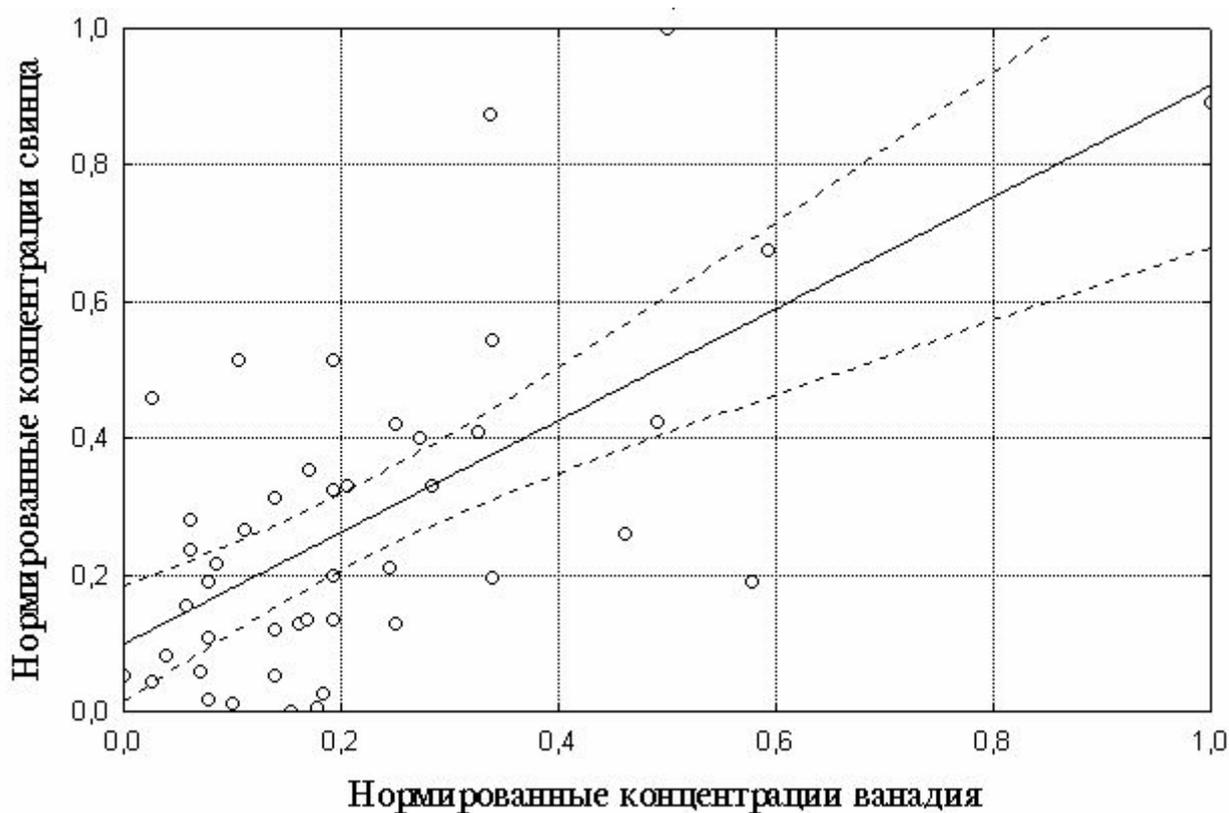


Рис. 4. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и ванадия в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района

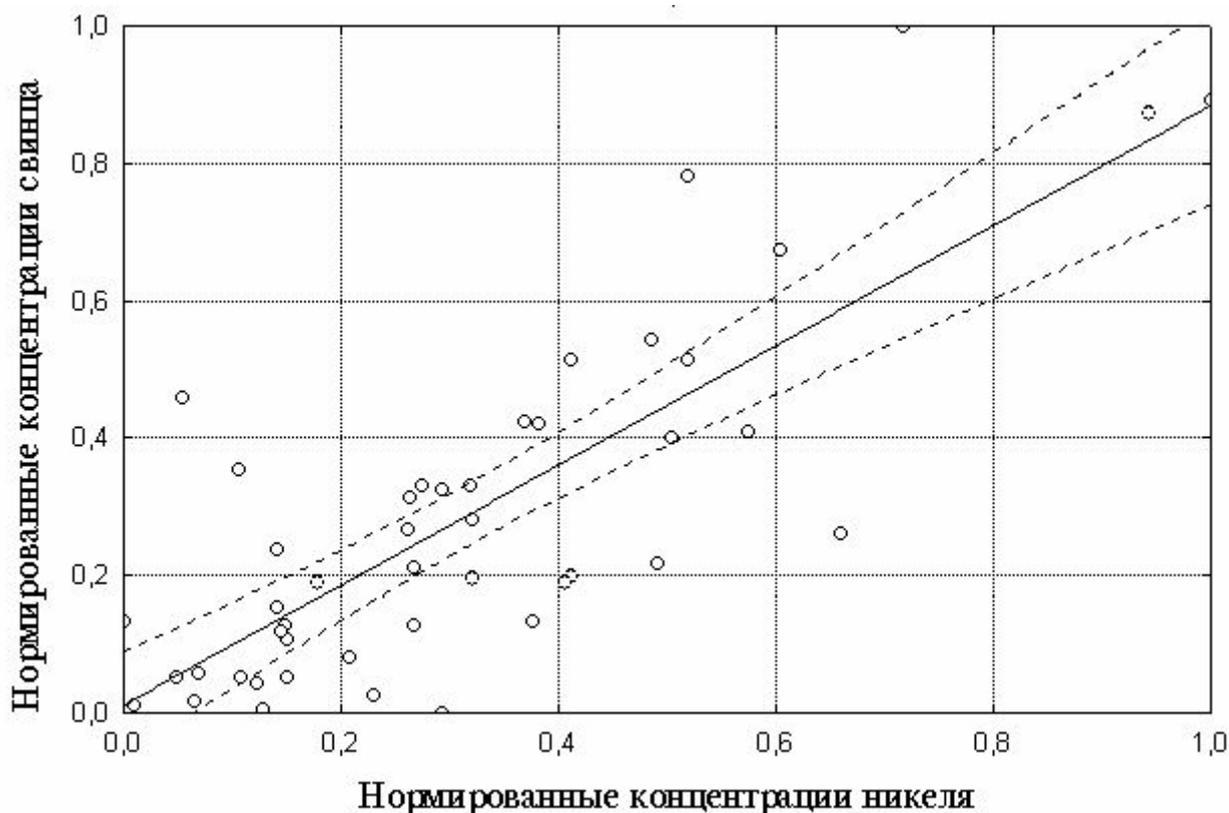


Рис. 5. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и никеля в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района

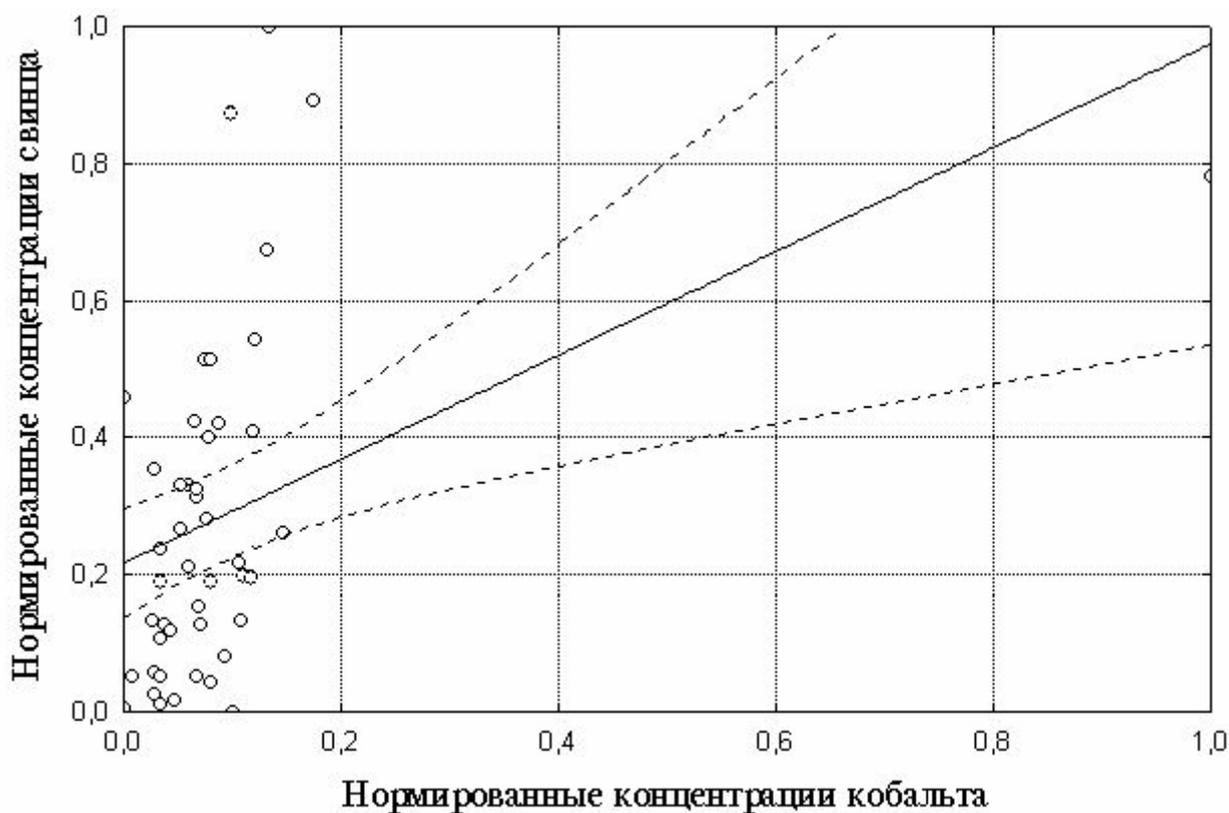


Рис. 6. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и кобальта в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района

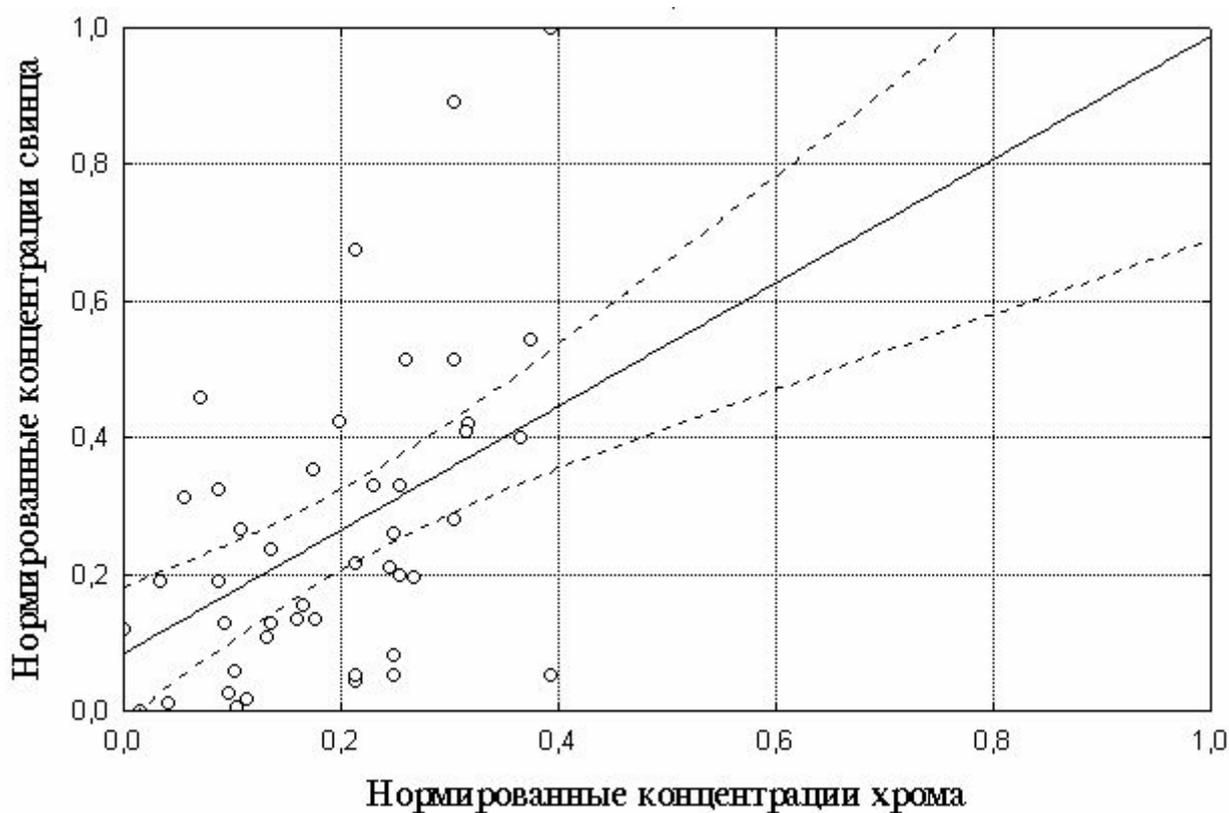


Рис. 7. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и хрома в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района

$$Cr = 0,14233 + 0,61577 \cdot F; Cr = 0,10193 + 0,39447 \cdot Pb;$$

$$Cr = 0,07077 + 0,45027 \cdot Ni; Cr = 0,08765 + 1,7516 \cdot Co.$$

3. В целом по району статистически значимая связь содержаний свинца и хрома с сернистостью, зольностью и петрографическим составом углей отсутствует, в то время как для пластов, формирующих кластеры 1.2 и 2 (по содержанию свинца), выявлена значимая положительная связь содержаний 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 TiO<sub>2</sub> в составе золы углей.

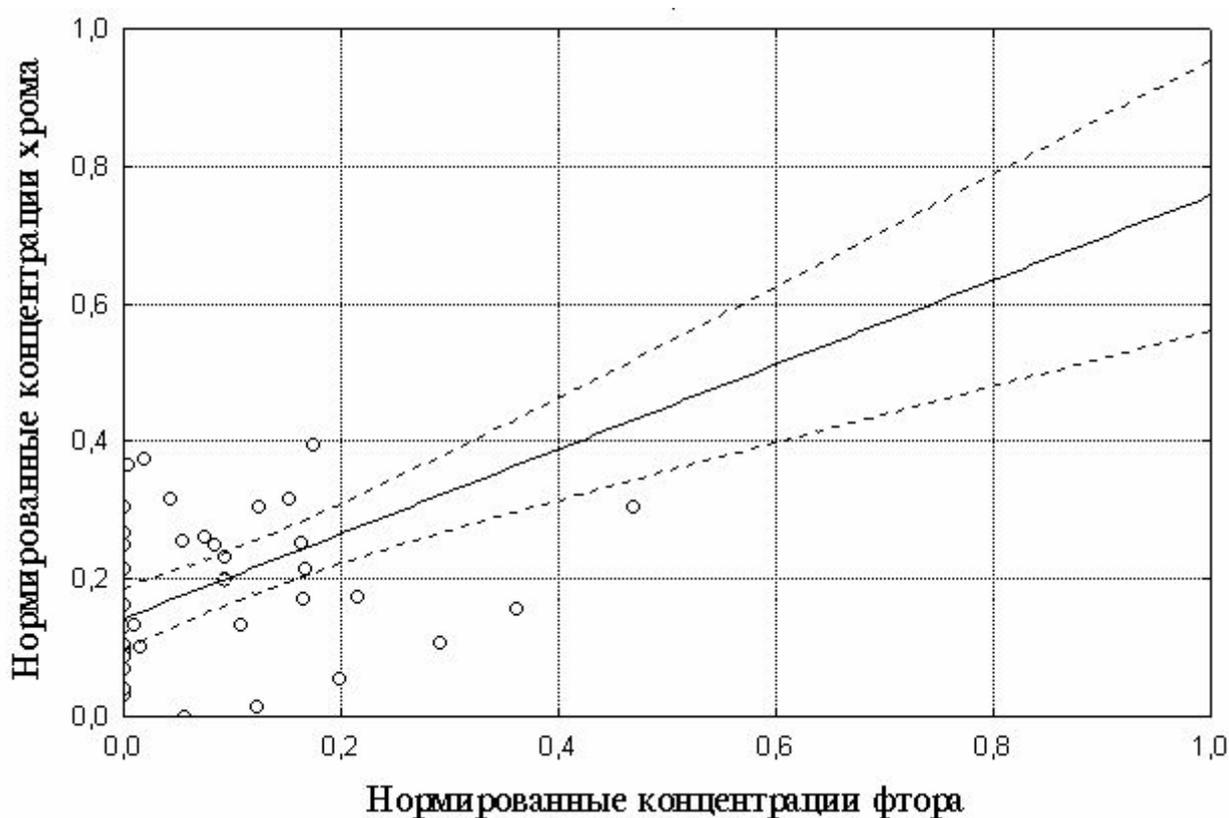


Рис. 8. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями хрома и фтора в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района

5. В целом по району во всех исследованных пластах наблюдается незначительное увеличение содержания свинца и хрома с ростом степени углефикации угля.

6. В угле всех рассматриваемых пластов концентрации свинца и хрома незначительно возрастают на участках с повышенной трещиноватостью, которые непосредственно примыкают к зонам разрывных нарушений.

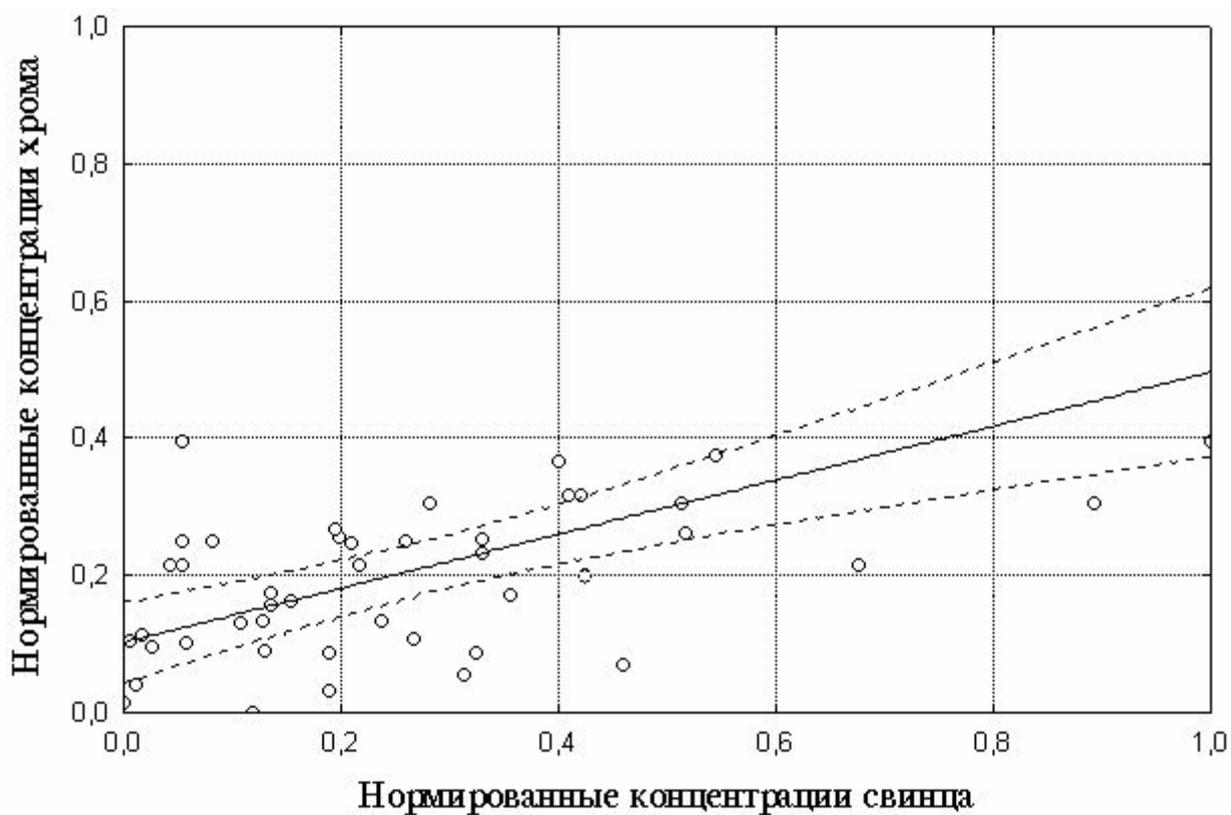


Рис. 9. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями хрома и свинца в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района

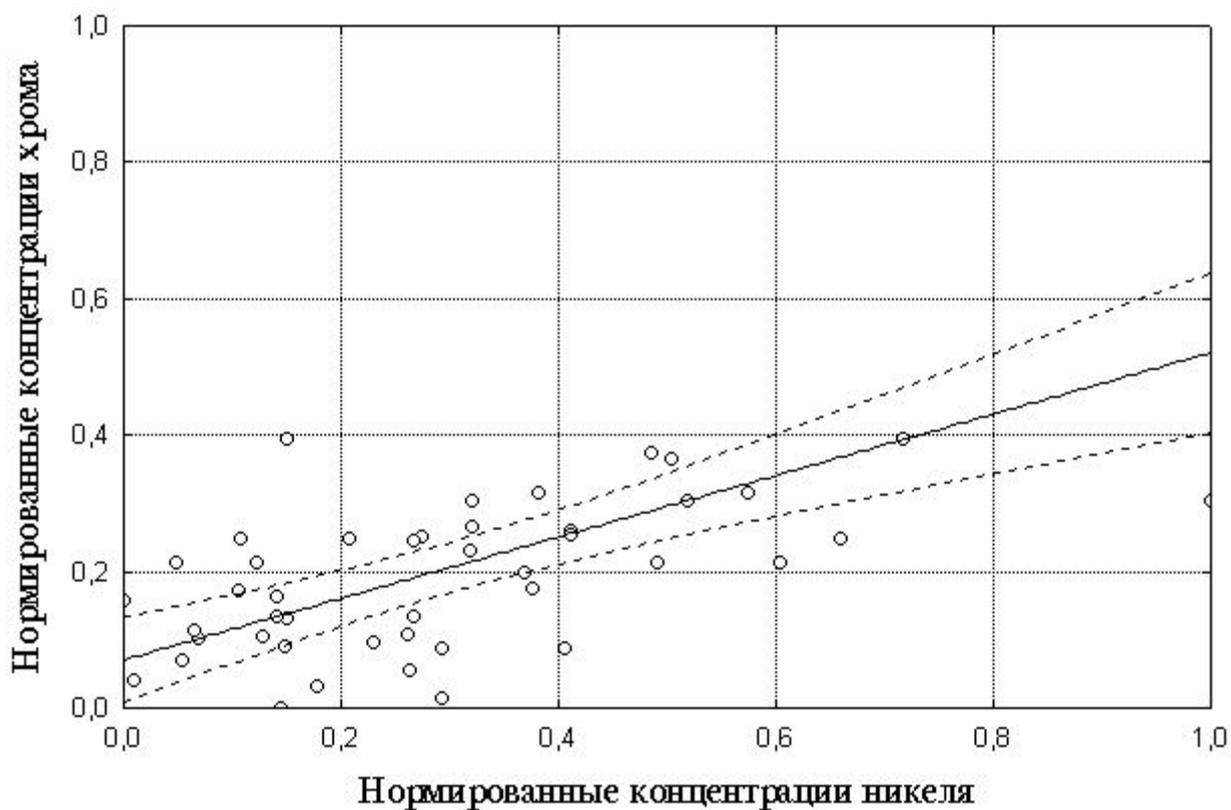


Рис. 10. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями хрома и никеля в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района

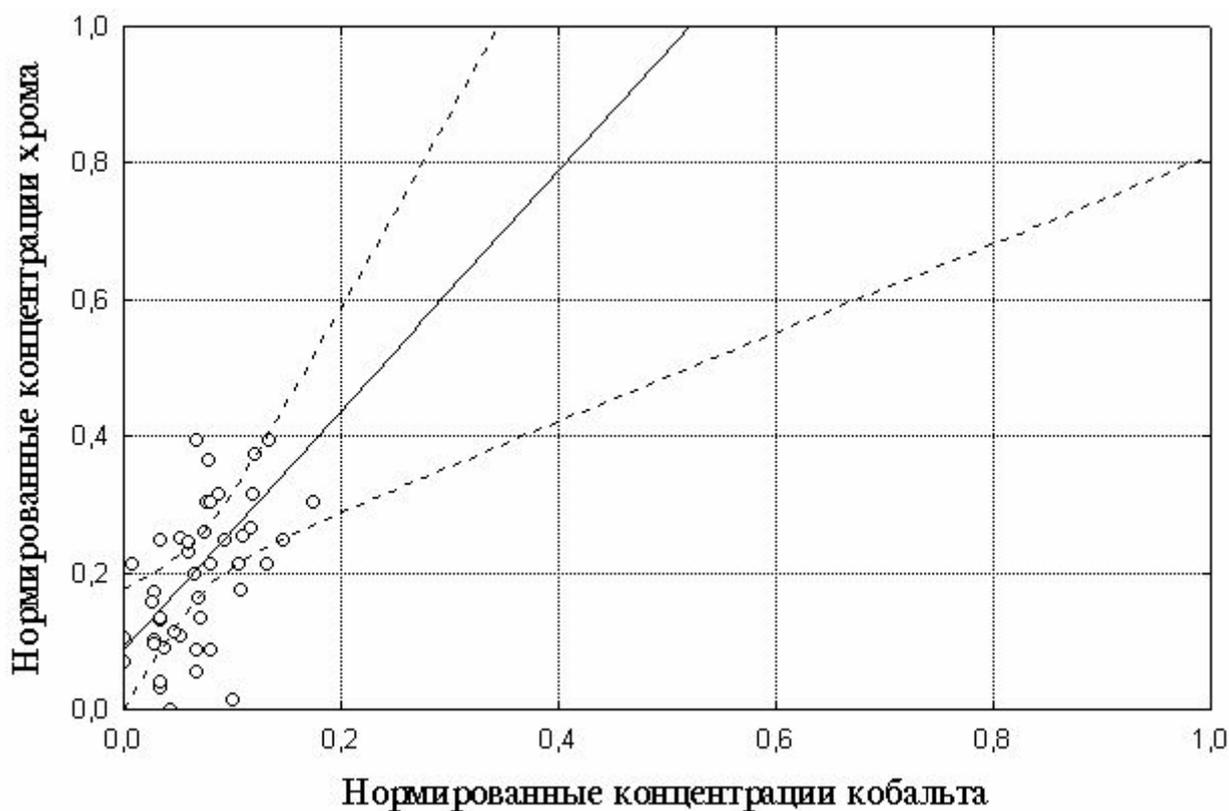


Рис. 11. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями хрома и кобальта в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района

7. Содержания свинца и хрома в угле всех пластов района 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 свинца и хрома 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 свинца и хрома 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.

Полученные результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

✓ Из всех исследованных пластов только средневзвешенные содержания свинца в угле пластов  $l_1^1$ ,  $k_3^1$ ,  $k_3^H$ ,  $k_7^1$  и хрома в угле пласта  $l_1$  превышают ПДК.

✓ Для углей района типоморфной является геохимическая ассоциация свинца с фтором, ванадием, никелем, кобальтом, хромом и хрома с фтором,

свинцом, никелем и кобальтом. Установленная значимая положительная корреляционная связь свинца и хрома с содержанием СаО и TiO<sub>2</sub> в составе золы углей, а также их участие в характерной «ванадиевой» геохимической ассоциации элементов-примесей позволяет предположить, что доминирующей формой свинца и хрома 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 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.

✓ Накопление основной части кобальта и ванадия содержащегося в углях района, происходило на стадиях торфонакопления и раннего диагенеза.

✓ Приуроченность повышенных концентраций рассматриваемых элементов к прикровельной части пласта, связь их содержания с литолого-фациальными особенностями пород непосредственной кровли, степенью восстановления угля, а также 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 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 свинца и хрома, а также 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. // Научный вісник НГАУ. 2001. - №5. - 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. // Научный вісник НГАУ. -2001. – №4. – С. 89-90.

3. Ишков В.В., Лозовой А.Л. О закономерностях распределения токсичных и потенциально токсичных элементов в угольных пластах Павлоград-Петропавловского района. // Научный вісник НГАУ. -2001. - №2.– С. 57-61.

4. Ишков В.В. Кобальт и ванадий в угле основных рабочих пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района Донбасса // Научный вісник НГУ. –2009. - №10. – С. 48-53.

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) // Сб. науч. тр. НГУ. -2003. - №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.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Нагорним В.М.  
Надійшла до редакції 14.03.2012*

УДК 628.334.5:519.6

© Н. Н. Беляев, Е. К. Нагорная

## **ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕЧЕНИЯ И ПЕРЕНОСА ЗАГРЯЗНИТЕЛЯ В ВЕРТИКАЛЬНОМ ОТСТОЙНИКЕ**

Представлены результаты численного моделирования масопереноса в вертикальном отстойнике.

Представлені результати чисельного моделювання масопереносу в вертикальному відстійнику.

The results of the numerical modeling of the mass transfer in the vertical settler are presented.

**Введение.** Одним из важных элементов в системах очистки воды являются отстойники и, в частности, вертикальные отстойники. В настоящее время, в Украине, для расчета этих очистных сооружений применяются модели ( балансовые [1], регрессионные [2], одномерные кинематические [3,4]), которые не учитывают геометрическую форму отстойника и другие его конструктивные особенности. Поэтому использование таких моделей на практике ограничивает возможности инженеров при обосновании проектных параметров очистных сооружений. За рубежом для расчета отстойников, кроме балансовых, одномерных кинематических моделей, также используют 3D численные модели, в которых для расчета поля скорости в отстойнике применяются уравнения Навье-Стокса. Реализация этих CFD моделей требует применения очень мелкой сетки, а следовательно - больших временных затрат на получение результата. Кроме этого, стоимость 3D расчета очень велика - более 20 тысяч долларов [5]. Столь высокая стоимость расчета является причиной того, что за рубежом инженеры калибруют *одномерные* кинематические модели на 3D численных моделях, а потом эти одномерные модели используют при серийных расчетах, чтобы снизить стоимость проекта. В Украине многомерные CFD модели для расчета вертикальных отстойников – не разрабатываются. Поэтому, актуальной проблемой является разработка эффективных методов расчета вертикальных отстойников, основанных на применении 3D CFD моделей и позволяющих оперативно, с ма-

лыми финансовыми затратами, рассчитывать данные сооружения, имеющие сложную геометрическую форму.

**Целью** данной работы является создание 3D численной модели процесса очистки воды в вертикальном отстойнике, позволяющей учитывать при моделировании его геометрическую форму [6,7].

**Математическая модель массопереноса в отстойнике.** Процесс переноса загрязнителя в вертикальном отстойнике рассчитывается на базе уравнения [8]

$$\frac{\partial C}{\partial t} + \frac{\partial uC}{\partial x} + \frac{\partial vC}{\partial y} + \frac{\partial (w-w_s)C}{\partial z} + \sigma C = \frac{\partial}{\partial x} \left( \mu_x \frac{\partial C}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left( \mu_y \frac{\partial C}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left( \mu_z \frac{\partial C}{\partial z} \right), \quad (1)$$

где  $C$  – концентрация загрязнителя в воде;  $u, v, w$  – компоненты вектора скорости течения;  $\mu_x, \mu_y, \mu_z$  – коэффициенты диффузии;  $t$  – время;  $w_s$  – скорость оседания загрязнителя;  $\sigma$  – коэффициент, учитывающий процессы биохимического окисления и т. п. в отстойнике.

**Краевые условия для уравнения переноса.** На твердых поверхностях (стенки отстойника и т.п.) реализуется граничное условие вида

$$\frac{\partial C}{\partial n} = 0,$$

где  $n$  – единичный вектор внешней нормали к твердой поверхности.

На твердых горизонтальных поверхностях отстойника в численной модели реализуется граничное условие «поглощения» загрязнителя. На входной границе (граница входа потока сточных вод в отстойник) ставится условие:

$$C|_{\text{граница}} = C_E,$$

где  $C_E$  – известное значение концентрации загрязнителя.

На выходной границе расчетной области, в численной модели ставится «циклическое» (мягкое) граничное условие вида

$$C(i+1, j, k) = C(i, j, k),$$

где  $i, j, k$  – номер разностной ячейки.

В начальный момент времени полагается  $C = 0$  в расчетной области. Задача распространения загрязнителя в отстойнике решается на установление решения.

**Модель гидродинамики.** Для практического применения уравнения (1) необходимо знать поле скорости потока в отстойнике. Для расчета этого поля скорости применяется 3D модель потенциального течения. В этом случае моделирующее уравнение имеет вид [9]

$$\frac{\partial^2 P}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 P}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 P}{\partial z^2} = 0, \quad (2)$$

где  $P$  – потенциал скорости.

Для уравнения (2) ставятся следующие граничные условия [9]:

- на твердых стенках отстойника, перегородках внутри него:  $\frac{\partial P}{\partial n} = 0$ , где

$n$  - единичный вектор внешней нормали к твердой границе;

- на входной границе (область втекания сточных вод в отстойник):

$\frac{\partial P}{\partial n} = V_n$ , где  $V_n$  - известное значение скорости втекания;

-на выходной границе расчетной области (область выхода осветленных вод из отстойника)  $P = P * (x = const, y) + const$  (условие Дирихле).

После расчета поля потенциала скорости осуществляется расчет компонент вектора скорости потока сточных вод на базе зависимостей [3]

$$u = \frac{\partial P}{\partial x}, \quad v = \frac{\partial P}{\partial y}, \quad w = \frac{\partial P}{\partial z}.$$

**Численный метод решения .** Для численного интегрирования уравнения переноса загрязнителя в отстойнике применяется неявная попеременно – треугольная разностная схема расщепления [10,11]. Численный расчет реализуется на прямоугольной разностной сетке Для численного интегрирования уравнения для потенциала скорости (2) используется метод Либмана [12].

Особенностью рассматриваемой задачи является то, что численное интегрирование уравнений модели проводится в области , имеющей сложную геометрическую форму (рис.1). Для формирования геометрической формы отстойника в численной модели на прямоугольной разностной сетке, используется метода маркирования [10]. С помощью метода маркирования пользователь может быстро, в файле исходных данных, сформировать геометрическую форму отстойника.

**Практическая реализация модели.** На основе разработанной численной модели разработан специализированный код «Settler-3D». Для программирования использовался *FORTRAN*.

Разработанная численная модель была использована для моделирования процесса массопереноса в модифицированном вертикальном отстойнике с перегородкой [1] (рис. 1). *Цель вычислительного эксперимента* – оценка эффективности очистки воды в отстойнике рассматриваемого типа при различной скорости биохимического окисления в отстойнике. Скорость биохимического окисления определяется величиной параметра  $\sigma$  в модели (1).

Вычислительный эксперимент проводился при таких параметрах: скорость потока на входе в отстойник 12 м / ч; коэффициент диффузии по всем координатным направлениям – 0,7 м<sup>2</sup> / ч;  $w_s = 0,8$  м / ч. При проведении вычислительного эксперимента варьируется величина параметра  $\sigma$ . Концентрация загрязнителя во входящем в отстойник потоке равна 100 ед. (в безразмерном виде). Расчет выполняется для отстойников двух различных размеров.

*Задача 1. Отстойник средних размеров.* В данном случае длина отстойника – 8 м; ширина – 6,6 м; глубина - 3,34 м. Длина перегородки – 1,66 м.

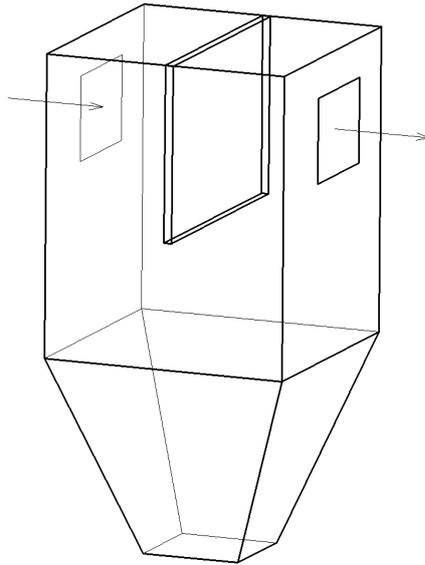


Рис.1. Схема модифицированного вертикального отстойника с перегородкой

Рассмотрим результаты вычислительного эксперимента. На рис. 2 представлено распределение значения концентрации загрязнителя в отстойнике (вид сбоку) в сечении  $y=2,97$  м. На данном рисунке стрелками показано, где происходит вход и выход воды из сооружения. Хорошо видно, что распределение концентрации загрязнителя в отстойнике - неравномерное: основная масса загрязнителя «сконцентрирована» в нисходящей части отстойника, а в восходящем потоке, концентрация загрязнителя значительно меньше (здесь зона загрязнения в этой части отстойника более «разреженная»).

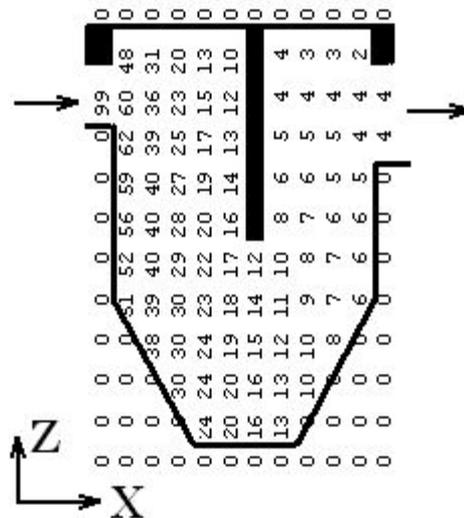


Рис.2. Распределение концентрации загрязнителя в вертикальном отстойнике с перегородкой, скорость биохимического окисления  $\sigma = 0$  (вид сбоку, сечение  $y=2,97$  м,  $w_s=0,8$  м / ч максимальная концентрация в сечении равна 100ед.)



величине концентрации загрязнителя на выходе из отстойника. Значение этой концентрации представлено в табл.1.

Таблица 1.

Значение концентрации загрязнителя на выходе из отстойника при различной величине скорости биохимического окисления в сооружении (скорость гравитационного оседания загрязнителя -  $w_s=0,8$  м/ч)

Коэффициент скорости биохимических реакций в отстойнике	Концентрация загрязнителя на выходе из отстойника (в процентах от входной концентрации)
$\sigma=0$ [1/час]	$C=4-5\%$
$\sigma=0,1$ [1/час]	$C=2-3\%$
$\sigma=0,2$ [1/час]	$C=1,6-1,9\%$
$\sigma=0,4$ [1/час]	$C=0,7-0,9\%$
$\sigma=0,6$ [1/час]	$C=0,3-0,4\%$
$\sigma=3,5$ [1/час]	$C=0$

Анализ данных из табл. 1 показывает, что с увеличением значения параметра  $\sigma$  происходит снижение концентрации загрязнителя на выходе из сооружения, т.е. эффективность очистки повышается.

В табл.2 представлены данные по оценке эффективности очистки воды в отстойнике при другом значении скорости гравитационного оседания загрязнителя -  $w_s=0,01$  м / ч, т. е. при существенно меньшей скорости (это скорость оседания «micro flocks»).

Таблица 2.

Значение концентрации загрязнителя на выходе из отстойника при различной величине скорости биохимического окисления в сооружении (скорость гравитационного оседания загрязнителя -  $w_s=0,01$  м/ч)

Коэффициент скорости биохимических реакций в отстойнике	Концентрация загрязнителя на выходе из отстойника (в процентах от входной концентрации)
$\sigma=0$ [1/час]	$C=49\%$
$\sigma=0,2$ [1/час]	$C=11-12\%$
$\sigma=0,6$ [1/час]	$C=1,4-1,5\%$

Из табл. 2 видно, что, при столь малой скорости гравитационного оседания загрязнителя и при отсутствии биохимических реакций, эффективность очистки для данного отстойника резко снизилась: концентрация загрязнителя на выходе из сооружения составляет величину порядка 49 % от входной концентрации. Но чем выше скорость биохимических реакций, тем существенно выше эффективность работы очистного сооружения.

*Задача 2. Малый отстойник.* В данном случае длина отстойника – 3 м; ширина – 2,5 м; глубина - 2,5 м. Длина перегородки – 1,25 м.

На рис.4 представлено распределение концентрации загрязнителя в отстойнике для варианта, когда скорость биохимического окисления равна  $\sigma=0$  [1/час],  $w_s=0,8$  м / ч. Сравнивая рис.2 и рис.4 видим, что концентрация загрязнителя на выходе из данного сооружения составляет величину порядка 14 - 16%, против 4 - 5% для отстойника средней величины. Таким образом, уменьшение габаритов отстойника, при неизменном значении других параметров, привело к ухудшению очистки. Как видно из рис. 4 распределение концентрации внутри сооружения стало более равномерным, что свидетельствует о снижении качества очистки.

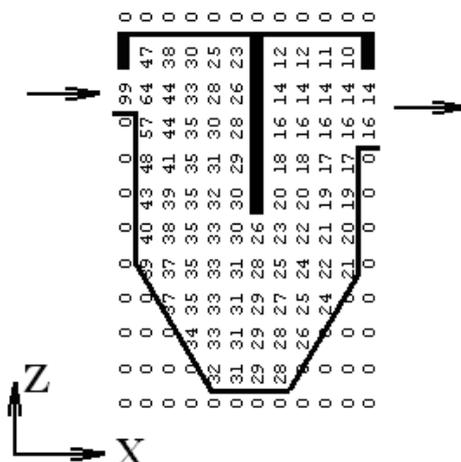


Рис. 4. Распределение концентрации загрязнителя в малом вертикальном отстойнике с перегородкой, скорость биохимического окисления  $\sigma=0$  (вид сбоку, сечение  $y=1,12$  м,  $w_s=0,8$  м / ч максимальная концентрация в сечении равна 100ед.)

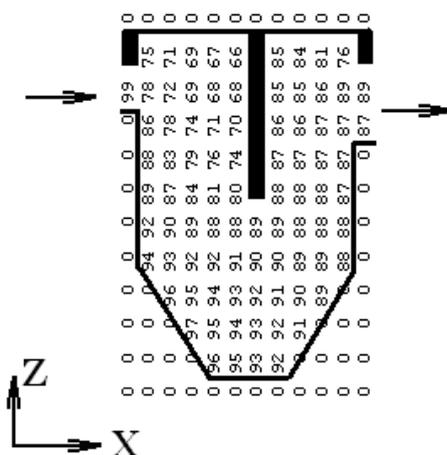


Рис.5. Распределение концентрации загрязнителя в малом вертикальном отстойнике с перегородкой, скорость биохимического окисления  $\sigma=0$ ,  $w_s=0,01$  м / ч (вид сбоку, сечение  $y=1,12$  м, максимальная концентрация в сечении равна 100ед.)

На последующих рисунках представлено распределение концентрации загрязнителя в малом отстойнике при транспорте микрохлопьев (скорость гравитационного оседания их  $w_s=0,01$  м / ч). На рис. 5 представлены данные для случая, когда  $\sigma = 0$ , а на рис. 6,7 – для сценария, когда есть биохимическое окисление внутри отстойника. Как показали расчеты, при значении  $\sigma = 0$  концентрация загрязнителя на выходе из малого отстойника составит 87 – 89 %, при  $\sigma = 0,1$  [1/ч] концентрация на выходе составляет примерно 54 %, при значении  $\sigma = 0,4$  [1/ч] концентрация на выходе составляет примерно 18 %.

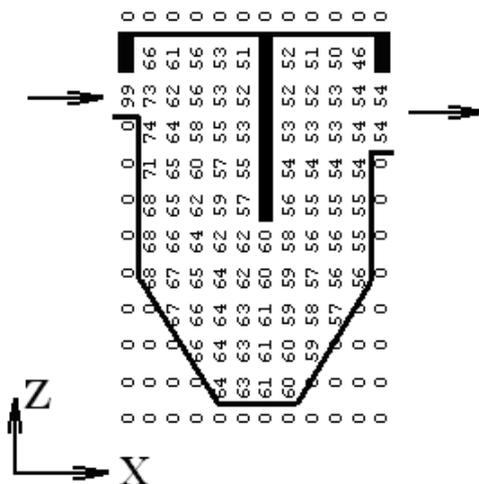


Рис.6. Распределение концентрации загрязнителя в малом вертикальном отстойнике с перегородкой, скорость биохимического окисления  $\sigma = 0,1$  [1/ч],  $w_s=0,01$  м / ч (вид сбоку, сечение  $y=1,12$  м, максимальная концентрация в сечении равна 100ед.)

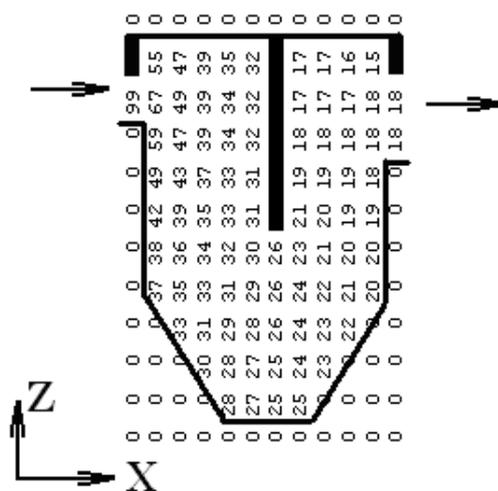


Рис.7. Распределение концентрации загрязнителя в малом вертикальном отстойнике с перегородкой, скорость биохимического  $\sigma = 0,4$  [1/ч],  $w_s=0,01$  м / ч (вид сбоку, сечение  $y=1,12$  м, максимальная концентрация в сечении равна 100ед.)

В заключение отметим, что для расчета одного варианта задачи потребовалось порядка 2 мин. компьютерного времени. Такие минимальные затраты време-

ни на проведение вычислительного эксперимента являются важным обстоятельством при проведении проектировщиками серийных расчетов на практике.

**Выводы.** В работе представлена 3D численная модель работы вертикального отстойника. В основу модели положено уравнение переноса загрязнителя и модель потенциального течения. На базе разработанной численной модели создан код, который позволяет оперативно рассчитать эффективность работы очистного сооружения в трехмерной постановке. Для расчета процесса массопереноса в отстойнике на базе построенной численной модели требуется несколько минут компьютерного времени. Разработанный код позволит проектировщикам быстро оценивать эффективность очистки воды на этапе обоснования проектных параметров очистного сооружения. Дальнейшее направление данной работы следует проводить в направлении разработки модели процесса массопереноса в отстойниках на базе модели отрывных вихревых течений идеальной жидкости.

#### Список литературы

1. Таварткиладзе И.М. Математическая модель расчета вертикальных отстойников с перегородкой [Текст] / И.М. Таварткиладзе, А. М. Кравчук, О. М. Нечипор // Водоснабжение и санитарная техника. – Вып. № 1. – 2006. – Ч. 2. – С. 39-42.
2. Токарь И.Я. К расчету вертикальных отстойников водоочистных сооружений [Текст] / И.Я. Токарь, Сухоруков Г. И., Сухоруков Д. Г. // Науковий вісник будівництва. - № 59, 2010. – С. 293 – 296.
3. Олейник А.Я. Теоретический анализ процессов осаждения в системах биологической очистки сточных вод [Текст] / А. Я. Олейник, Ю. И. Калугин, Н. Г. Степовая, С. М. Зябликов // Прикладная гидромеханика. – Том 6 (78). – № 4. -2004. - С. 62-67.
4. Степова Н.Г. До розрахунку вертикального відстійника з урахуванням форми його нижньої частини [Текст] / Н. Г. Степова, Ю. І. Калугін Ю.І., О. Я. Олійник // Проблеми водопостачання, водовідведення та гідравлики. - Вип. № 14. - 2010. - С.145 -151.
5. Andrew Shaw et al// Optimizing energy dissipating inlet (EDI) design in clarifiers using an innovative CFD tool // 2005 Water Environment Federation
6. Беляев Н.Н. Математическое моделирование работы канализационного отстойника / Н.Н. Беляев, Е.К. Нагорная // Проблемы и перспективы развития железнодорожного транспорта: 72 міжн. наук.-практ. конф., 19-20 квітня 2012 р.: тези доп. – Дніпропетровськ, 2012. – С. 209-210.
7. Беляев Н.Н. Численная модель работы вертикального отстойника / Н. Н. Беляев, Е. К. Нагорная // Современные информационные технологии на транспорте, в промышленности и образовании: межд. научн.-практ. конф., 5-6 квітня 2012 р.: тезисы докл. – Днепропетровск, 2012. – С. 56.
8. Марчук Г.И. Математическое моделирование в проблеме окружающей среды [Текст] / Г. И. Марчук. – М.: Наука, 1982. – 320 с.
9. Лойцянский Л.Г. Механика жидкости и газа [Текст] / Л. Г. Лойцянский. - М. : Наука, 1978. – 735 с.
10. Згуровский М.З. Численное моделирование распространения загрязнения в окружающей среде [Текст] / М. З. Згуровский, В. В. Скопецкий, В. К. Хрущ, Н. Н. Беляев. – К. : Наук. думка, 1997. – 368 с.
11. Беляев Н.Н., Коренюк Е.Д., Хрущ В.К. Компьютерное моделирование динамики движения и загрязнения подземных вод.-Днепропетровск: Наука и образование, 2001.-156 с.
12. Самарский А. А. Теория разностных схем [Текст] / А. А. Самарский. - М. : Наука, 1983. – 616 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 20.04.2012*

## ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

- Авраменко Сонія Хабібুলівна** – к.т.н., с.н.с., доцент каф. Екологія та охорона навколишнього середовища ДДТУ, м. Дніпродзержинськ
- Ангеловский Александр Анатольевич** – Генеральный директор ПАО «Краснодонуголь», аспирант ИГТМ НАН Украины г. Краснодар
- Алексеев Михаил Александрович** – доктор техн. наук, декан факультета информационных технологий, ВНЗ НГУ г. Днепропетровск
- Бабченко Владимир Владимирович** – студент Государственного ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск
- Баранов Петр Николаевич** – доктор геолого-минералогических наук, доктор геологических наук, профессор кафедры общей и структурной геологии ВНЗ НГУ
- Беляев Николай Николаевич** – д.т.н., профессор. кафедры гидравлики и водоснабжения ДНУЗТ им. В. Лазаряна, г. Днепропетровск
- Бессчастный Александр Викторович** – к.т.н., доцент кафедры Аэрологии и охраны труда ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск
- Бондаренко Андрей Алексеевич** – к.т.н., доцент кафедры Горных машин и инжиниринга ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск
- Бойко Владимир Александрович** – д. т. н., профессор кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск
- Бойко Олег Александрович** – ассистент кафедры автоматизации и компьютерных систем ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск
- Борисовская Елена Александровна** – к.т.н., доцент кафедры экологии Национального горного университета, г. Днепропетровск
- Бородай Валерий Анатольевич** – канд. техн. наук, доцент кафедры электропривода ДВНЗ «НГУ»
- Брагинец Дмитрий Дмитриевич** – младший научный сотрудник, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
- Буцукин Валерий Витальевич** – к.т.н., доцент кафедры МОЗЧМ Государственного ВУЗа «Приазовский государственный технический университет», г. Мариуполь
- Васильев Леонид Михайлович** – д.т.н., проф., зав. отдела ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск
- Васильев Дмитрий Леонидович** – к.т.н., научн. сотр. ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск
- Величкович Андрій Семенович** – к.т.н., доцент кафедри теоретичної механіки Івано-Франківського технічного університету нафти та газу
- Випанасенко Станислав Іванович** – професор кафедри систем електропостачання Державного вищого навчального закладу НГУ, м. Дніпропетровськ
- Воробьев Виктор Данилович** – д.т.н., профессор кафедры инженерной экологии Института энергосбережения и энергоменеджмента Национального технического университета Украины «Киевский политехнический институт»
- Гаврюк Георгий Федорович** – к.т.н., доцент кафедри Маркшейдерии ВНЗ НГУ
- Гаврилов Евгений Анатольевич** – аспирант второго года обучения кафедры открытых горных работ Государственного ВУЗа «НГУ» г. Днепропетровск
- Гапіч Геннадій Васильович** – магістр кафедри експлуатації гідромеліоративних систем та технології будівництва Дніпропетровського державного аграрного університету. м. Дніпропетровськ
- Горова Алла Ивановна** – д.б.н., профессор, заведующая кафедрой экологии Национального горного университета, г. Днепропетровск
- Гриців Василь Васильович** – аспірант кафедри нафтового обладнання Івано-Франківського технічного університету нафти та газу
- Гук Александр Александрович** – студент Государственного ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск
- Денищенко Александр Валерьевич** – к.т.н., доцент кафедры транспортных систем и технологий ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск
- Дичковський Р.О.**– к.т.н., доцент, доцент кафедри підземної розробки родовищ, начальник НДЧ, Державний вищий навчальний заклад “Національний гірничий університет”, Державний ВНЗ НГУ, Україна
- Дриженко Анатолий Юрьевич** – доктор технических наук, профессор кафедры открытых горных работ Государственного ВУЗа «НГУ» г. Днепропетровск
- Дьячков Павел Анатольевич** – ассистент кафедры транспортных систем и технологий ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск
- Жулай Юрий Алексеевич** –к.т.н., с.н.с. ИТСТ НАНУ «Трансмаг»
- Зберовский Василий Владиславович** – к.т.н., с.н.с. ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

**Зберовский Александр Владиславович** – д.т.н., зав. кафедры экологии и охраны окружающей среды ДГТУ, г. Днепродзержинск

**Зуєвська Наталя Валеріївна** – д.т.н., проф. кафедри геобудівництва та гірничих технологій Інститута енергосбереження і енергоменеджмента Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут»

**Ильина Светлана Сергеевна** – ассистент кафедры горной механики Государственного ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Ишков Валерий Валериевич** – к.г.-м.н., зав. каф. минералогии и петрографии НГУ, г. Днепропетровск

**Ищенко Вікторія Михайлівна** – студент-спеціаліст кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету. м. Дніпродзержинськ

**Коробко Ольга Валериевна** – инж. программист, соискатель кафедры геоинформационных систем ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Кирия Руслан Виссарионович** – к.т.н., старший научный сотрудник Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, г. Днепропетровск

**Кліменко Тетяна Карловна** – к.т.н., доцент кафедри «Екологія та охорона навколишнього середовища» Дніпродзержинського державного технічного університету

**Козлов Анатолий Анатолийович** – директор із розвитку бізнесу ТзОВ «Трайденг ЮГ»

**Колесник Валерий Евгеньевич** – д.т.н., профессор кафедры экологии Государственного ВНЗ НГУ м. Дніпропетровськ

**Комиссаров Юрий Алексеевич** – старший преподаватель кафедры горной механики Государственного ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Кравець Віктор Георгійович** – д.т.н., проф., зав. кафедрою геобудівництва та гірничих технологій Інститута енергосбереження і енергоменеджмента Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут»

**Кравченко Владимир Михайлович** – д.т.н., профессор кафедры МОЗЧМ Государственного ВУЗа «Приазовский государственный технический университет», г. Мариуполь

**Крючков Анатолий Иванович** – к.т.н. доцент кафедры инженерной экологии Института энергосбережения и энергоменеджмента Национального технического университета Украины «Київський політехнічний інститут»

**Кузьменко Елена Александровна** – ассистент кафедры Геологии и разведки месторождений полезных ископаемых ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Куликова Дарья Владимировна** – ассистент кафедры экологии Государственного ВНЗ НГУ м. Днепропетровск

**Кузьменко Александр Михайлович** – д.т.н., профессор., Национальный горный университет

**Козлов Алексей Анатольевич** – директор, ООО «Краснолиманское»

**Ларіонова Л.П.** – магістр, Дніпродзержинський державний технічний університет

**Левченко Павел Владимирович** – аспирант, инженер 2 кат. отдела механики машин и процессов переработки минерального сырья, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины (ИГТМ НАН Украины)

**Лозинський В.Г.** – аспірант кафедри підземної розробки родовищ, Державний вищий навчальний заклад “Національний гірничий університет”, Державний ВНЗ НГУ, Україна

**Маевский Анатолий Марьянович** – к.т.н. доц. каф. ОГР ГВУЗ «Национальный горный университет», г.Днепропетровск

**Максимова Наталя Миколаївна** – аспірант каф. експлуатації гідромеліоративних систем і технології будівництва, Дніпропетровський державний аграрний університет. м. Дніпропетровськ

**Максютенко Валерий Юрьевич** – к.т.н., старший научный сотрудник, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины

**Марченко Вячеслав Владимирович** – ассистент кафедры Аэрологии и охраны труда ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Марченко Владимир Григорьевич** – ассистент кафедры Аэрологии и охраны труда ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Матюшкина Оксана Петровна** – аспирант кафедры геологии и разведки месторождений полезных ископаемых ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Мещеряков Леонид Иванович** – д.т.н., доцент кафедры программного обеспечения компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

**Мостовой Борис Иванович** – ведущий инженер Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, г. Днепропетровск

**Нагорная Елена Константиновна** – ассистент кафедры гидравлики ПДАБА, г. Днепропетровск

**Ненашева Оксана Ігорівна** – завідувача лабораторією кафедри «Екологія та охорона навколишнього середовища» Дніпродзержинського державного технічного університету

**Никулин Сергей Леонидович** – докторант, к.геол. наук, доцент кафедры геоинформационных систем ДВНЗ «Национальный горный университет»

**Новицкий Алексей Владимирович** – ассистент кафедры управления на транспорте ГВУЗ «Национальный горный университет», г.Днепропетровск

**Новодранова Виктория Анатольевна** – ст. преподаватель кафедры ПЗКС ДВНЗ «НГУ»

**Овсяников Володимир Вікторович** – ассистент кафедры систем электропоставки Державного вищого навчального закладу НГУ, м. Дніпропетровськ

**Оксень Юрий Иванович** – к.т.н., доцент кафедры горной механики Государственного ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Орлінська Ольга Вікторівна** – д.г.н., професор, зав. кафедри експлуатації гідромеліоративних систем і технології будівництва, Дніпропетровський державний аграрний університет. м. Дніпропетровськ

**Павличенко Артем Владимирович** – к.б.н., доцент кафедры экологии Национального горного университета, г. Днепропетровск

**Петлеваний Михаил Владимирович** – ассист, Национальный горный университет

**Пікарєня Дмитро Сергійович** – д.г.н., доцент кафедры екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету. м. Дніпродзержинськ

**Поляков Юрий Евгеньевич** – инж. 1 кат. ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

**Процив Владимир Васильевич** – доктор техн. наук, профессор кафедры основ конструирования машин и механизмов ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

**Приходченко Дмитрий Васильевич** – аспирант кафедры Минерологии и петрографии ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Приходченко Василий Федорович** – д.г.н., профессор, заведующий кафедрой Геологии и разведки месторождений полезных ископаемых ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Радюк Максим Валерьевич** – аспирант кафедры горной механики Государственного ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Рачкевич Руслан Володимирович** – к.т.н., доцент кафедры механіки машин Івано-Франківського технічного університету нафти та газу

**Рачкевич Ірина Олександрівна** – ассистент кафедры медичної інформатики, медичної та біологічної фізики Івано-Франківського медичного університету

**Рузина Марина Викторовна** – доктор геологических наук, профессор кафедры геологии и разведки месторождений полезных ископаемых ВНЗ НГУ

**Рудченко Андрей Геннадьевич** – старший преподаватель кафедры экологии Государственного ВНЗ НГУ г. Днепропетровск

**Рыбальченко Мария Александровна** – аспирант Национальной металлургической академии Украины, г. Днепропетровск

**Сайк П.Б.** – аспірант кафедри підземної розробки родовищ, Державний вищий навчальний заклад “Національний гірничий університет”, Державний ВНЗ НГУ, Україна

**Савчук Вячеслав Степанович** – д.г.н., профессор кафедры Геологии и разведки месторождений полезных ископаемых ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Самуся Владимир Ильич** – д.т.н., профессор, зав. кафедрой горной механики Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

**Сафронов Игорь Леонидович** – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры общая геология Государственного ВУЗа «НГУ» г. Днепропетровск

**Светкина Елена Юрьевна** – к.х.н., доцент, Национальный горный университет

**Сидоров Владимир Анатольевич** – к.т.н., доцент кафедры МОЗЧМ Государственного ВУЗа «Донецкий национальный технический университет», г. Донецк

**Скитенко Артём Игоревич** – студент групи ГРг-10-2 Горного факультета Национального горного университета, г. Днепропетровск

**Собко Борис Ефимович** – д.т.н. проф. каф. ОГР ГВУЗ «Национальный горный университет», г.Днепропетровск

**Ступнік Микола Іванович** – к.т.н., доцент, с.н.с. кафедри «Підземної розробки родовищ корисних копалин» КТУ, м. Кривий Ріг

**Таран Ігорь Александрович** – к.т.н. зав. каф. управління на транспорті ГВУЗ «Национальный горный университет», г.Днепропетровск

**Твердая Оксана Ярославовна** – аспірантка кафедри інженерної екології Інститута енергосбереження і енергоменеджмента Национального технічного університету України «Київський політехнічний інститут»

**Тимошенко Євген Вікторович** – асистент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

**Тимченко Евгений Маркович** – студент ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Фальштинський В.С.** – к.т.н, доцент, доцент кафедри підземної розробки родовищ, Державний вищий навчальний заклад “Національний гірничий університет”, Державний ВНЗ НГУ, Україна

**Фомичов Вадим Владимирович** – к.т.н., доцент кафедри підземної розробки родовищ м. Дніпропетровск

**Хейло Александр Валентинович** – зам. директора ООО «Краснолиманское»

**Холод Елена Леонидовна** – асистент кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем, ВНЗ НГУ г. Днепропетровск

**Шкірко Юлія Володимирівна** – спеціаліст 1-ї категорії, магістр екології, викладач ВНЗ, Відділ соціально-трудових відносин УПСЗН виконавчого комітету Баглійської районної ради м. Дніпродзержинська

**Юрченко Олег Олегович** – молодший науковий співробітник кафедри транспортних систем і технологій ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск

**Ясир Юсеф Хусейн Аль Хатиб** – аспірант кафедри ПЗКС ДВНЗ «НГУ»

## ЗМІСТ

<b>Д.В. Приходченко</b> Характеристика состава и качества углей свиты $C_2^6$ Лозовской перспективной площади западного Донбасса.....	<b>5</b>
<b>П.Н. Баранов, М.В. Рузина, О.П. Матюшкина</b> Морфологические типы фитогенных известняков Судакского синклинория (Крым).....	<b>11</b>
<b>О.В. Орлінська, Д.С. Пікареня, Н.М. Максимова, Г.В. Гапіч, В.М. Іщенко</b> Оцінка міцностних властивостей ґрунтових дамб методом природного імпульсного електромагнітного поля землі.....	<b>17</b>
<b>А.М. Кузьменко, А.А. Козлов, А.В. Хейло</b> Исследование взаимодействия техногенной среды с очистными работами при подземной разработке тонких угольных пластов.....	<b>24</b>
<b>В.В. Фомичев, А.И. Скитенко</b> Анализ достоверности получаемых результатов вычислительных экспериментов при прогнозе перемещений контура подготовительных выработок.....	<b>30</b>
<b>В.В. Зберовский</b> Активные способы гидровоздействия на углегазовый массив.....	<b>40</b>
<b>В.В. Зберовский, Л.М. Васильев, Д.Л. Васильев, Ю.Е. Поляков</b> Гидроимпульсное воздействие на выбросоопасный угольный пласт.....	<b>47</b>
<b>А.А. Ангеловский, Ю.А. Жулай</b> Исследование динамических характеристик кавитационного генератора и оценка их соответствия параметрам выбросоопасных угольных пластов.....	<b>55</b>
<b>В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський, В.Г. Лозинський, П.Б. Саїк</b> Комбінований спосіб видобування бідних газових сумішей при дегазації вугільних пластів та їх адаптація для промислової переробки.....	<b>65</b>
<b>Г.Ф. Гаврюк</b> К вопросу распределения горизонтальных деформаций в полумульде с учетом рельефа земной поверхности.....	<b>70</b>
<b>Є.В. Тимошенко</b> Прогнозування напружено-деформованого стану порід при зміні форми очисного вибою.....	<b>76</b>
<b>Е.Ю. Светкина, М.В. Петлеваный</b> Закономерности формирования структуры и прочности твердеющей закладки при разной дисперсности вяжущего материала.....	<b>80</b>
<b>О.А. Бойко, В.А. Бойко</b> Альтернативные источники энергии глубоких шахт Донбасса и пути их использования для нормализации тепловых условий в горных выработках.....	<b>87</b>

<b>С.І. Випанасенко, В.В. Овсяников</b> Забезпечення управління якістю палива для теплових електростанцій.....	<b>104</b>
<b>В.Г. Кравець, Н.В. Зуєвська</b> Геотермічний режим нагрівання підземних вод від тепловиділяючих об'єктів в міському будівництві.....	<b>111</b>
<b>М.І. Ступнік</b> Теоретичні дослідження набухання глин.....	<b>119</b>
<b>Р.В. Рачкевич, А.С. Величкович, В.В. Гриців, А.А. Козлов, І.О. Рачкевич</b> Напружено-деформований стан бурильної колони у криволінійному стовбурі свердловини із виробками стінок.....	<b>124</b>
<b>В.Д. Воробьев, А.И. Крючков, О.Я. Твердая</b> Управление параметрами массовых взрывов на открытых горных работах.....	<b>135</b>
<b>Б.Е. Собко, А.М. Маевский</b> Исследование технологии отвалообразования при отработке карьера «ЮГ» Малышевского месторождения россыпных титаноциркониевых руд.....	<b>140</b>
<b>В.С. Савчук, В.Ф. Приходченко, Е.А. Кузьменко</b> Обогащаемость по сере углей петровского месторождения Старобельской угленосной площади...	<b>148</b>
<b>А.Ю. Дриженко, І.Л. Сафронов, Є.А. Гаврилов</b> Концепція ефективного освоєння буровугільних покладів у сольових штоках.....	<b>154</b>
<b>О.О. Шустов, П.А. Дьячков</b> Оптимізація довжини стрічкових вибійних конвеєрів при розкритті обводнених буровугільних родовищ.....	<b>161</b>
<b>А.А. Бондаренко</b> Физическое моделирование процесса всасывания грунта в подводном забое земснаряд.....	<b>167</b>
<b>Л.И. Мещеряков, В.А. Бородай, В.А. Новодранова, Ясир Юсеф Хусейн Аль Хатиб</b> Выделение скрытых периодичностей моментных функций пятого порядка сигналов мгновенной мощности потребляемой приводом мельниц ммс 70*23.....	<b>172</b>
<b>М.А. Алексеев, Е.Л. Холод, Е.М. Тимченко</b> Оценка уровня внутримельничной загрузки струйных мельниц на основе показателя херста акустического сигнала.....	<b>179</b>
<b>С.Л. Никулин, О.В. Коробко</b> Предварительная обработка космических снимков для повышения эффективности линеаментного анализа.....	<b>184</b>
<b>И.А. Таран</b> Результаты исследования закономерностей распределения потоков мощности на примере трансмиссии шахтного дизелевоза.....	<b>190</b>
<b>В.В. Против, А.В. Новицкий</b> Экспериментальные исследования теплового режима секционного рельсового магнитного тормоза.....	<b>199</b>

<b>А.Г. Рудченко</b> Тепловой баланс процесса удаления льда с проводов контактной сети наземного электротранспорта.....	<b>204</b>
<b>С.С. Ильина</b> Методика определения рациональных параметров роликовых направляющих скипов для стволов с нарушенной геометрией..	<b>210</b>
<b>Р.В. Кирия, М.А. Рыбальченко, Б.И. Мостовой</b> Истечение сыпучего груза из бункера с регулируемой горизонтальной заслонкой.....	<b>217</b>
<b>П.В. Левченко</b> Количественная оценка взаимного влияния параметров классификации на производительность вертикального вибрационного грохота.....	<b>225</b>
<b>Р.В. Кирия, В.Ю. Максютенко, Д.Д. Брагинец</b> Управление бункерами, работающими в системах конвейерного транспорта угольных шахт.....	<b>230</b>
<b>В.М. Кравченко, В.А. Сидоров, В.В. Буцукин</b> Техническое состояние оборудования и глубина оценки причин повреждений.....	<b>237</b>
<b>С.В. Самуся</b> Моделирование динамических процессов в канатной системе мобильной подъемной установки.....	<b>242</b>
<b>А.В. Денищенко, О.О. Юрченко, И.И. Березкин</b> Тяговый фактор приводного шкива трения.....	<b>248</b>
<b>В.И. Самуся, Ю.И. Оксень, Ю.А. Комиссаров, А.А. Гук, В.В. Бабченко</b> Теплонасосная установка для утилизации бросового тепла шахтной воды.....	<b>253</b>
<b>В.И. Самуся, Ю.И. Оксень, М.В. Радюк</b> Оценка термодинамического совершенства систем утилизации тепла шахтных компрессорных установок.....	<b>259</b>
<b>А.В. Бессчастный, В.Г. Марченко, В.В. Марченко</b> Зависимость теплоизбытков подземных сооружений от сезонных колебаний температуры....	<b>264</b>
<b>Т.К. Клименко, Л.П. Ларіонова</b> Екологічний моніторинг забруднення урбоекосистем важкими металами з використанням рослин видів <i>taraxacum officinale</i> і <i>poa angustifolia</i> .....	<b>268</b>
<b>С.Х. Авраменко, Ю.В. Шкірко, О.І. Ненашева</b> Дослідження якісного складу та визначення відповідності питної води м. дніпродзержинська санітарним нормам.....	<b>276</b>
<b>В.Е. Колесник, Д.В. Куликова</b> Определение параметров усовершенствованного отстойника воды для условий водоотлива действующей шахты.....	<b>281</b>

<b>А.И. Горовая, А.В. Павличенко, Е.А. Борисовская</b> Усовершенствование методов биотестирования качества объектов окружающей среды для оценки экологической опасности промышленных отходов.....	<b>290</b>
<b>О.В. Орлінська, Д.С. Пікареня, Н.М. Максимова</b> Фактори підтоплення територій в гірничо-видобувних регіонах.....	<b>299</b>
<b>А.В. Зберовский</b> Математическое моделирование загрязнения атмосферы при аварийном выбросе химически опасного вещества.....	<b>305</b>
<b>Д.С. Пикареня, О.В. Орлинская, А.В. Зберовский, А.М. Лазников</b> Исследования прочностных и фильтрационных свойств гидротехнического сооружения в балке «Скаженная» Вольногорского ГМК .....	<b>310</b>
<b>А.В. Зберовский</b> Численное моделирование загрязнения атмосферы при аварийных разливах.....	<b>315</b>
<b>В.В. Ишков</b> некоторые особенности распределения свинца и хрома в угле основных рабочих пластов Алмазно-марьевского геолого-промышленного района.....	<b>321</b>
<b>Н.Н. Беляев, Е.К. Нагорная</b> Численное моделирование течения и переноса загрязнителя в вертикальном отстойнике.....	<b>332</b>

**Збірник наукових праць  
Національного гірничого університету  
№ 37**

Підписано до друку 04.06.2012. Формат 60x84/16.  
Ум. друк. арк. 11,6. Обл.-вид. арк. 11,6.  
Тираж 100 прим. Зам. №

Підготовлено до видання та видруковано  
у Державному ВНЗ «НГУ»  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК №1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19