

Міністерство освіти і науки України
Національний гірничий університет

Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№25

Дніпропетровськ
2006

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ №25 – Дніпропетровськ: РВК НГУ,
2006.– 264 с.

У збірнику приведено 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, освітлені питання експлуатації гірничо-транспортного устаткування на шахтах, рудниках і кар'єрах.

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

Збірник друкується за рішенням Вченої Ради НГУ
(протокол № 6 від 04.04.06 р.)

Комп'ютерна верстка і набір – В.В. Задорнова

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

© Національний гірничий університет, 2006

Редакційна Рада збірника:

акад. НАН України, д.т.н., проф. Г.Г. Півняк
д.т.н., проф. П. І. Пілов
д.т.н., проф. В. І. Бондаренко
д.т.н., проф. О. М. Шашенко
д.т.н., г.н.с. О.В. Зберовський
к.т.н., проф. С. М. Довгань

Експертно-редакційна колегія:

Відкрита розробка РКК

Гуменик І. Л. – д.т.н., проф.
Дриженко А. Ю. – д.т.н., проф.
Крисін Р. С. – д.т.н., проф.
Прокопенко В. І. – д.т.н., проф.
Симоненко В. І. – д.т.н., доц.

Збагачення корисних копалин

Пілов П. І. – д.т.н., проф.
Младецький І. К. – д.т.н., проф.
Полулях О. Д. – д.т.н., проф.
Туркеніч О. М. – д.т.н., проф.
Франчук В. П. – д.т.н., проф.

Екологічна безпека

Зберовський О.В. – д.т.н., г.н.с.
Шапарь А.Г. – д.т.н., проф.
Бойко В.О. – д.т.н., проф.
Кременчуцький М.Ф. – д.т.н., проф.
Горова А.І. – д.б.н., проф.

Підземна розробка РКК

Бондаренко В. І. – д.т.н., проф.
Колоколов О. В. – д.т.н., проф.
Кузьменко О. М. – д.т.н., проф.
Рахутін В. С. – д.т.н., проф.
Бузило В.І. – д.т.н., проф.

Фіз. процеси гірничого виробництва

Власов С. Ф. – д.т.н., проф.
Москальов О.М. – д.т.н., проф.
Садовенко І.О. – д.т.н., проф.
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
Ширін Л.Н. – д.т.н., проф.

Маркшейдерія

Парчевський Л. Я. – д.т.н., проф.
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.

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.

Механіка тіл, ґрунтів і гірничих порід

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.

Геологія металевих і неметал. корисних копалин

Орлінська О.В. – д.геол.н., проф.
Доброгорський М.О. – 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.

Редакція:

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

Геологія твердих горючих копалин

Нагорний Ю.М. – д.г.-м.н., проф.
Доброгорський М.О. – д.г.-м.н., проф.
Нагорний В.М. – д.г.-м.н., проф.
Додатко О. Д. – д.г.-м.н., проф.
Орлінська О.В. – д.геол.н., проф.

Геофізика

Денисюк Р.П. – д. геол.н., проф.
Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.
Тяпкін К.Ф. – чл.-кор., д.г.-м.н., проф.
Додатко О. Д. – д.г.-м.н., проф.
Орлінська О.В. – д.геол.н., проф.

Динаміка і міцність машин

Самуся В.І. – д.т.н., проф.
Блохін С.Є. – д.т.н., проф.
Заболотний К.С. – д.т.н., проф.
Франчук В.П. – д.т.н., проф.
Сердюк А.О. – д.т.н., проф.

Гірничі машини

Франчук В.П. – д.т.н., проф.
Сердюк А.О. – д.т.н., проф.
Ширін Л.Н. – д.т.н., проф.
Кіріченко Є.О. – д.т.н., проф.
Самуся В.І. – д.т.н., проф.

Буріння свердловин

Кожевников А.О. – д.т.н., доц.
Максимов О.П. – 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. – акад., 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. – д.т.н., проф.

Автоматизація технологічних процесів

Ткачов В.В. – д.т.н., проф.
Кузнєцов Г.В. – д.т.н., проф.
Бешта О.С. – д.т.н., проф.
Кочура Є.В. – д.т.н., проф.
Слесарев В.В. – д.т.н., проф.

Охорона праці

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

Адреса редакції:

49600, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,
НГУ, Зберовському О.В., тел./ факс 46-87-19,
45-85-98, E-mail: zberovskia @ nmu.org.ua

Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

С учетом нормативных требований к оформлению печатных статей, рекомендаций Книжной Палаты Украины от 07.09.04 № 1291/11 и ВАК Украины от 15.01.03 № 7-05/1 к опубликованию в специализированном «Сборнике...» принимаются статьи, содержащие новые научные и практические результаты исследований авторов, которые ранее не публиковались и отвечают профилю «Сборника...».

Текст статьи (на русском, украинском или английском языках) объемом 6-10 стр., включая таблицы, графики и рисунки, подается в редакцию на дискете 3,5" с распечаткой 1 экз. на листах формата А4. Текст следует набирать шрифтом Times New Roman 14 пунктов в редакторе Word for Windows и оформить следующим образом:

- * УДК
- * Инициалы, фамилия автора;
- * Название статьи - заглавными буквами, жирно;
- * Аннотация (до 5 строк) на русском, украинском и английском языках – 12 пт;
- * Текст форматируется с выравниванием по обеим полям с интервалом -1. Все поля - по 2 см. Номера страниц не проставляются.
- * Формулы в тексте должны быть выполнены в приложении Word "Equation".
- * Рисунки подаются в черно-белом изображении вместе с текстом в местах ссылки на них и в отдельных файлах (*. bmp, *. jpg).
- * 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.
- * Список литературы приводится в порядке ссылок в тексте, в соответствии с ГОСТ 7.1-84

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

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 (0562) 468-719 Зберовский Александр Владиславович - главный редактор,
458-598 Задорнова Виктория Валериевна - ответственный секретарь.

ОСОБЕННОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ХРОМА В УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ КРАСНОАРМЕЙСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА ДОНБАССА

В статье рассмотрены особенности распределения Cr в угольных пластах Красноармейского геолого-промышленного района. Установлен характер его распределения, выполнен расчет средневзвешенных концентраций в углях основных пластов и свит, выявлен состав типоморфной геохимической ассоциации Cr с другими токсичными и потенциальными элементами в углях района.

У статті розглянуто особливості розподілу Cr у вугільних пластах Красноармійського геолого-промислового району. Встановлено характер його розподілу, виконано розрахунки середньозважених концентрацій у вугіллі основних пластів та свит, з'ясовано склад типоморфної геохімічної асоціації Cr з іншими токсичними і потенційно токсичними елементами у вугіллі району.

The peculiarities of Cr distribution in the coal strata of Krasnoarmysk geological and industrial district have been considered in the article. There was defined the character of its distribution, calculated weighted average concentrations in the coals of basic strata and formations, determined the composition of typomorphic geochemical association of Cr with other toxical and potentially toxical elements in the coals of the district.

Вступление. 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 частности Cr, в углях и вмещающих породах извлекаемых в процессе добычи. С целью получения такой информации в Национальном горном университете были выполнены детальные исследования, охватившие всю территорию одного из наиболее перспективных районов Донбасса – Красноармейского геолого-промышленного района.

Последние достижения. Ранее особенности распределения Cr в углях Украины были детально рассмотрены на примере Львовско-Волынского бассейна [1], автором совместно с А.И. Чернобук, Д.Я. Михальчонок, В.В. Дворецким, А.Б. Москаленко [2, 3, 4, 5 и др.] исследованы особенности распределения Cr в продуктах и отходах обогащения ряда углеобогачительных фабрик Донбасса, а также совместно с А.Л. Лозовым [6 и др.] рассмотрел особенности распределения Cr в основных токсичных и потенциально токсичных элементах, в том числе и Cr, в угле пластов Павлоград-Петропавловского района. В тоже время, особенности распределения Cr в угольных пластах Красноармейского района до настоящего времени не были исследованы.

Формулирование целей. В данной работе основными задачами изучения геохимии токсичных элементов в основных рабочих угольных пластах являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций Cr; формирование представительных выборок анализов содержаний Cr по отдельным угольным пластам и по району в целом; установление средних концентраций Cr в уг-

ле основных пластов, отдельных свит и района в целом; анализ распределения содержаний Сг в целом по району; выявление связи и расчет уравнений регрессий между концентрациями Сг и другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами, петрографическим составом углей и их основными технологическими параметрами.

Изложение. Собранный материал характеризует содержание Сг в углях 56 пластов относящихся к свитам C_1^4 (пласт d_4), C_2^1 (пласты f_0^5, f_0^7, f_1), C_2^2 (пласты $g_1, g_1^{2H}, g_1^2, g_1^3, g_1^4$), C_2^3 (пласты $h_1^H, h_1, h_4, h_5, h_6, h_8, h_{10}, h_{10}^1$), C_2^5 (пласты $k_3, k_5^H, k_5, k_5^B, k_6, k_7, k_7^1, k_7^{1+2}, k_7^2, k_8^H, k_8$), C_2^6 (пласты $l_1, l_1^B, l_2^1, l_3, l_3^{B+H}, l_3^B, l_4, l_4^B, l_5, l_5^1, l_6, l_7^H, l_7, l_7^{B+H}, l_7^B, l_8^H, l_8, l_8^1$) и C_2^7 (пласты $m_2, m_3^H, m_3, m_3^1, m_4^0, m_4^2, m_4^{2+2B}, m_5^{1B}, m_6^1$ и m_6^2) нижнего и среднего отделов каменноугольного периода. В целях получения наиболее объективных и однородных данных в работе использовались в основном результаты полуколичественных и количественных анализов углей керновых проб полей шахт «Родинская» (пласты k_5^B, k_7, l_7^H и l_8^1), «Центральная» (пласты k_5^B, k_7, l_1, l_3 и l_7), «Краснолиманская» (пласты k_5, l_3, l_7 и m_4^2), «Горняк» (пласты m_2 и m_3), «Белозерская» (пласты $l_1^B, l_3, l_8, m_2, m_4^{2+2B}$ и m_5^{1B}), «Новодонецкая» (пласты k_7^{1+2}, k_8, l_3 и l_8^H), «Алмазная» (пласты $k_8^H, l_1, l_2^1, l_3, l_4, l_5$ и l_7), им. Стаханова (пласты k_5, l_1, l_3 и l_7), «Красноармейская Западная №1» (пласт d_4), «Добропольская» (пласты $k_8^H, l_1, l_2^1, l_3, l_4, l_5, m_3^H, m_4^0, m_5^{1B}$ и m_6^2), им. Димитрова (пласты $k_3, k_7, k_8, l_1, l_3, l_6, l_7$ и m_3^1), «Пионер» (пласты l_3, l_7^B, l_8, m_4^0 и m_4^2), «Россия» (пласты $k_8, l_3, l_7, l_8, m_2, m_3$ и m_4^2), им. Шевченко (пласт f_1), «Новгородовка №1-2 и №3» (пласты k_8, l_1, l_7, l_8^1 и m_4^2), им. Коротченко (пласты k_8, l_1, l_3, l_8 и l_8^1), «Украина» (пласты $k_8, l_1, l_2^1, l_3, l_7^H$ и l_8), «Кураховская №10 и №42» (пласты k_6, k_8, l_2^1 и l_4), а также резервных и разведочных площадей и участков «Северодонецкий – 2» (пласты $k_5^H, k_5, k_5^B, l_2^1, l_3, l_4, l_5, l_7, l_8, m_2, m_4^2$ и m_6^2), «Новгородовские» (пласты $k_6, k_8, l_1, l_2^1, l_3, l_4, l_7^H, l_7, l_8, l_8^1, m_2, m_3$ и m_4^2), «Лесовские» (пласты $k_8, l_1, l_2^1, l_3, l_6, l_7, l_8, l_8^1, m_2, m_3, m_4^0, m_6^1, m_6^2$), «Гапеевские» (пласты $k_5^H, k_5, k_5^B, k_7^1, k_7^2, k_8, l_1, l_2^1, l_3, l_3^{B+H}, l_3^B, l_4^B, l_7^{B+H}, l_8^H, m_3^H, m_4^0$ и m_6^2), «Добропольские» (пласты $k_8, l_1, l_2^1, l_3, l_3^{B+H}, l_5, l_7^B, l_8^H, l_8, m_3^H, m_4^0, m_4^2, m_6^1$ и m_6^2), «Димитровские» ($g_1^{2H}, h_1^H, h_4, h_6, h_8, h_{10}, h_{10}^1, l_1, l_3, l_5^1, l_6$ и l_7), «Успеневские» (пласты $f_0^5, f_0^7, g_1, g_1^2, g_1^3, g_1^4, h_1, h_4, h_5$ и h_{10}) выполненных после 1983г. в центральных сертифицированных лабораториях геологоразведочных организаций, в ряде случаев они дополнялись анализами пластово – дифференцированных проб отобранных лично или совместно с сотрудниками геологических служб производственных геологоразведочных и добывающих организаций.

После первичного анализа и разбраковки качественных и количественных характеристик правильности и воспроизводимости результатов анализов в дальнейшей работе было использовано 2814 определений Сг в углях района. Наиболее представительные (более 33 анализов удовлетворяющих требованиям правильности и воспроизводимости [7, 8] и относительно равномерно распределенные по площади) результаты были получены по 38 пластам: $g_1^{2H}, h_1^H, h_4, h_6, h_8, h_{10}, h_{10}^1, k_5^H, k_5, k_5^B, k_6, k_7, k_7^1, k_7^2, k_8, l_1, l_2^1, l_3, l_3^{B+H}, l_3^B, l_4, l_4^B, l_5, l_5^1, l_6, l_7^H, l_7, l_7^B, l_8^H, l_8, l_8^1, m_2, m_3^H, m_3, m_4^0, m_4^2, m_6^1, m_6^2$, залегающих в пределах полей шахт «Родинская», «Центральная», «Краснолиманская», «Горняк», «Белозерская», «Новодонецкая», «Алмазная», им. Стаханова, «Добропольская», им. Димитро-

ва, а также резервных и разведочных площадей и участков «Северодонецкий – 2», «Новгородовские», «Лесовские», «Гапеевские», «Добропольские» и «Димитровские».

Таблица 1

Угольный пласт	Содержание Cr, в г/т	Свита	Содержание Cr, в г/т	Содержание Cr в углях района, в г/т
m ₆ ²	7	C ₂ ⁷	15	23±1
m ₆ ¹	17			
m ₄ ²	17			
m ₄ ⁰	25			
m ₃	20			
m ₃ ^H	8			
m ₂	17			
l ₈ ¹	25	C ₂ ⁶	25	
l ₈	22			
l ₈ ^H	11			
l ₇ ^B	15			
l ₇	24			
l ₇ ^H	19			
l ₆	20			
l ₅ ¹	12			
l ₅	28			
l ₄ ^B	14			
l ₄	14			
l ₃ ^B	20			
l ₃ ^{B+H}	10			
l ₃	25			
l ₂ ¹	27			
l ₁	24			
k ₈	47	C ₂ ⁵	34	
k ₇ ²	73			
k ₇ ¹	15			
k ₇	15			
k ₆	30			
k ₅ ^B	16			
k ₅	56			
k ₅ ^H	16			
h ₁₀ ¹	21	C ₂ ³	24	
h ₁₀	20			
h ₈	28			
h ₆	19			
h ₄	28			
h ₁ ^H	19			
g ₁ ^{2H}	47	C ₂ ²	47	

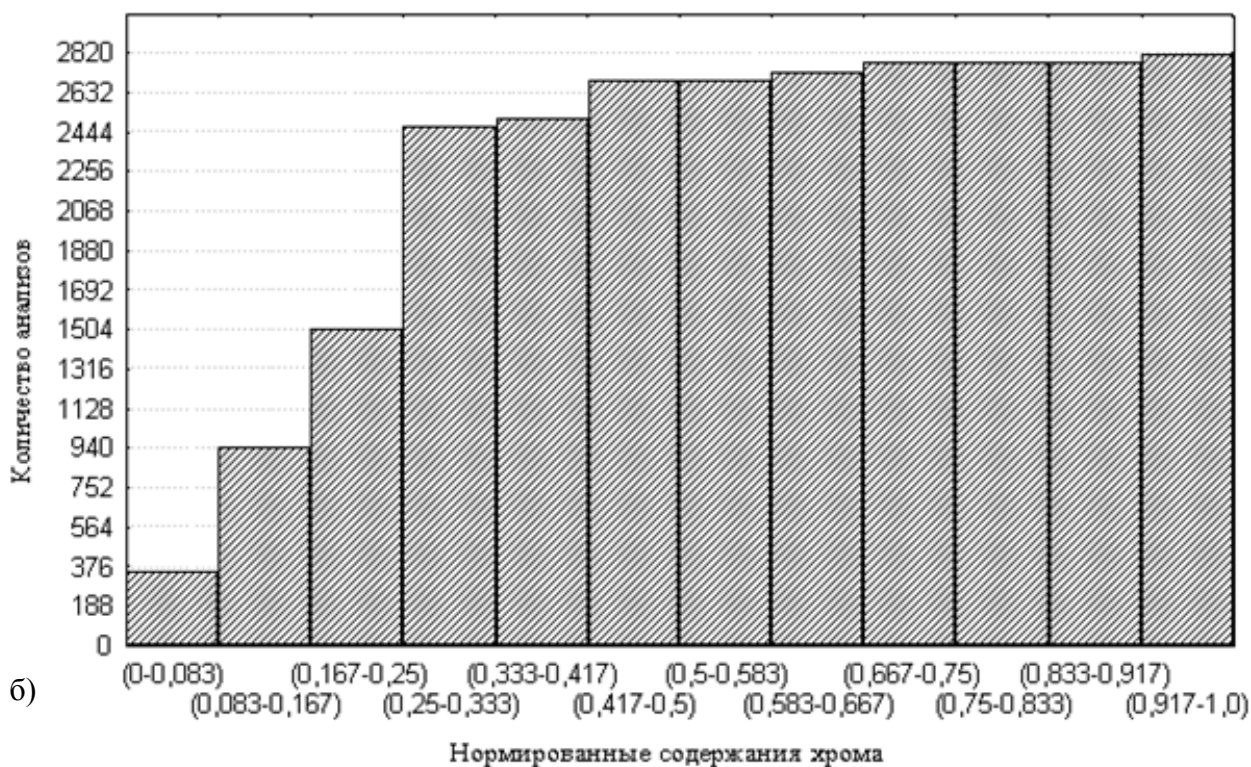
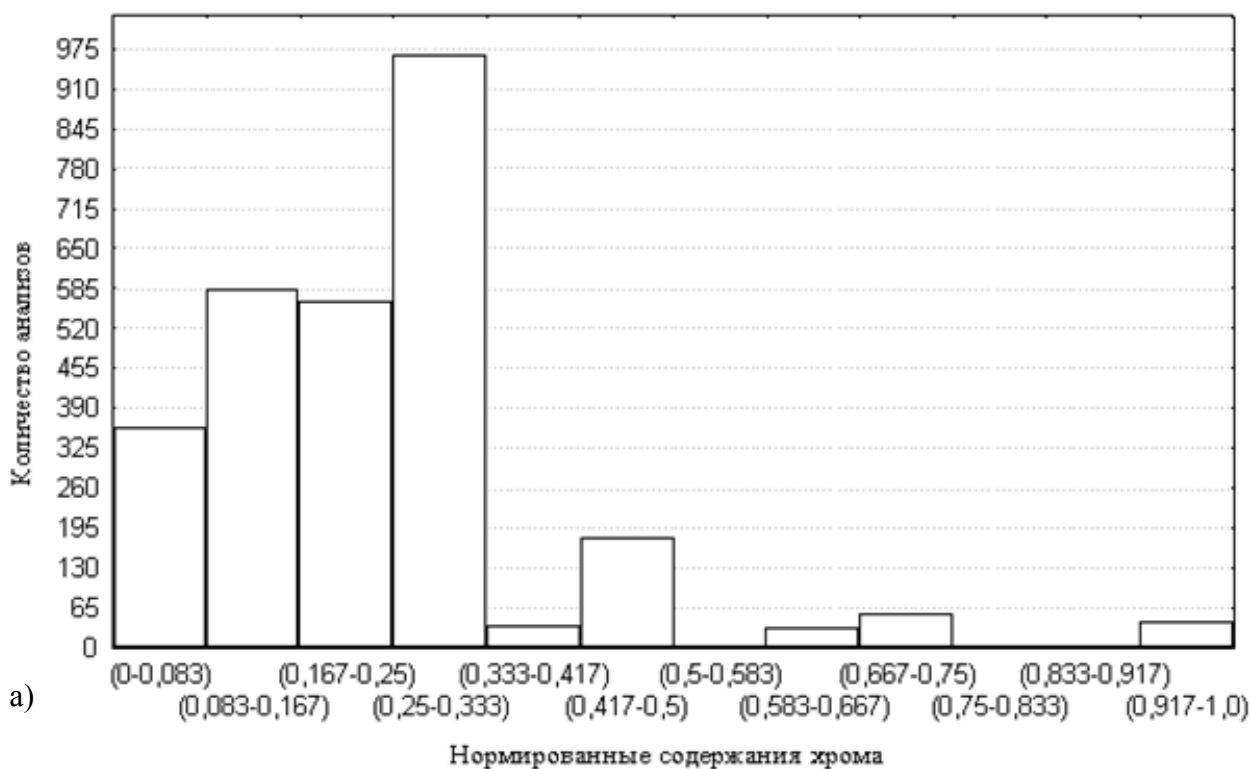


Рис.1. Гистограммы распределений нормированных содержаний Cr в углях Красноармейского геолого-промышленного района

С целью получения представительных оценок содержания Cr в углях, как отдельных пластов, свит, так и в целом по району единичные определения были объединены по отдельным пластам в 78 пообъектных выборок, а дальнейший расчет средних значений концентраций выполнялся как средневзвешенное на

объем объекта. При расчетах объема принималась средняя мощность пласта в пределах объекта, а площади достоверно установленных размывов и выклинивания пластов не учитывались. Рассчитанные таким образом оценки выборочных средних по пластам, свитам и в целом по району приведены в табл. 1.

Для визуального качественного анализа общей формы распределения значений содержания Cr в углях района построены простая гистограмма (рис. 1,а) и кумулятивная (рис.1,б). Для удобства их визуального сопоставления с гистограммами распределений остальных токсичных и потенциально токсичных элементов, основных технологических параметров, петрографического состава и др. характеристик углей все значения концентраций Cr нормированы.

Анализ построенных гистограмм позволяет установить:

- ✓ распределение основной части (87% всех результатов) выборки близко к логнормальному закону распределения и заключено в интервале 0,0-0,417 с модой в интервале 0,25-0,333, что соответствует содержаниям Cr в угле: 23-28 г/т;
- ✓ наблюдаются два явно выраженных аномально высоких интервала значений: 0,583-0,75 и 0,917-1,0, которые отвечают соответственно концентрациям Cr в угле: 44-56; 67-73 г/т. На 97% их возникновение обязано влиянию значений содержания Cr в угле четырех пластов: g_1^{2H} , k_5 , k_7^2 и k_8 .

Значимость различий между выборочными средними концентрациями As в углях ближайших по стратиграфическому разрезу пластов и свит устанавливалась с использованием программы STATISTICA 6.0 [9] путем расчета t -критерия и U -критерия Манна-Уитни (как наиболее мощной непараметрической альтернативой t -критерия) с уровнем значимости $p \leq 0,05$.

В результате установлено, что только в четырех случаях различия между выборочными средними содержаниями Cr в углях ближайших по стратиграфическому разрезу исследованных пластов являются статистически незначимыми: это пары пластов $h_{10} - h_{10}^1$; $k_7 - k_7^1$; $l_4 - l_4^B$, $l_6 - l_7^H$, $m_4^2 - m_6^1$; отличие между выборочными средними концентрациями Cr в углях пластов соседних свит во всех случаях оказывается значимым.

Полученные результаты дают основание предположить, что основные факторы контролирующие накопление Cr в углях района, в процессе формирования соседних пластов и дальнейшего преобразования угленосной толщи существенно изменялись.

В целях классификации угольных пластов района по содержанию Cr была выполнена процедура кластерного анализа. Использование кластерного анализа в целях классификации имеет ряд преимуществ, так как позволяет выполнить разбиение множества исследуемых объектов и признаков на однородные в соответствующем понимании группы или кластеры, а также выявить их внутреннюю структуру (на разных иерархических уровнях) в изучаемой выборочной совокупности. В то же время, как и любой другой метод, кластерный анализ имеет определенные недостатки. В частности, состав и количество кластеров зависит от выбираемых критериев группировки («стратегии классификации»), а применение различных методов, соответствующих различным концептуальным подходам к выделению таксонов, к одним и тем же выборкам, может привести к существенно отличающимся результатам. Таким образом, характерной осо-

бенностью кластерного анализа, в отличие от других методов многомерной статистики, служит сильная зависимость получаемых результатов от априорных установок исследователя на содержательном уровне. В связи с этим в данной работе использовался, как наиболее эффективный взвешенный центроидный метод, а в качестве меры сходства - евклидовое расстояние между средневзвешенными содержаниями Cr в углях пластов. Как показано в [10] такой подход является наиболее эффективным и позволяет не только установить количество результирующих кластеров, но и выявить их структуру. Результаты кластерного анализа концентраций Cr в угле пластов района взвешенным центроидным методом приведены на рис. 2.

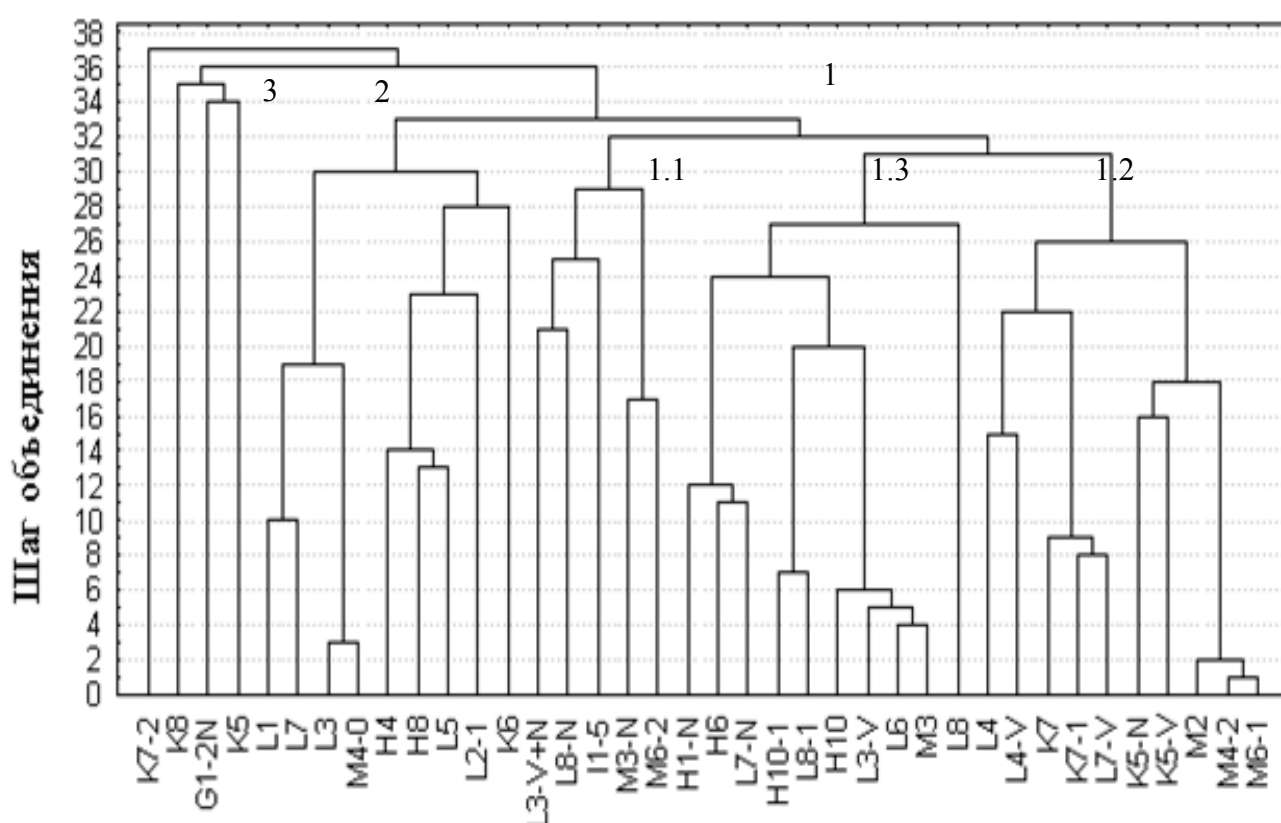


Рис.2. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Cr в угле

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию Cr (см. рис. 2) первый кластер составляют пласты с низким содержанием (от 7 до 22 г/т, при средневзвешенном по кластеру 16 г/т), второй кластер – пласты со средним содержанием (от 24 до 30 г/т, при средневзвешенном по кластеру 25 г/т), третий кластер – с аномально высокими концентрациями (от 37 до 73 г/т, при средневзвешенном по кластеру 46 г/т). В структуре первого кластера выделяется три вложенных кластера: 1.1 – сформирован пластами с аномально низкими концентрациями Cr в угле (от 7 до 12 г/т, при средневзвешенном по кластеру 9 г/т); 1.2 – объединяет пласты с содержаниями Cr от 14 до 17 г/т, при средневзве-

шенном по кластеру 16 г/т; 1.3 – сформирован пластами с концентрациями Cr в угле от 19 до 22 г/т, при средневзвешенном по кластеру 21 г/т.

Для выявления основных факторов, контролирующих накопление Cr в углях района, а также его связи с другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами был выполнен корреляционный и регрессионный анализы его концентраций с основными технологическими показателями, содержаниями этих элементов и петрографическим составом углей. В целом по району установлено:

1). Наличие статистически значимой связи концентрации Cr в углях района с зольностью (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,8, график регрессии на рис. 3), линейное уравнение регрессии:

$$Cr = -0,0077 + 0,78151A^d$$

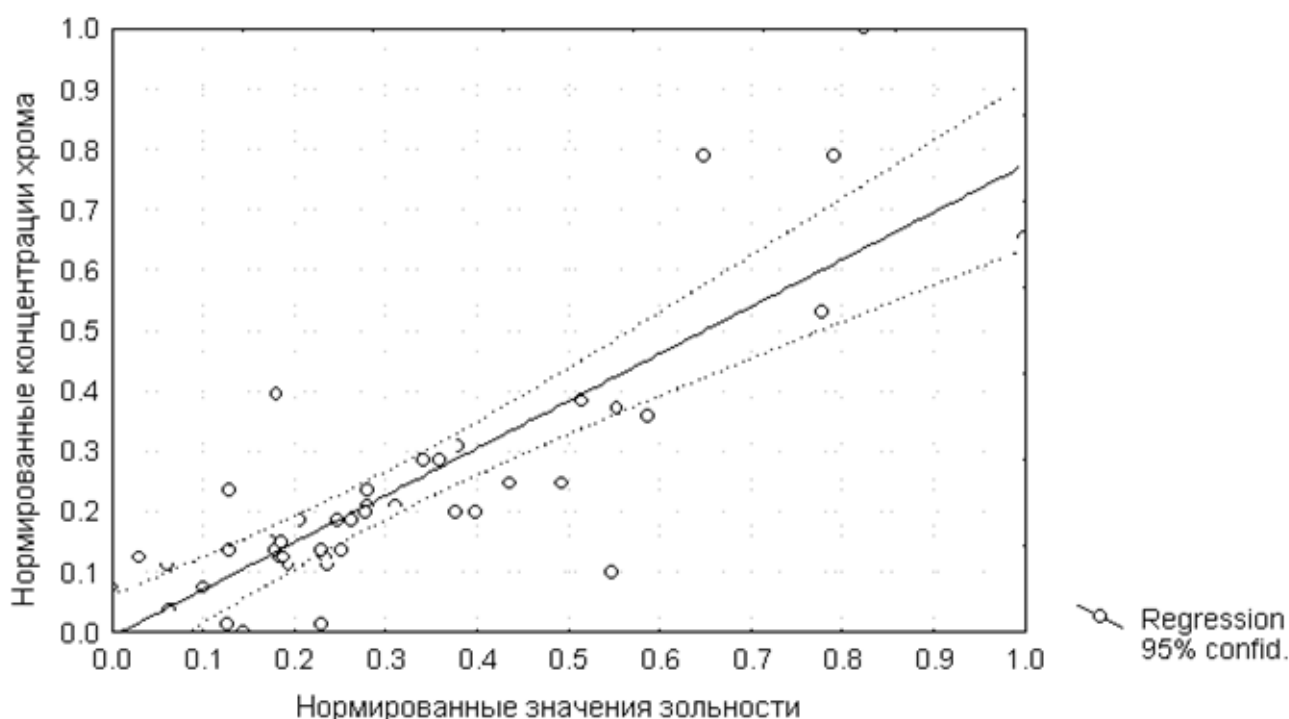


Рис.3. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Cr и зольностью угля в исследованных пластах Красноармейского района

2). В углях района Cr образует геохимическую ассоциацию с Pb (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,40, график регрессии на рис. 4), с Ni (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,58, график регрессии на рис. 5), с V (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,63, график регрессии на рис. 6) и с Co (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,55, график регрессии на рис. 7), линейные уравнения регрессии:

$$Cr = 0,08136 + 0,29434Pb,$$

$$Cr = 0,1233 + 0,64210Ni,$$

$$Cr = 0,06048 + 0,55306V,$$

$$Cr = 0,05086 + 0,62543Co.$$

В то же время, на отдельных участках исследованных пластов (с использованием метода Червякова В.А. [11]) выявлена значимая положительная корреляционная связь Cr с Ti (участки Димитровский, Гапеевские, Лесовские и Северородинский 2).

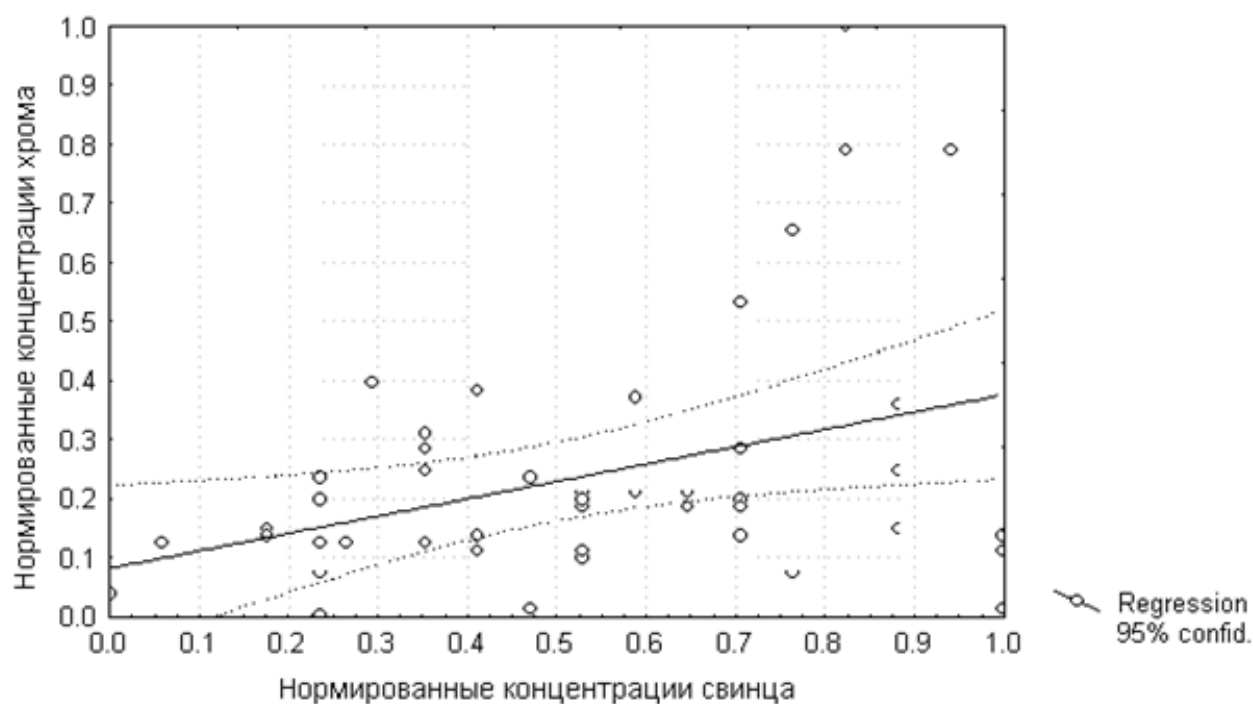


Рис.4. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Cr и Pb в основных угольных пластах Красноармейского района

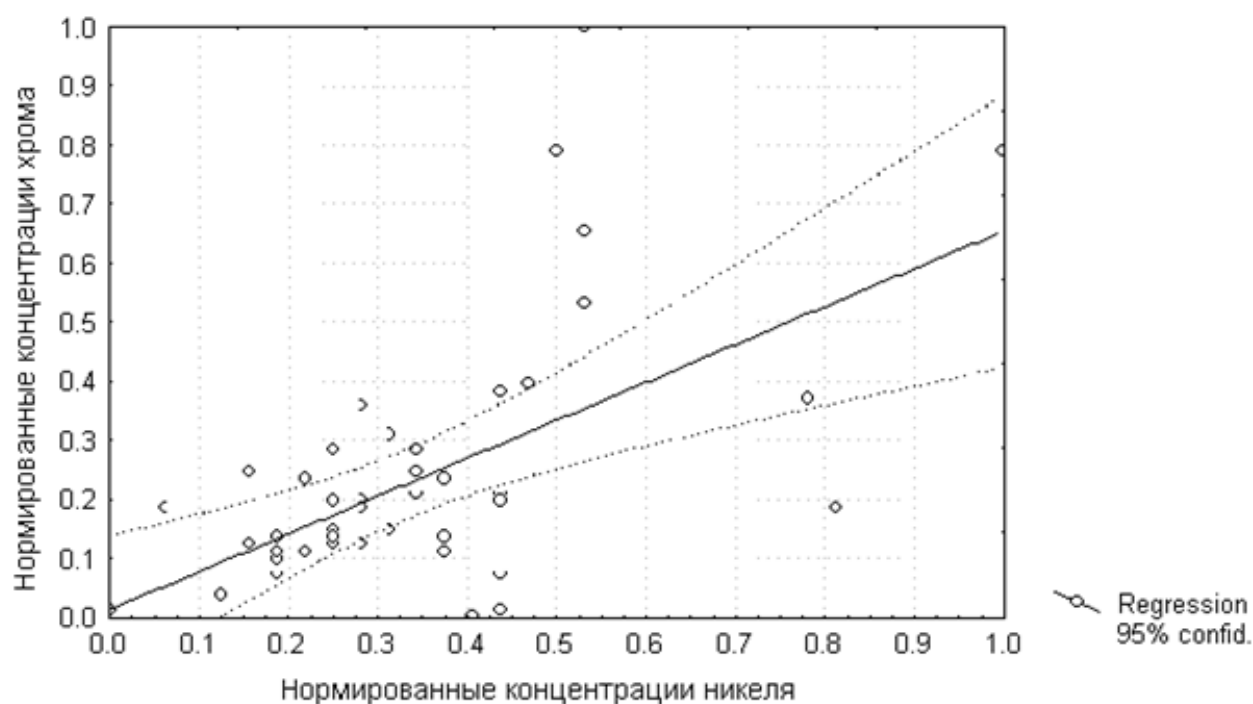


Рис.5. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Cr и Ni в основных угольных пластах Красноармейского района

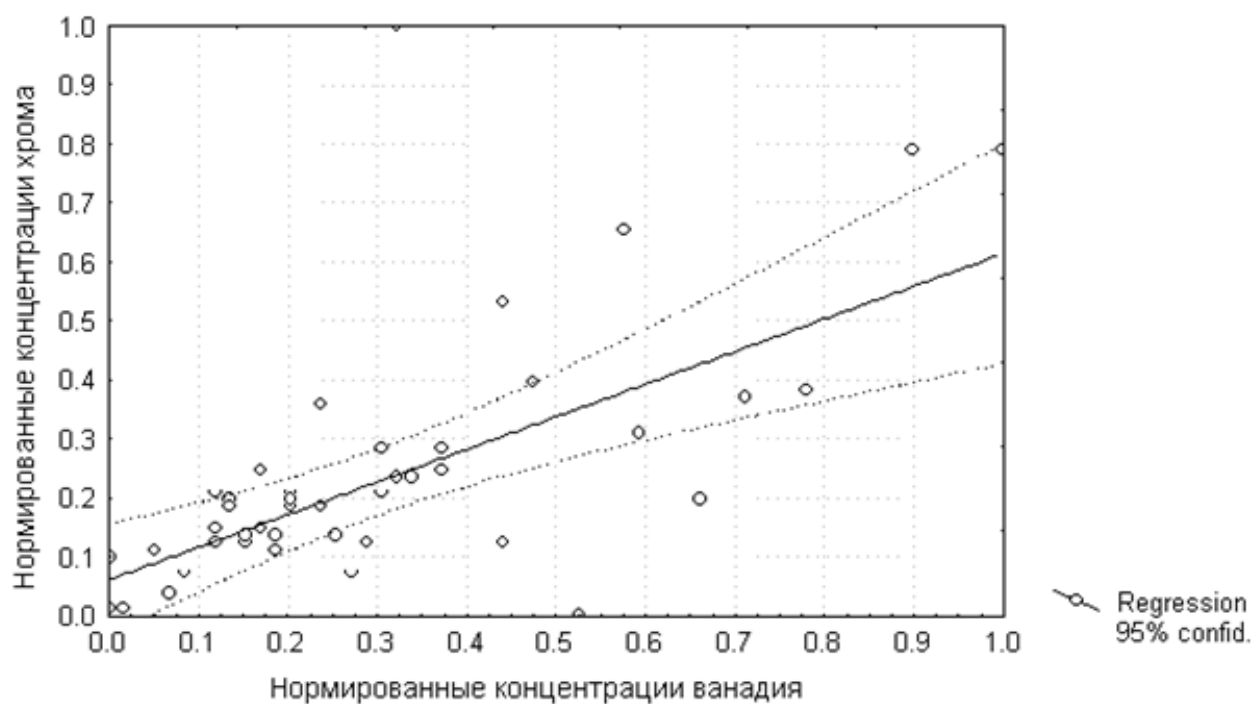


Рис.6. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Cr и V в основных угольных пластах Красноармейского района

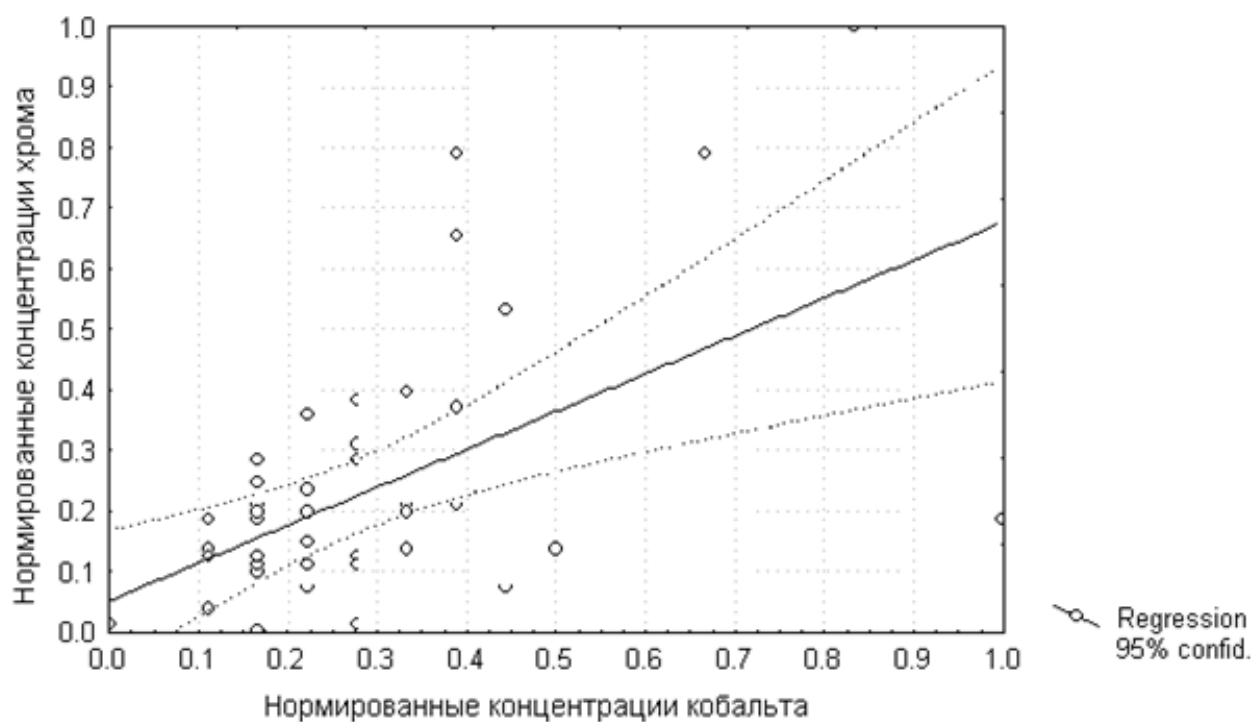


Рис.7. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Cr и Co в основных угольных пластах Красноармейского района

3). В целом по району во всех исследованных пластах наблюдается незначительное увеличение концентрации Cr с ростом степени углефикации угля, усложнением строения пластов и уменьшением их мощности, увеличением количества внутрипластовых минерализованных прослоев и содержания липоидных компонентов.

4) Статистически значимая связь концентраций Cr с сернистостью и эпигенетической минерализацией, а также литологией непосредственных кровли и почвы отсутствует.

Полученные результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. Распределение основной части 87% объема выборочной совокупности содержаний Cr в углях района описывается логнормальным законом, с модой в интервале 23-28 г/т. Весь объем выборки характеризуется средним значением 23 ± 1 , при дисперсии 118, стандартном отклонении 11, коэффициентом асимметрии $1,95 \pm 0,05$ и коэффициентом эксцесса $6,31 \pm 0,09$.

2. Среднее значение содержания Cr в угле всех основных рабочих пластов района существенно ниже ПДК в углях.

3. Основные факторы, влияющие на концентрацию Cr в ближайших по стратиграфическому разрезу угольных пластах в процессе угленакопления и эпигенетических преобразований угленосной толщи испытывали значительные вариации (исключение составляют пары пластов: $h_{10} - h_{10}^1$; $k_7 - k_7^1$; $l_4 - l_4^B$, $l_6 - l_7^H$, $m_4^2 - m_6^1$).

4. Аномально высокие концентрации Cr характерны для углей пластов g_1^{2H} , k_5 , k_7^2 и k_8 (максимальное по району средневзвешенное содержание). В минимальном количестве Cr содержится в углях пластов l_3^{B+H} , l_5^1 , l_8^H , m_3^H и m_6^2 .

5. Максимальными вариациями содержания Cr в угле характеризуются пласты свиты C_2^5 , а минимальным – пласты свиты C_2^3 .

6. В целом по району наблюдается значимая прямая линейная зависимость содержаний Cr с зольностью и незначительное увеличение концентрации Cr с ростом степени углефикации угля, усложнением строения пластов и уменьшением их мощности, увеличением количества внутрипластовых минерализованных прослоев и содержания липоидных компонентов.

7. Статистически значимая связь концентраций Cr с сернистостью и эпигенетической минерализацией, литологическим составом непосредственных кровли и почвы отсутствует.

8. Для углей района типоморфной является геохимическая ассоциация Cr со Pb, Ni, V и Co. Совместное накопление этих элементов с образованием типичной «ванадиевой» ассоциации обусловлено битуминозным характером сорбента. Нейтральная и щелочная среда палеобассейна торфонакопления способствует поглощению Cr фенольными производными лигнина, а кислая, является неблагоприятной для этого процесса.

Основное научное значение полученных результатов заключается в установлении характера распределения и расчете основных описательных ста-

тистик содержаний в углях Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса, расчете средневзвешенных концентраций этого элемента в углях основных пластов и свит, выявление состава типоморфной геохимической ассоциации Cr с другими токсичными и потенциально токсичными элементами в углях района.

Практическое значение полученных результатов состоит в типизации угольных пластов района по содержанию Cr с помощью кластерного анализа, выявлении значимой связи Cr содержаний с зольностью углей, а так же в расчете уравнений регрессии между элементами, входящими в геохимическую ассоциацию Cr.

Литература

1. Плакса Я.П., Тихонова В.С., Шабо З.В. Деякі закономірності поширення мікроелементів у різних фракціях вугілля Львівсько-Волинського басейну. // Геол. і геохімія горючих копалин. Респ. міжвід. зб., вип. 24. – Львів, 1971. – С. 64 – 68.
2. Ишков В.В., Чернобук А.И., Москаленко А.Б. Распределение бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Снежнянской ГОФ. // Геотехническая механика. Межведомственный сборник научных трудов, вып. 21. - Днепропетровск, 2000. – С. 76 – 83.
3. Ишков В.В., Чернобук А.И., Дворецкий В.В. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Краснолиманской ЦОФ. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №5. - Днепропетровск, 2001. - С. 84-86.
4. Ишков В.В., Чернобук А.И. Особенности распределения бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах углеобогащения Красноармейской ЦОФ. // Сборник научных трудов Национальной горной академии Украины. - №11. - Т.3. - Днепропетровск, 2001. - С. 253-261.
5. Ишков В.В., Чернобук А.И., Михальчонок Д.Я. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Добропольской ЦОФ. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №4. – Днепропетровск, 2001. – С. 89-90.
6. Ишков В.В., Лозовой А.Л. О закономерностях распределения токсичных и потенциально токсичных элементов в угольных пластах Павлоград-Петропавловского района. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. №2. – Днепропетровск, 2001. – С. 57-61.
7. Гавришин А.И. Оценка и контроль качества геохимической информации. -М.: Недра, 1980. – 287с.
8. Беус А.А. Геохимия литосферы. – М.: Недра, 1981. – 335с.
9. Боровиков В.П. STATISTICA: искусство анализа данных на компьютере. Для профессионалов. – СПб. Питер, 2001. – 658 с.
10. Ишков В.В., Сердюк Е.А., Слипенький Е.В. Особенности применения методов кластерного анализа для классификации угольных пластов по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов (на примере Красноармейского геолого-промышленного района) // Сборник научных трудов НГУ. - №19. - Т.1. - С. 5-16.
11. Червяков В.А. Концентрация поля в современной картографии. – М.: Наука, 1978. – 149 с.

*Рекомендована к публикации д.г.-м.н. В.Н. Нагорным
Поступила в редакцию 14.04.06*

СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ЛИНЕЙНЫХ МЕТОДОВ ИНТЕРПРЕТАЦИИ ГРАВИМЕТРИЧЕСКИХ ИЗМЕРЕНИЙ В РУДНЫХ РАЙОНАХ

Использованы необходимые и достаточные условия существования устойчивых решений обратной линейной задачи гравиметрии в корректной постановке. Приведены наиболее эффективные методы и результаты интерпретации измеренного гравитационного поля с использованием полученных закономерностей.

Використана теорема про необхідні та достатні умови існування стійких розв'язків оберненої лінійної задачі гравіметрії в коректній постановці. Наведені найбільш ефективні методи та результати інтерпретації вимірюваного гравітаційного поля з використанням одержаних закономірностей.

The necessary and sufficient conditions of existence of steady decisions of a return linear problem gravity in corrective form is used. The most effective methods and results of interpretation of the measured gravitational field with use of the received laws are resulted.

Введение. В практике интерпретации гравиметрических измерений часто используются линейные методы [1-5], что объясняется простотой аппроксимации плотностной модели геологической среды нижнего полупространства и возможностью наглядного представления результатов решения обратной линейной задачи гравиметрии (ОЛЗГ) в виде горизонтальных и вертикальных плотностных разрезов, графиков, таблиц и прочих диаграмм.

Анализ последних достижений. Применяются два метода решения ОЛЗГ: метод наименьших квадратов (МНК) [6] и неоптимизированные или оптимизированные методы итераций (МИ) [3-5,7]. Работами Е.Г. Булаха [1], В.Н. Страхова [3,5], В.И. Старостенко [2,4], А.Н. Тихонова [8] доказано существование решения ОЛЗГ при использовании априорной информации или ограничений на физический параметр и геометрию геологических тел. Таким образом, ОЛЗГ является задачей условной оптимизации. Однако, естественных условий в гравиметрии очень мало, а критериев сходимости МИ еще меньше. Практически используется два критерия:

$$\sum_{j=1}^N r_j^2 / N = \varepsilon^2 \quad \text{и} \quad |r| \leq k\varepsilon, \quad (1)$$

где: $r_j = \sum_{i=1}^M a_{ij} \sigma_i - g(j)$; σ_i - плотность масс аппроксимирующих блоков; a_{ij} - матрица решения прямой задачи гравиметрии для i - того блока в j -той точке измерения поля силы тяжести $g(j)$; ε - точность измерения $g(j)$; $k \leq 1$ - для осредненного поля и $k > 1$ - для неосредненного поля $g(j)$.

В последнее время академик РАН В. Н. Страхов предложил использовать показатель суммы произведений помехи r_j на полезный сигнал $G_p = r_j + g(j)$ для всех точек с измеренным в них полем $g(j)$, которое должно быть равно нулю [5], т.е.

$$RdR = (r_j, G_p(j))=0; \quad (2)$$

Любое законченное решение ОЛЗГ (МНК или МИ) можно проверить по каждому из трёх этих условий. Однако использовать их в качестве условия для оптимизации итерационного процесса нельзя, так как при начальных условиях $\sigma_{0i} (i=1, M)$ и в последующих значениях $\sigma_{n,i}$ ни одно из трех условий даже приближенно не выполняется.

В целом условные оптимизации МИ для решения ОЛЗГ до сих пор используются очень редко [3,5,7], что связано с их высокой сложностью для программирования. Недостатками известных безусловных методов являются неустойчивость решения ОЛЗГ и его низкая физическая содержательность, затрудняющая геологическую идентификацию горных пород по плотности.

Целью настоящей работы является использование простых безусловных оптимизаций, высокотехнологичных алгоритмов и критериев, обеспечивающих устойчивые и физически содержательные решения ОЛЗГ при высокой степени фильтрации интенсивных помех поля.

Реализация поставленной цели осуществляется использованием моделей ОЛЗГ в корректной постановке [6,7], согласно которой общая проекция областей искомым аномальных масс должна совпадать с площадью карты поля. В этом случае в решении ОЛЗГ для многих блоков будут получены почти нулевые значения аномальной плотности, но зато все решение будет устойчивым и как физически, так и геологически содержательным.

Фильтрация помех высокой интенсивности осуществляется с помощью алгоритмов оптимизации итерационного процесса по минимуму нормы поправок к плотности:

$$\sigma_{n+1,i} = \sigma_{n,i} - \tau_{n+1} B_{n,i}; \quad (3)$$

где τ_{n+1} - итерационный коэффициент на $n+1$ шаге итераций; $B_{n,i}$ - поправка к плотности $\sigma_{n,i}$, вычисляемая по всем $\sigma_{n,i} (i=1, M)$ по заимствованной из [4] формуле:

$$B_{n,i} = B^{-1} r_{n,j} = \sum_{j=1}^N (a_{ij} r_{n,j} / \lambda_i / \lambda_j); \quad (4)$$

$$\text{где:} \quad \lambda_i = \sum_j a_{ij}; \quad \lambda_j = \sum_i a_{ij}; \quad (5)$$

$$F(B_{n+1}^2) = \|B_{n+1}^2\| = (B_{n+1}, B_{n+1}) = \min; \quad (6)$$

$$\tau_{n+1} = (B_n, C_n) / (C_n, C_n); \quad C_n = B^{-1} A B_n; \quad C = ((a_{ij} / \lambda_i / \lambda_j, B_{i,n}), (a_{ij} / \lambda_i / \lambda_j, B_{i,n})). \quad (7)$$

Исследованы также МИ с количеством итерационных параметров $\tau_{n+1,i}$, равным количеству блоков с неизвестной плотностью $\sigma_{n,i} (i=1, M)$.

Эффективным для решения ОЛЗГ является применение МИ с квадратичными добавками к плотности [10,11]:

$$\sigma_{n+1,i} = \sigma_{n,i} - \tau_{n+1} B_{n,i} - \mu_{n+1} B_{n,i}^2; \quad (8)$$

$$\tau(B_{n+1}^2) = ((B, C)(D, D) - (B, D)(C, D)) / K_n; \quad C = C_n; \quad B = B_{n,i};$$

$$D = ((a_{ij} / \lambda_i / \lambda_j, B_{i,n}^2), (a_{ij} / \lambda_i / \lambda_j, B_{i,n}^2));$$

$$\mu(B_{n+1}^2) = ((C, C)(D, B) - (C, B)(C, D)) / K_n; K_n = (C, C)(D, D) - (C, D)^2;$$

Устойчивое решение ОЛЗГ также можно получить реализацией оптимизированных условных или безусловных методов на основе минимума квадрата скалярного произведения помехи на сигнал:

$$(r_j, G_p(j))^2 \xrightarrow{\tau} \min; (r_j, G_p(j))^2 + \xi (r_j, G_p(j)) \xrightarrow{\tau} \min; \sigma_{n+1,i} = \sigma_{n,i} - \tau_{n+1} B_{n,i}; \quad (9)$$

Эти методы приводят к одному и тому же решению:

$$\tau_{n+1} = ((r_{j,n} - g(j) / 2), (a_{ij}, B_{i,n})) / ((a_{ij}, B_{i,n}), (a_{ij}, B_{i,n})); \quad \xi = 0;$$

Возможно также решение ОЛЗГ двух шаговым методом итераций, например, методом сопряженных градиентов [9], формулы для которого при норме (6) имеют следующий вид:

$$\sigma_{n+1,i} = \alpha_{n+1} (\sigma_{n,i} - \sigma_{n-1,i} - \tau_{n+1} B_{n,i}) + \sigma_{n-1,i}; \quad (10)$$

$$\tau(B_{n+1}^2) = ((C, B_{n-1})(B_n, dB) - (C, B_n)(B_{n-1}, dB)) / ((C, B_{n-1})(C, dB) - (C, C)(B_{n-1}, dB)),$$

где: $C = C_n$, $dB = B_n - B_{n-1}$; $\tau_1 = (B_0, C_0) / (C_0, C_0)$; $\alpha_1 = 1$; $\sigma_{1,i} = \sigma_{n,i} - \tau_1 B_{0,i}$; $\{\sigma_{0,i}; i = 1, M\}$ - вектор начального условия для плотности горных пород.

Ниже приведены результаты применения МИ, оптимизированных по одному и двум итерационным параметрам с использованием формул (3-10).

На рис. 1 приведены результаты интерпретации карты неосредненного поля силы тяжести, измеренного в 47x47 пунктах по сети 200x200м (рис.1,а). На рис. 1,б приведены результаты решения ОЛЗГ для однослойной модели, в которой верхний горизонтальный пласт мощностью 1040м (глубина до верхней плоскости – 10м) разделен на 15x15 блоков размерами 650x650x1040м. Решение ОЛЗГ выполнено итерационным методом (3-7) при $\tau_{i,n+1} (i = 1, M = 229)$, т.е. для каждого блока использован один итерационный коэффициент [6]. Еще 4 коэффициента вычислены для аномальной плотности системы 4-х полубесконечных уступов, моделирующих региональный фон поля силы тяжести в пределах интерпретируемой карты. Для каждого из 225 блоков определена средняя аномальная плотность горных пород, и по этим 225 значениям аномальной плотности построена карта изолиний (рис. 1,б). На рис. 1,д приведена карта остаточного поля силы тяжести как разность между измеренным полем (рис. 1,а) и вычисленным по карте аномальной плотности (рис. 1,б). В верхней части карты поля силы тяжести находятся две сильно локальные аномалии высокой интенсивности. В результате решения ОЛЗГ получены аномальные плотности блоков 0,06 г/см³, а остальная часть аномалий с максимальной величиной 1,6 mgl не использована и находится в остатках поля (рис. 1,д). Вместе с тем, две крупных аномалии 1,25 и 1,75mgл в средней части карты (рис. 1,а) интерпретируются как множество блоков с плотностью 0,06 и 0,10 г/см³ (рис.1б), а остаточное поле в этих местах почти полностью восстановлено с точностью 0,01-0,04 mgл (рис. 1,д). Таким образом, алгоритм (3-7) обладает высокими интерпретационными возможностями и вместе с тем сильными фильтрующими свойствами.

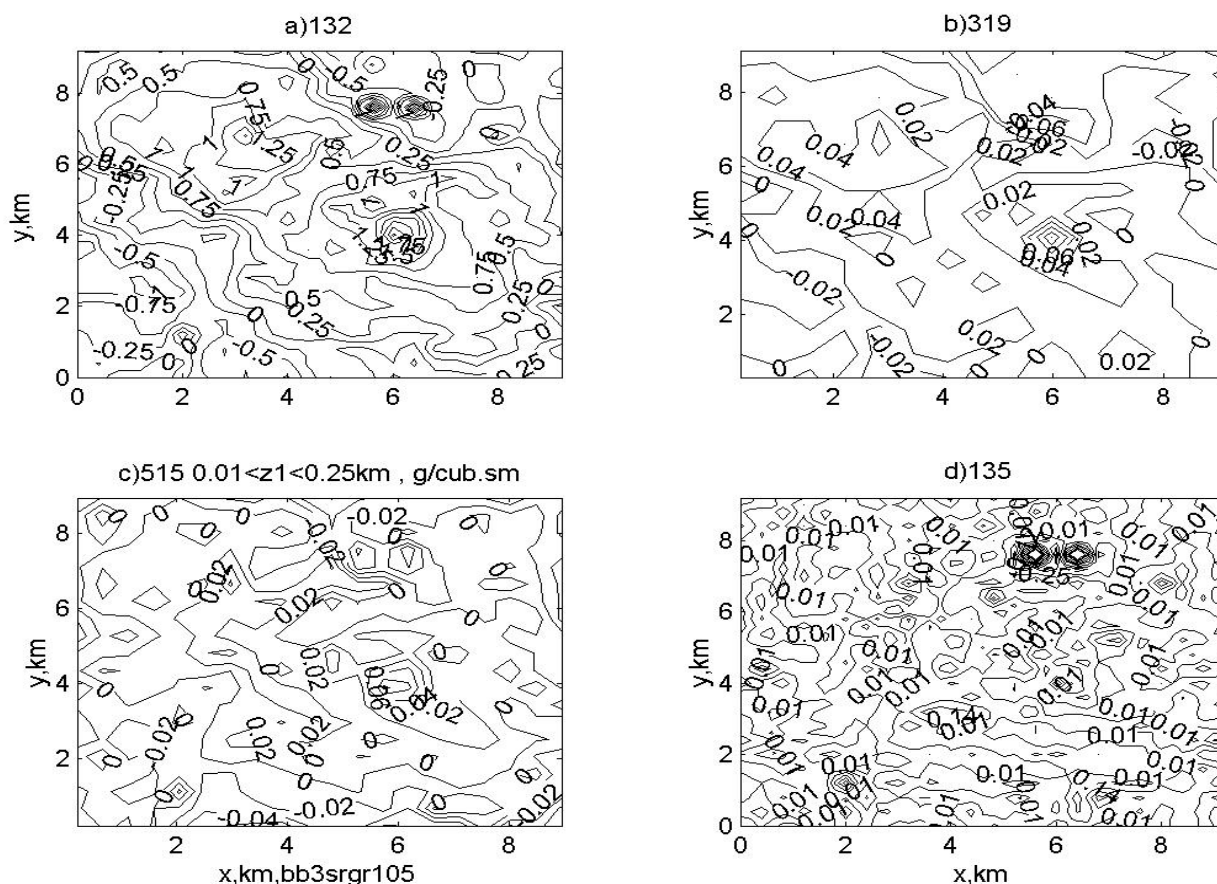


Рис.1. Карта неосредненного поля силы тяжести (рис.1,а) (изолинии приведены в 10 мкм/с^2) и карты аномальной плотности горных пород (изолинии приведены в 10^3 кг/м^3) по результатам решения ОЛЗГ для мощного слоя однослойной модели (рис.1,б), для первого тонкого слоя трехслойной модели (рис.1,с); карта остатков неосредненного поля силы тяжести для однослойной модели (рис. 1,д).

Неосредненное поле силы тяжести также было проинтерпретировано с использованием трехслойной модели для трех горизонтальных пластов мощностью 240, 400 и 400м и разбиением каждого пласта в пределах площади под картой на множество 20×20 блоков с горизонтальными размерами $475 \times 475 \text{ м}$. Решение ОЛЗГ было выполнено в результате 227 итераций МИ (8)[10] а после него 3 итераций методом (9) и 105 итераций двух шаговым методом (10) средних градиентов [9] с оптимизацией по норме (6) поправки к плотности [7]. В результате решения ОЛЗГ для данной модели по значениям средней аномальной плотности каждого из 400-х блоков построены карты аномальной плотности для всех трех слоев. На рис.1,с приведена карта аномальной плотности самого верхнего (первого) слоя модели. Она в основных чертах повторяет карту аномальной плотности общего слоя мощностью 1040м, но из-за близкого расположения первого слоя к плоскости карты измеренного поля силы тяжести изобилует множеством дополнительных мелких деталей, которые не отразились в аномальной плотности мощного слоя однослойной модели.

На рис.2 приведены такие же результаты решения ОЛЗГ для карты осредненного поля силы тяжести (рис.2,а) тем же набором методов и при том же количестве итераций, выполненных каждым методом. На рис. 2,б представлена

карта аномальной плотности горных пород для мощного слоя, на рис. 2,d - карта разностного поля силы тяжести, на которой в верхней части нет интенсивных локальных аномалий, так как их нет и на карте осредненного поля (рис. 2,a). Но общее плотностное строение массивов горных пород на картах рис. 1,b и 2,b имеет мало отличий. На рис. 2,c приведена карта аномальной плотности для того же первого слоя, полученная в результате решения ОЛЗГ для трехслойной модели. На этой карте мало мелких деталей в распределении плотности в сравнении с картой аномальной плотности, полученной по неосредненному полю (рис. 1,c), но мелких деталей мало и на осредненной карте силы тяжести (рис. 2,a) в сравнении с картой неосредненного поля силы тяжести (рис. 1,a). Результаты интерпретации карт осредненного и неосредненного поля силы тяжести в основном сходятся.

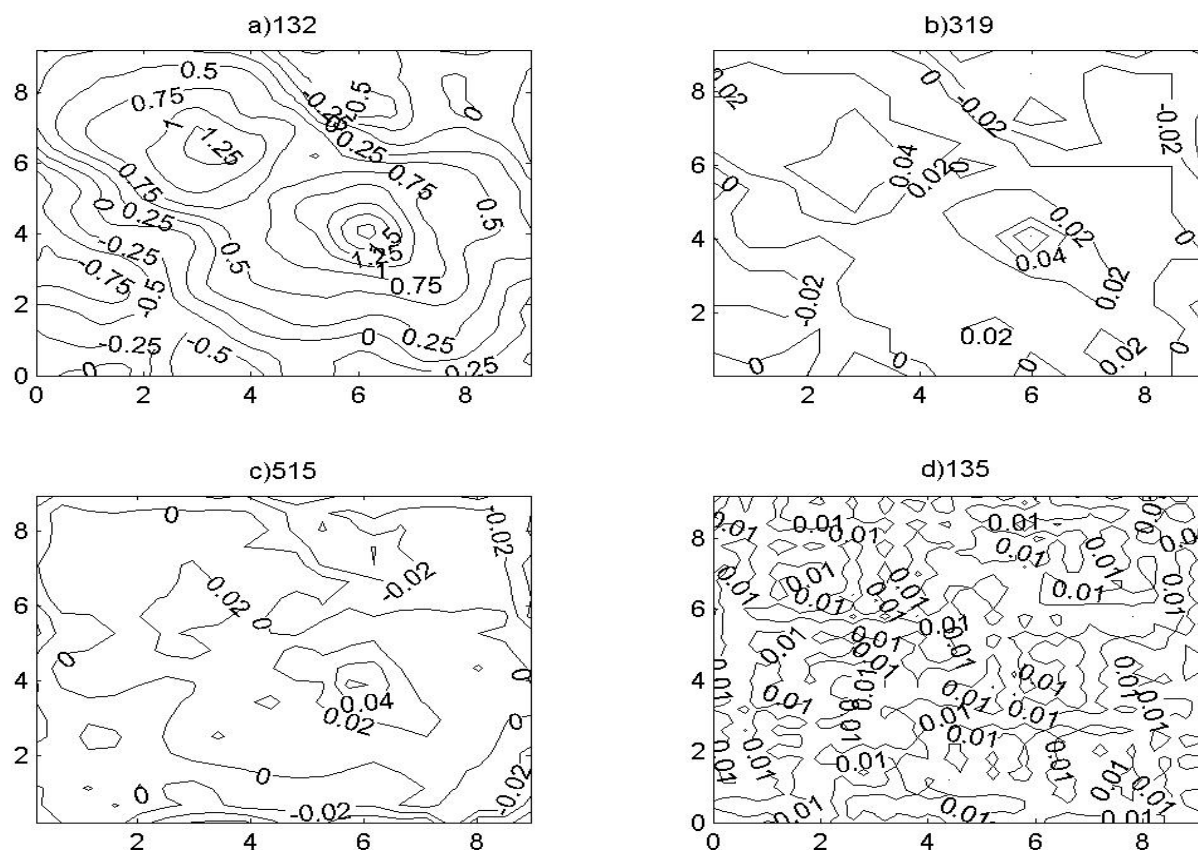


Рис.2. Карта осредненного поля силы тяжести (рис.2,a) и карты аномальной плотности горных пород по результатам решения ОЛЗГ для мощного слоя однослойной модели (рис.2,b), для первого тонкого слоя трехслойной модели (рис.2,c); карта остатков осредненного поля силы тяжести для однослойной модели (рис. 2,d).

На рис. 3 приведены результаты решения ОЛЗГ для другой карты неосредненного поля силы тяжести, измеренного в 67х67 пунктах (рис. 3,a).

Здесь использована почти такая же трехслойная модель обратной задачи, но отличающаяся мощностью первого и второго слоев. На рис. 3,b,c,d приведены карты аномальной плотности каждого слоя. Во втором и третьем слое четко прослеживаются границы плотности, которые идентифицируются с зонами разломов меридионального простираения. Широтные и диагональные разломы проявляются менее четко.

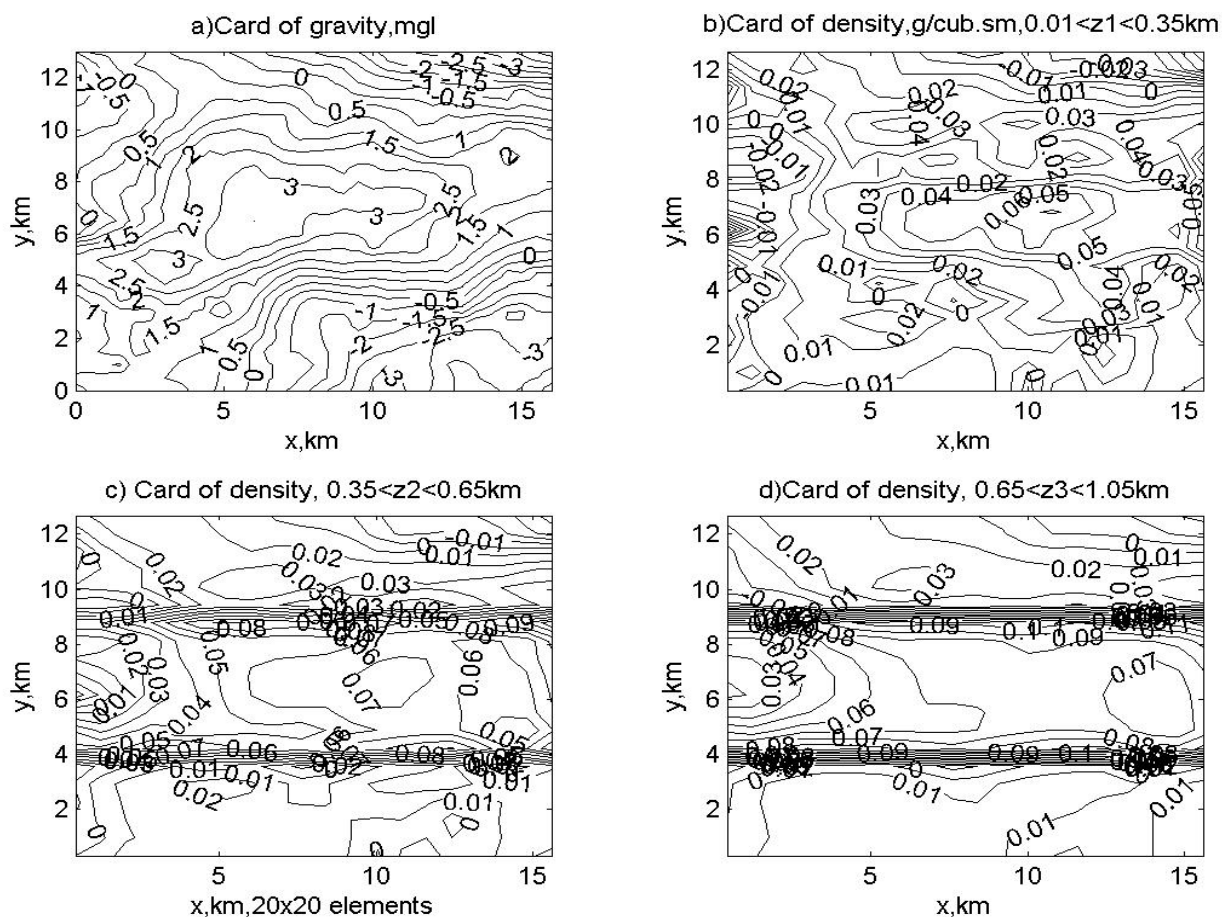


Рис.3. Карта неосредненного поля силы тяжести (рис.3,а) и карты аномальной плотности горных пород по результатам решения ОЛЗГ для каждого слоя трехслойной модели: для первого тонкого слоя (рис.3,б), для второго тонкого слоя (рис.3,с), для третьего тонкого слоя (рис.3,д).

На рис. 4,а приведена карта аномальной плотности на глубине 700м для того же поля (рис. 3,а) при использовании в ОЛЗГ модели переменной плотности по формуле полинома внутри каждого параллелепипеда и поочередного применения нелинейного итерационного метода, оптимизированного по квадратичной норме поправки к плотности [10,11]. Поскольку объемы некоторых блоков изменились, то изменилась и их средняя плотность, а поэтому стали более четко проявляться зоны разломов, вмещающие мелкие интрузии или останцы более древних пород внутри общего гнейсо-гранито-мигматитового комплекса. На рис.4,б,с приведены вертикальные разрезы аномальной плотности для того же поля (рис. 3,а) по линиям, параллельным оси X, при Y=8770м и Y=6820м.

Заключение. Применение моделей ОЛЗГ в корректной постановке [6,12] позволяет получить геологически содержательное распределение плотности в массивах горных пород и эффективно использовать гравиметрию для крупномасштабного картирования комплексов кристаллических горных пород с целью поисков рудных залежей.

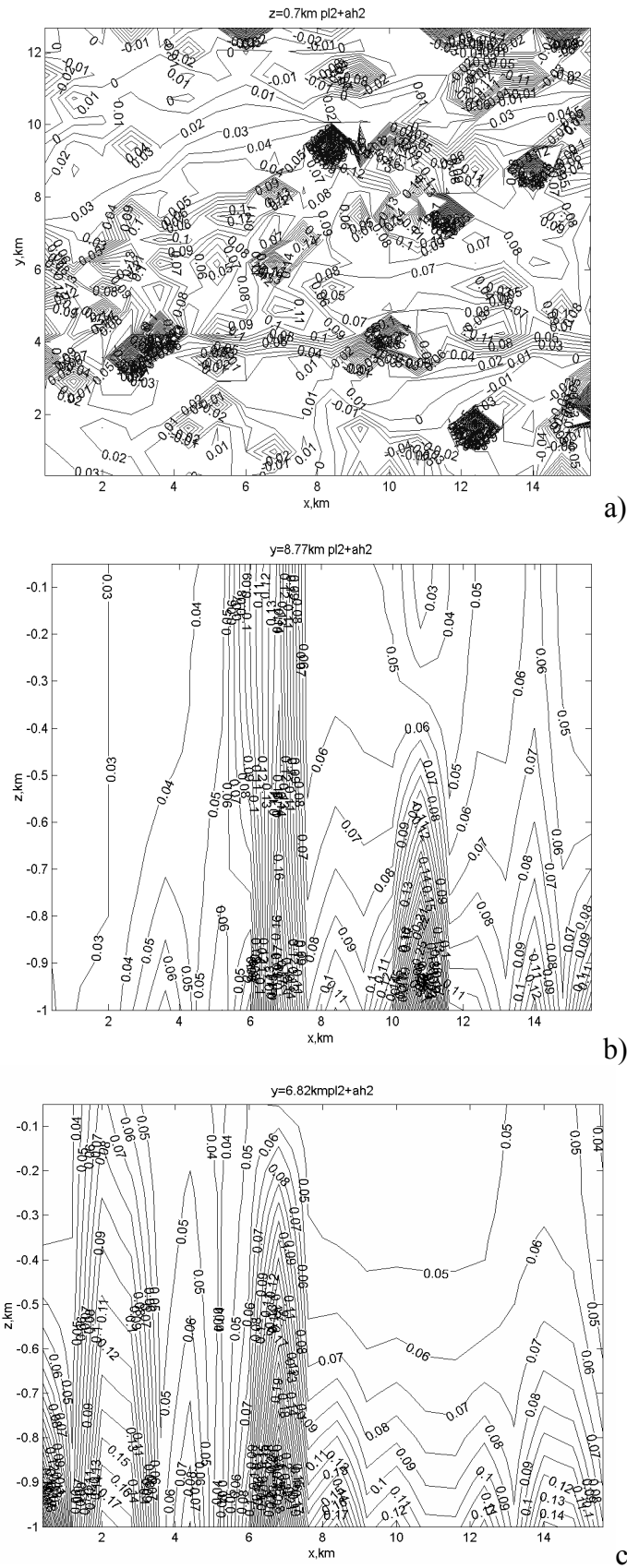


Рис.4. Результаты решения линейно-нелинейной обратной задачи гравиметрии по неосредненному полю силы тяжести (рис.3а) при использовании модели переменной плотности внутри каждого блока: а) карта аномальной плотности горных пород на глубине 700м (сечение изолиний в 1000 кг/м^3); б) разрез аномальной плотности горных пород по линии $y=8770\text{м}$: $< 80 \text{ кг/м}^3$ - граниты и мигматиты; $> 80 \text{ кг/м}^3$ - гнейсы, гранодиориты и амфиболиты; в) разрез аномальной плотности горных пород по линии $y=6820\text{м}$.

Литература

1. Математическое обеспечение автоматизированной системы интерпретации гравитационных аномалий/ Булах Е.Г., Маркова М.Н., Тимошенко В.И. и др.; Редкол.: О.И.Калашникова и др. - К.: Наукова думка, 1984. – 112 с.
2. Старостенко В.И. Устойчивые численные методы в задачах гравиметрии. - К.: Наукова думка, 1978. - 218 с.
3. Страхов В.Н. О решении линейных обратных задач гравиметрии и магнитометрии// ДАН СССР. – 1991. - т.310, №6.- С.1348-1352.
4. Старостенко В.И., Козленко В.Г., Костюкевич А.С. Сейсмогравитационный метод: принципы, алгоритмы, результаты// Вісник АН УРСР. – 1986 .- №12. - С. 28-42.
5. Страхов В.Н. Новая технология интерпретации локальных гравитационных аномалий в двухмерной постановке // Геоінформатика. - К., 2005. - №1. - С. 27-31.
6. Миненко П.А. Разделение массива по плотности обратным линейным преобразованием поля силы тяж ести// Сб. научн. тр./ НИГРИ “Разработка руд черных метал лов”. - Кр. Рог,1989. - С.146-148.
7. Миненко П.А. Оптимизационные линейные алгоритмы обработки геологической и геофизической информации при поисках рудных залежей// Сб. научн. тр. /НИГРИ “Проблемы разработки руд черных метал лов”. - Кр. Рог,1991. - С. 107-111.
8. Тихонов А.Н., Арсенин В.Я. Методы решения некорректных задач. - М.: Наука, 1979. – 183 с.
9. Самарский А.А., Гулин А.В. Численные методы. - М.: Наука, 1989. – 430 с.
10. Миненко П.А., Миненко Р.В. Исследование структуры гранито-мigmatито-гнейсовых комплексов Украинского щита нелинейными методами гравиметрии// “Науковий вісник НГУ”. – 2005. - №9. - С. 66-68.
11. Миненко П.А. Особенности решения обратной линейно-нелинейной задачи гравиметрии// «Геоінформатика», НАНУ, Центр менеджменту та маркетингу в галузі наук про Землю ІГН НАН України. - 2005. - №4. - С. 31-35.
12. Миненко П.А. Общие теоретические аспекты построения моделей для решения обратной линейной задачи гравиметрии// Сб. научн. тр./ Всеукр. Асоц. Геоінформатики «Теоретичні та прикладні аспекти геоінформатики». - К.,2005. - С. 241-245.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Денисюком Р.П.
Поступила в редакцию 28.03.06*

УДК 622.51:628.33

© Е.К. Охотник, Л.И. Довгаль

О НЕКОТОРЫХ ЗАКОНОМЕРНОСТЯХ ФОРМИРОВАНИЯ МИНЕРАЛИЗОВАННЫХ ВОДОПРИТОКОВ ШАХТ ДОНБАССА. РЕГУЛИРОВАНИЕ СБРОСА ШАХТНЫХ ВОД В РЕЧНУЮ СЕТЬ

Предложен метод управления сбросом высокоминерализованных шахтных вод прудов-накопителей в речную сеть в соответствии с гидрохимическими показателями природного водотока.

Запропоновано метод управління скиданням мінералізованих вод ставків-накопичувачів у річкову мережу відповідно до гідрохімічних показників природного водотоку.

The method of mine water releases management from the ponds in accordance to the parameters of nature water is suggested.

Развитие промышленного и сельскохозяйственного производства приводит к непрерывному увеличению потребления воды, а также деградации качества воды в природных водоемах вследствие непрерывно увеличивающейся концентрации различных загрязнений и, прежде всего, концентрации солей.

Это особенно отчетливо проявляется в промышленно развитых регионах, где воздействие значительных объемов промышленных сточных вод усугубляется сбросом в водные источники минерализованных шахтных и карьерных вод. Наименее обеспеченными водными ресурсами в Украине являются Донбасс, Криворожье, Крым и южные области – регионы, где сосредоточено наибольшее количество предприятий-водопользователей [1].

Постоянный переход горных работ на более глубокие горизонты и усложнение при этом гидрогеологических условий приводят к дальнейшему увеличению объемов и загрязненности попутно забираемых вод различными веществами, а также истощению подземных водоносных горизонтов, в том числе, насыщенных чистой водой, пригодной для питьевого водоснабжения.

Анализ работ [1, 2, 3, 4 др.], показал, что проблема техногенных шахтных водных отходов при подземной добыче угля окончательно не решена. Изучение состояния очистки шахтных вод и эффективности очистных сооружений на предприятиях угольной промышленности показало, что эти воды в основном освобождаются от взвешенных веществ и в отдельных случаях подвергаются обеззараживанию. Кислые и высокоминерализованные воды в угольной промышленности очистке не подвергаются [2]. На современном этапе отведение шахтных вод из прудов производится по схемам транзитных и залповых сбросов, что приводит к повышению солесодержания воды в различные фазы гидрологического режима.

Равномерный (транзитный) выпуск шахтных вод осуществляется из всех прудов-накопителей в течение всего года с одним и тем же расходом, равным расходу поступающих в отстойники шахтных вод. При таком варианте сброса минерализованных шахтных вод в речную сеть наблюдается критическое повышение уровня минерализации в период летне-осенней межени.

Залповые выпуски должны осуществляться в период весеннего половодья с целью опорожнения прудов и недопущения сброса шахтных вод в летне-осенний период, когда воды реки используются для культурно-бытовых нужд.

В рамках статьи, поставлена цель: в соответствии с результатами исследования гидрологического режима природного водотока и гидрохимических показателей шахтных вод сформулировать рекомендации по организации выпусков шахтных вод из прудов-накопителей.

Известно, что при отработке угольных пластов сопутствующим фактором являются шахтные воды: на 1 т угля, добываемого шахтами Украины, приходится около 3 м³ воды. Шахтные воды формируются из грунтовых, попадающих в шахту при пересечении горными выработками водоносных горизонтов, а также в результате дренажа подземных вод в выработанное пространство из вышерасположенных водоносных горизонтов.

Количество поступающей в горные выработки воды обуславливается множеством факторов, однако определяющими в формировании водоприток

являются геолого-структурные, гидродинамические и горно-геологические условия, а также горнотехнические факторы разработки месторождений.

Количество шахтных вод, образующихся за счет грунтовых, определяется общим объемом пор, заполняемых подземными водами, влагоёмкостью пород, климатическими условиями (количеством атмосферных осадков и испарения их), площадью питания, характером и составом пород. За счет поверхностных вод они пополняются дополнительно либо путем инфильтрации последних, либо путем их непосредственного проникновения в горные выработки через стволы, шурфы, скважины, трещины как тектонического, так и развивающиеся в процессе обрушения массива пород над выработанным пространством угольных пластов. При этом замечено, что поверхностные водотоки питаются и самими шахтными водами, откачиваемыми на земную поверхность.

Основные запасы подземных вод Донбасса сосредоточены в каменно-угольных отложениях и приурочены к отложениям трещиноватых песчаников, известняков, которые являются основными коллекторами. По условиям накопления и характеру циркуляции тип подземных вод можно классифицировать как пластово-трещинный, в основном, напорный. Фильтрационные свойства вышеназванных пород (коллекторов) низкие. [3]

Как показал опыт, с увеличением глубины вскрытия водоносных горизонтов, уменьшается роль факторов, определяющих коллекторские и фильтрационные свойства угленосных отложений (пористости и трещиноватости). Об этом свидетельствует уменьшение показателей, которые прямо или косвенно характеризуют указанные факторы (коэффициент фильтрации, частота поглощения промывочной жидкости при бурении скважины и др.) Значимость указанных факторов и их показателей зависят от степени метаморфизма пород, а также тектонической нарушенности пород. Более высокие показатели рассматриваемых факторов, а, следовательно, более высокая водообильность, свойственны породам, вмещающим низкометаморфизированные угли, а самые низкие – содержащим высокометаморфизированные угли. Особенно резко с увеличением глубины снижается водообильность водоносных горизонтов в тектонически нарушенных породах. Столь значительное сокращение водопритоков, утрата гидравлической связи между различными обводненными зонами объясняются увеличением давления горных пород, которое приводит к закрытию различного рода пор и трещин в массиве (рис.1.а).

Режим водопритока в шахту в период ее эксплуатации имеет два основных периода. В первый период водоприток в шахту резко возрастает вследствие вскрытия зоны интенсивной циркуляции подземных вод. Со временем запасы дренируемых подземных вод истощаются и наступает значительное снижение водопритока в шахту. В последующий период водоприток вновь увеличивается, т.к. вскрываются новые горизонты и пласты (рис.1.б).

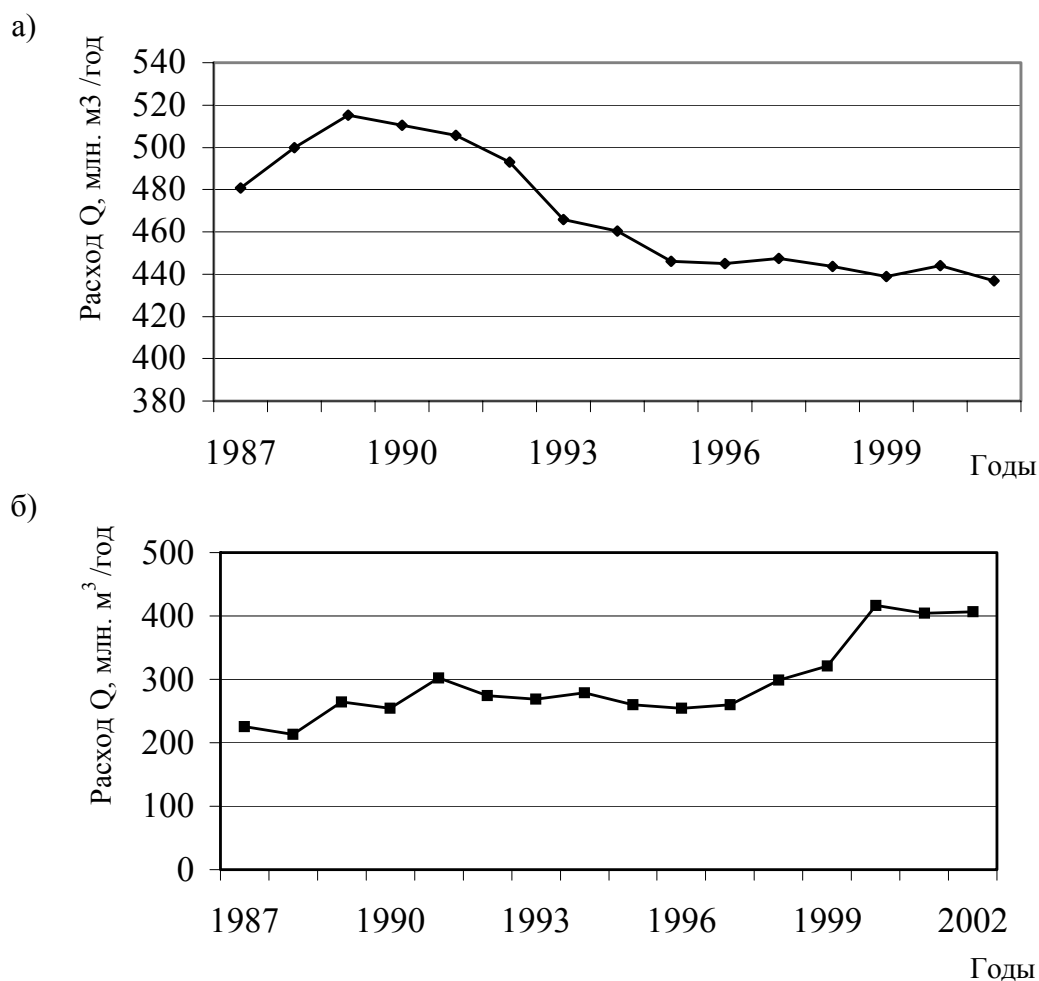


Рис. 1. Графики динамики среднегодового водопритока шахт:
а) "Им. Челюскинцев" ГХК "Донуголь"; б) "Октябрьский рудник" ГХК "Донуголь"

На рост водопритоков, кроме природных факторов, также влияют концентрация работ и интенсивность нарастания протяженности выработок, а также связь последних с погашенными выработками других шахт, в том числе уже закрытых, но связанных гидравлически через систему выработок с действующими шахтами. Поэтому, хотя с увеличением глубины водоприток на разрабатываемом горизонте уменьшается, в целом по шахте абсолютные величины водопритоков изменяются незначительно и даже растут вследствие дренажа вод из старых погашенных горизонтов через нарушенные подработкой породы и закрытых шахт. Это явление характерно для Донбасса, где даже шахтеновостройки оказываются зачастую связанными со старыми шахтами (рис. 2.а) [3].

С введением в 2005 году контроля качества воды по СанПиН № 136/1940-97 «Вода питьевая», которые увеличивают требования к качеству питьевой воды по мутности, окисляемости и другим показателям, потребуется не только модернизация и усовершенствование оборудования водоподготовки и транспортирования, но также и качества воды водоемов, являющихся источниками питьевой воды [4]. Т.к. неудовлетворительное состояние водных объектов является главной причиной ухудшения качества питьевой воды, что обуславлива-

ет распространение заболеваний и ухудшение здоровья населения, создает угрозу безопасности эксплуатации оборудования, гидротехнических сооружений. Шахтные воды вызывают коррозию материала труб и арматуры, а степень их воздействия определяется значением pH, содержанием ионов H^+ , OH^- , SO_4^{-2} , HCO_3^- , CO_3^{-2} , Cl^- , Mg^{+2} , Ca^{+2} , Na^+ , Zn^{+2} , Fe^{+2} , Al^{+3} , Cu^{+2} , NH_4^+ и растворенного кислорода. Особенно опасны для сооружений кислые и высокоминерализованные воды.

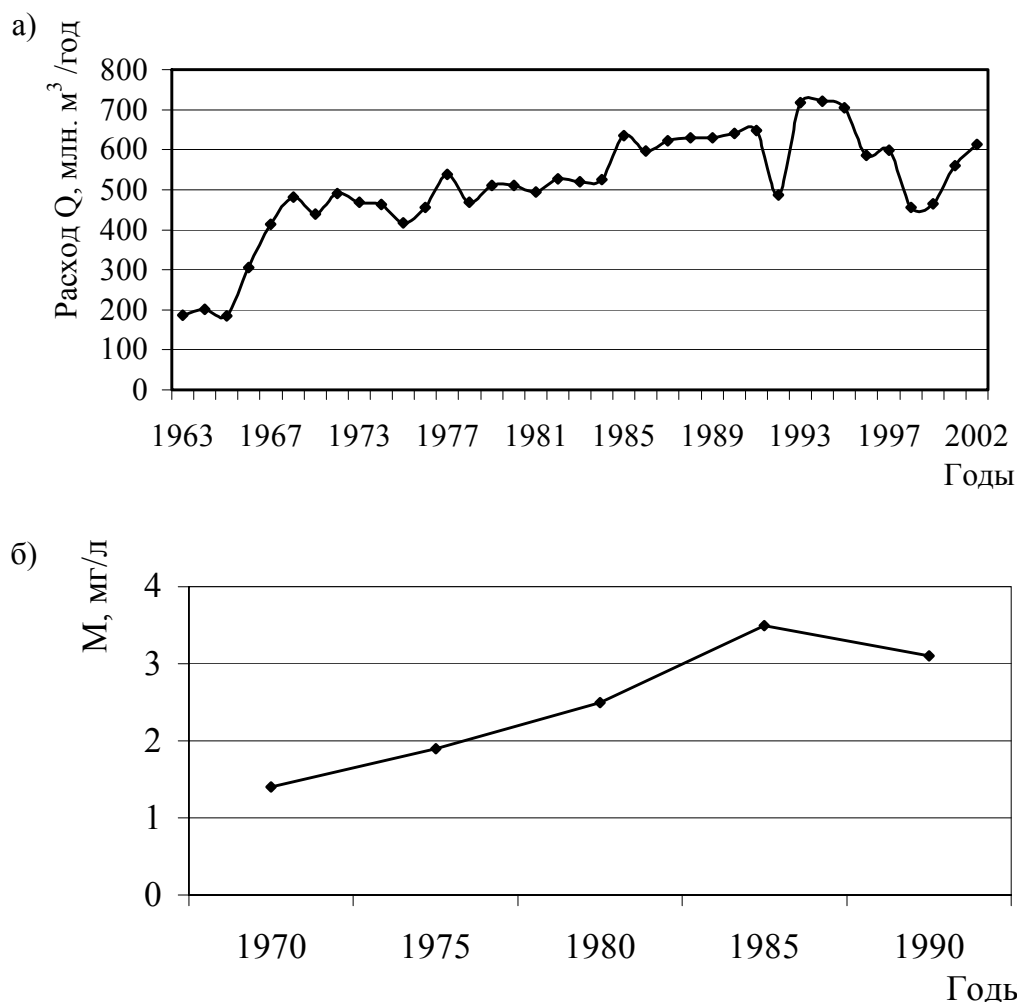


Рис. 2. График динамики а) среднегодового водопритока шахты "Им. Д.С.Коротченко" ПО "Селидовуголь"; б) показателя минерализации ш."Белозерская" ПО «Добропольеуголь»

В связи с вышеизложенным становится очевидной проблема минерализованных шахтных вод на территории бассейна р. Самары, где естественная высокая минерализация рек постоянно усугубляется вследствие неудовлетворительной хозяйственной деятельности предприятий добывающей отрасли (рис. 2.б, рис.3).

Исследования рядов данных по расходу и минерализации воды в водотоках бассейна выявили некоторые закономерности. На рис. 4. показан совмещенный график внутригодового распределения среднемесячного расхода и минерализации воды в р. Самаре.

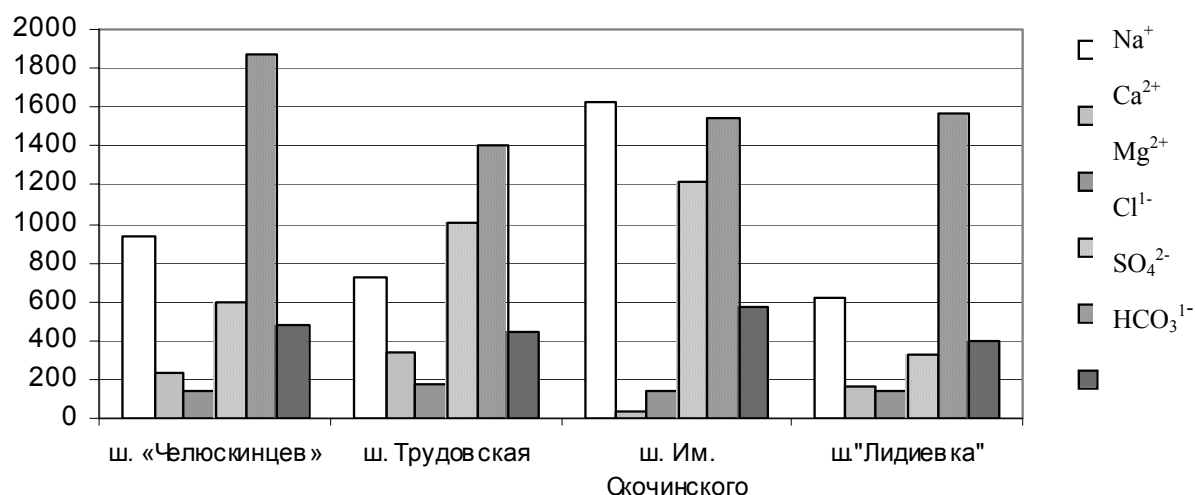


Рис. 3. Ионный состав сбрасываемых вод некоторыми шахтами ГХК «Донуголь» в 2002 году.

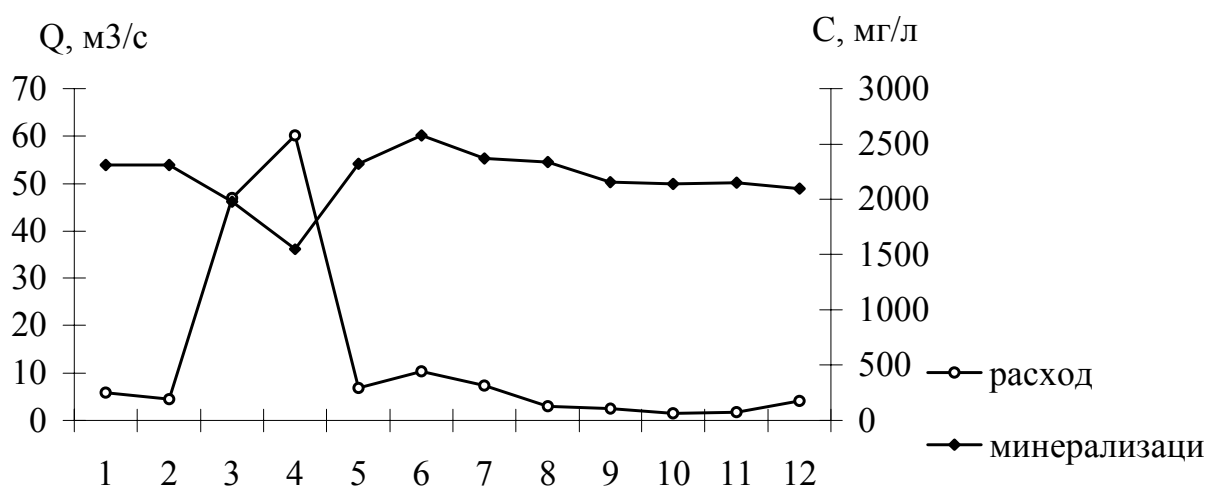


Рис. 4. Внутригодовое распределение среднемесячного расхода и минерализации р. Самары (г/п с. Кочережки, 1967 г.)

Данная зависимость сохраняется для всех рек бассейна; соответственно можно описать соотношение "минерализация речной воды – расход реки" (рис. 5).

В соответствии с данными о расходе рек бассейна в течение года ассимилирующая способность водотоков существенно меняется.

Авторами предложен метод оптимизации режимов сброса высокоминерализованных шахтных вод на основе разработанной математической модели смешения вод различной минерализации.

Предлагаемый вариант оптимального управления сбросом минерализованных вод прудов-накопителей в природные водотоки, заключается в синхронизации периодов и величины сбросов в водоток с его ассимилирующей способностью с учетом воздействия всех источников выпусков шахтных вод, рас-

положенных на территории бассейна р. Самары. Применение пруда-накопителя в качестве регулятора сброса, может использовать способность водотока принимать определенную массу веществ в единицу времени без нарушения норм качества воды в контролируемом створе.

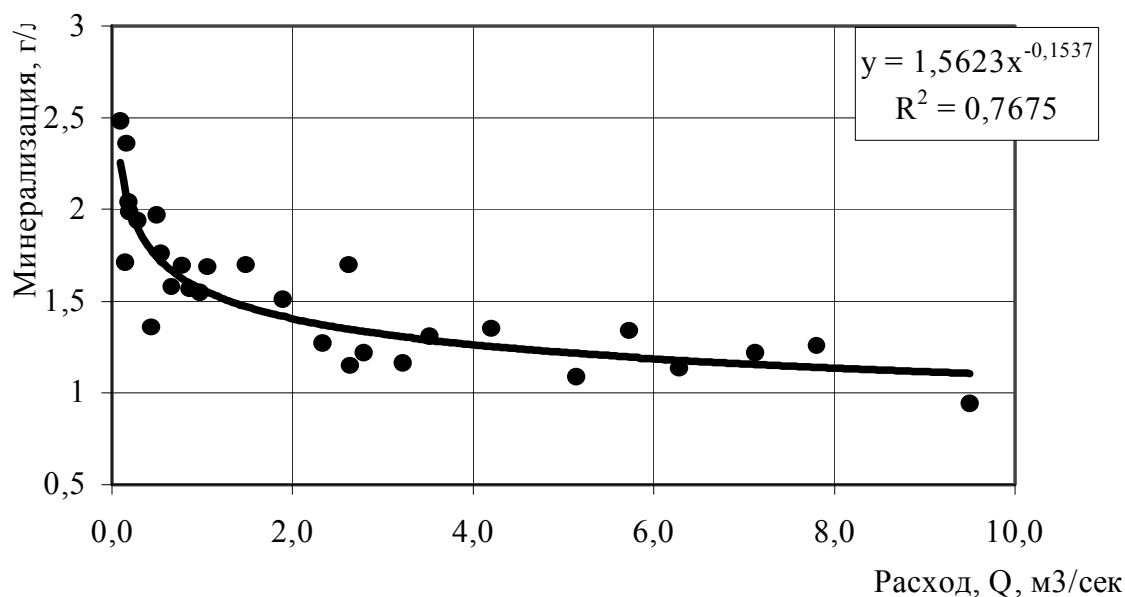


Рис. 5. Зависимость минерализации речной воды от величины расхода
р. Мокрые Ялы

При расчете режима функционирования пруда-накопителя, задача сводится к минимизации значения минерализации речных вод с учетом выполнения суммарного годового сброса воды из пруда.

Этот метод регулирования влияния пруда-накопителя предполагает перераспределение сброса воды между наименее и наиболее обеспеченными периодами в году, т.е. накопители экономически оправдывают себя в периоды низкой ассимилирующей способностью водотока.

Результаты расчетов различных вариантов сброса в соответствии с разработанной моделью приведены на рис. 6.

Как видно из рисунка, применение сценариев равномерного и залпового сбросов шахтных вод характеризуется регулярными и достаточно существенными колебаниями минерализации воды в течении года, которые составляют 0,4 и 0,7 г/л соответственно. Такие колебания могут оказать дестабилизирующее влияние на состояние биоценоза.

Реализация же оптимального сброса позволит поддерживать постоянную минимально возможную минерализацию воды природных водотоков в течение года. Это, в свою очередь, позволит в какой-то степени стабилизировать экологическую ситуацию в рассматриваемом бассейне.

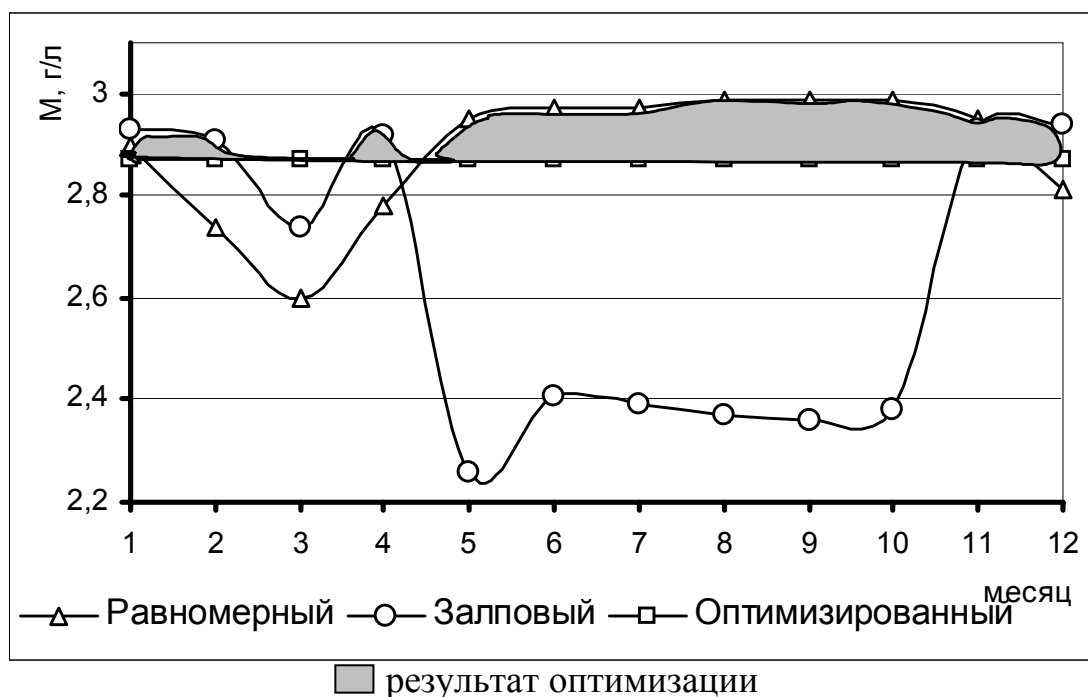


Рис.6. Расчет минерализации речной воды при различных сценариях сброса шахтных вод

Выводы и перспективы дальнейших исследований. Рассмотренный метод оптимизации сброса шахтных вод может быть адаптирован к условиям любого горнодобывающего региона в соответствии с особенностями хозяйственной деятельности в его пределах.

Учитывая тенденцию увеличения минерализации сбрасываемых вод и их объемов, следует ожидать дальнейшего ухудшения экологической обстановки в данном регионе. Снижение уровня минерализации воды природных водотоков бассейна до приемлемых значений (3,0 г/л и менее) возможно путем уменьшения уровня минерализации воды пруда-накопителя, что может быть реализовано внедрением методов деминерализации сбрасываемых вод.

Литература

1. Шахтные и карьерные воды. Кондиционирование, использование, обессоливание и комплексная переработка /Ю.Н. Резников, В.Г. Львов, В.В. Кульченко. – Донецк: Каштан, 2003. – 242 с.
2. А.И. Крупенин, В.С. Малышенко и др. Опыт эксплуатации очистных сооружений предприятий угольной промышленности СССР/ Очистка шахтных вод на предприятиях угольной промышленности. Научные труды. Выпуск XV., Пермь, 1973.
3. Е.С.Матлак, В.Б.Малеев Снижение загрязненности шахтных вод в подземных условиях. – К.:Тэхника, 1991. – 136 с.
4. Загальнодержавна програма розвитку водного господарства, Київ – 2002.
- 5 Пасечник А. Н., Охотник Е. К., Кондрус Л.Л.. К вопросу разработки алгоритмов и моделей управления речными бассейнами// Питання прикладної математики і математичного моделювання. – Дніпропетровськ: ДНУ, 2005.– С.146-153.

*Рекомендована к публикации д.г.-м.н. Нагорный В.Н.
Поступила в редакцию 04.04.06*

ПРОГНОЗУВАННЯ ТЕКТОНІЧНОЇ ПОРУШЕНОСТІ ВУГЛЕПОРОДНИХ МАСИВІВ ДОНБАСУ ЗА ДАНИМИ СЕЙСМОРОЗВІДКИ

В статье описаны критерии прогнозирования малоамплитудных разрывных нарушений в углепородных массивах Донбасса по аномалиям сейсмических волновых полей.

У статті описані критерії прогнозування малоамплітудних розривних порушень у вуглепородних масивах Донбасу по аномаліях сейсмічних хвильових полів.

In article criteria of forecasting of low-amplitude explosive infringements in coal-bearing rocks of Donbass on anomalies of seismic wave fields are described.

Вступ. Створення технологій, що забезпечують підвищення ефективності прогнозу, геолого-промислової оцінки й умов розробки газо-вугільних родовищ є важливою народногосподарською проблемою, актуальність якої зростає з розвитком комплексної механізації вуглевидобутку. Однак ступінь висвітлення тектоніки шахтних полів ще не повною мірою відповідає сучасним вимогам. Бурінням виявляється лише незначна частина розривних порушень у вугленосних відкладеннях з амплітудою зсуву шарів до 15-20м, вони виявляються в окремих точках і існують складності при їхньому простежуванні і трасуванні в міжсвердловинному просторі. Для рішення зазначеної проблеми широко застосовується в комплексі з бурінням сейсмічний метод. Повнота прогнозу малоамплітудної порушеності за допомогою сейсморозвідки (в порівнянні з даними буріння) виростає в 2 рази і більше. Підвищення дозволяючої спроможності сейсморозвідки можливе на багатохвильовій основі [1].

Аналіз досягнень. Останній досвід робіт у Донецькому басейні свідчить, що перспективним напрямком підвищення дозволяючої спроможності вугільної сейсморозвідки для умов пологого залягання шарів та її геолого-економічної ефективності є розвиток досліджень з застосуванням монотипних – поздовжніх РР і обмінних РS відбитих хвиль [2], які дають можливість виявляти розривні порушеності у вугільних шарах і вміщуючих породах а також інші неоднорідності розрізу. Можливості сейсморозвідки тільки на поздовжніх хвилях при виявленні малоамплітудних розривних порушень обмежують труднощі поділу аномалій хвильового поля, зв'язаних з розривами шарів і аномалій, обумовлених впливом структури тонкошаруватих відбиваючих горизонтів. За даними одного типу хвиль більш складно судити про деформації вугленосних масивів, що впливають на розподіл напруг і гірського тиску і, як наслідок, на стійкість гірських вироблень і вибросонебезпечність. У той же час, різноманіття форм структур розриву й розмірів порушених зон, не завжди чітка виразність аномалій фізичних характеристик середовища в порушених зонах вимагають певної класифікації по характерних рисах сукупності кінематичних і динамічних ознак, використовуваних при комплексній інтерпретації хвиль різної поляризації, що дозволить за даними сейсморозвідки у Донецькому басейні прогнозувати і виявляти тектонічні порушеності з більш високим ступенем вірогідності.

Постановка задачі. Метою статті є підвищення повноти и достовірності прогнозування розривних порушень і, одночасно, детальності висвітлення роз-

різу за умов збільшення числа прогностичних параметрів и притягнення нових динамічних характеристик хвильового поля, розгляд і визначення оптимальних і найбільш ефективних критеріїв виділення зон тектонічних порушеностей в сейсмогеологічних умовах Донецького басейну, які характеризуються наявністю в розрізі в основному слабких границь, що відбивають, а протяжні осі синфазності PP- і PS-хвиль, що спостерігаються в реальних умовах, у більшості випадків є сумарними відображеннями, що формуються пачками тонких шарів.

Викладання основного матеріалу. Циклічність вугленосної формації Донбасу обумовила закономірну приуроченість сейсмічних горизонтів до визначених рівнів усередині товщі. Вони тяжіють, переважно, до тонкошаруватих пачок, що містять вугільні шари і вапняки, де диференціація розрізу по швидкостях поздовжніх і поперечних хвиль усередині пачки і стосовно порід, що вміщують, найбільш сильно виражена (табл.1).

Таблиця 1

Швидкісні характеристики порід вугленосної формації Західного Донбасу по даним акустичного каротажу

Породи	V_P , м/с	V_S , м/с,	$\gamma = \frac{V_S}{V_P}$	ρ , г/см ³
Аргіліти	2000-4600	900-2400	0,45-0,55	1,90-3,00
Алевроліти	2200-5500	950-3300	0,45-0,65	2,00-3,10
Щільні пісковики	2500-5600	1600-3300	0,52-0,65	1.85-2,90
Вапняки і доломіти	3300-6400	1700-3500	0,52-0,65	2,34-3,10
Вугілля марок Д-А	2000-3500	-1800	-0,51	-0,19

Різниця між максимальною і мінімальною швидкістю поперечних хвиль в алевролітах складає 1200 м/с, або в 1,5 рази вище в порівнянні з аналогічними характеристиками в пісковиках та аргілітах. Діапазон зміни V_S в аргілітах та пісковиках майже повністю співпадає з такими ж в алевролітах. Параметр γ в алевролітах змінюється значно ширше, ніж в аргілітах та пісковиках. Наведені дані показують, що швидкості поздовжніх та поперечних хвиль прямо пов'язані з речовинним складом літологічних відмін.

Пачки, що відбивають, включають продуктивні вугільні шари, що дає підставу для однозначної глибинної прив'язки сейсмічних горизонтів і представлення прогнозу порушеності безпосередньо на гіпсометричних планах вугільних шарів. На сейсмічному розрізі МЗГТ поздовжніх хвиль ілюструється підтвердження цього положення (рис.1). Горизонт, що відбиває, належить до тонкошаруватої пачки, що включає продуктивний вугільний шар C_{10}^B . Відбиття реєструється протягом усього профілю, де є присутнім у розрізі шар C_{10}^B . В інтервалі ПК 1320 – 1500 вугільний шар розмитий і відбита хвиля не простежується.

Дозволяюча спроможність середньочастотної сейсмозв'язки при виділенні малоамплітудних розривних порушень визначається не величиною зміщень шарів, а шириною зони впливу розриву на навколишній масив, яка на порядок перевищує величину амплітуди зміщень і змінюється від 15 до 150 м за даними аналізу гірничих робіт [1].

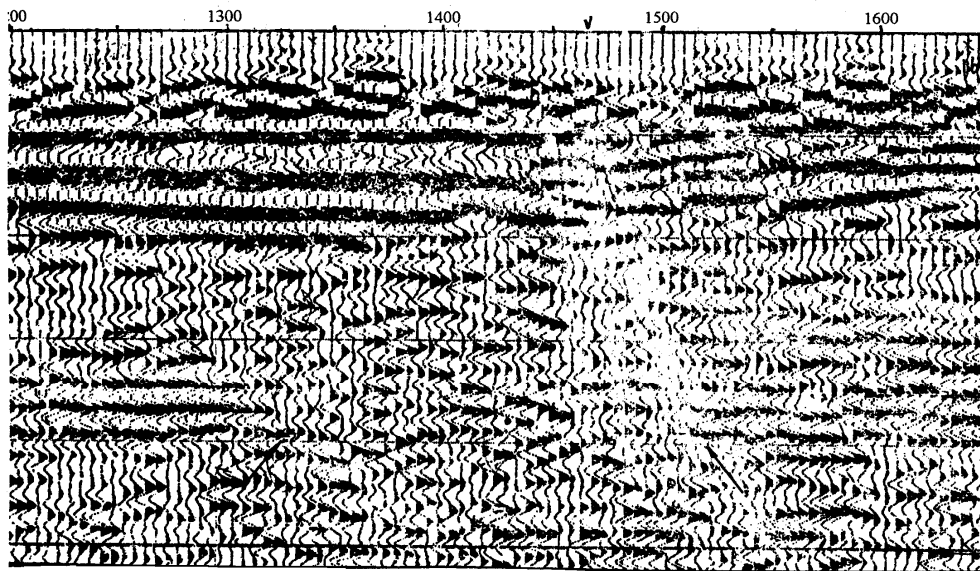


Рис.1. Сейсмічний розріз МЗГТ в зоні розмиву вугільного пласта C_{10}^B (Західний Донбас)

Ефективність сейсморозвідки засвідчувалась завірочним бурінням на шахтних полях шахт Красноармійська-Західна, Добропільська-Капітальна, ділянках Брагіновському і Свідовському у Західному Донбасі. В ряді випадків порушення були підтверджені гірничими роботами на шахтних полях шахт Героїв Космосу, Західно-Донбаська, Красноармійська-Західна та ін.. Таким чином, мінімальна ширина зон впливу, по даним гірничих робіт, перевищує четверть довжини поздовжньої сейсмічної хвилі і сурозмірна з її довжиною в усіх других випадках. Такі зони можуть визначатися на сейсмічних розрізах. Аномальний ефект їх прояву залежить тільки від величини аномалії швидкості розподілу сейсмічних хвиль в порушеній зоні. В результаті сумісного аналізу кінематичних та динамічних ознак даних вертикального сейсмічного профілювання (ВСП) та акустичного каротажу (АК) визначаються границі порушень і змінених під дією розриву порід в розрізі свердловини. Враховуючи, що границі зони впливу мають загальний напрямок падіння зі змішувачем у малому інтервалі глибин, можливо визначити та оцінити розміри враженості вугільних пластів та вміщуючи порід в навколосвердловинному просторі для інтервалу глибин H_1 - H_2 з співвідношень:

$$L = l_1 + l_2, \quad (1)$$

$$l_1 = \frac{\Delta h_1 \operatorname{ctg} \alpha}{\operatorname{ctg} \alpha \sin \varphi_1 + \cos \varphi_1}, \quad (2)$$

$$l_2 = \frac{\Delta h_2 \operatorname{ctg} \alpha}{\operatorname{ctg} \alpha \sin \varphi_2 + \cos \varphi_2}, \quad (3)$$

де L – ширина зони впливу розривного порушення в плані по вугільному пласту; l_1 , l_2 - відстань від осі завірочної свердловини до границь зони впливу розривного порушення по обидві сторони від змішувача; $\Delta h_1, \Delta h_2$ - інтервали в розрізі завірочної свердловини від верхньої границі зони впливу розривного порушення до підшови вугільного пласта і від нижньої границі до по-

кривлі вугільного пласта ; α - кут падіння зміщувача; φ_1, φ_2 - кути падіння вугільних пластів по обидві сторони від зміщувача.

Кількісна оцінка зони впливу по наведеній формулі за рахунок нестійкості ширини зони в породах з різноманітною міцністю і за рахунок зміщення границь аномалій по різноманітним характеристикам дає похибку, яка не перевищує 5%. Важливо відзначити, що конседиментаційні розриви (переважно середньоамплітудні скиди), в яких зони дроблення заповнені твердою компонентою, супроводжуються слабким аномальним ефектом і тому часто на сейсмограмах проявляються менш контрастно, ніж малоамплітудні порушення. Останні (в більшості) сформувалися в постседиментаційний період. Тріщини та зони їх впливу заповнені, як правило, рідким і газоподібним флюїдом. Швидкості пружних хвиль в таких зонах аномально змінюються. Величина аномалій досягає 30% [2], тому на сейсмічних розрізах малоамплітудні скиди проявляються більш контрастно.

При виділенні сейсмічних аномалій, які пов'язані з зонами розривних порушень, за допомогою відбитих поздовжніх РР та обмінних PS хвиль використовується сукупність побічних та прямих кінематичних і динамічних ознак. При сприятливих умовах виділяються відбиття від границь в площині розриву, іноді реєструються дифраговані хвилі, які спостерігаються і на побічній компоненті PS-хвилі. Присутність інтерференційних дифрагованих хвиль в зонах розривних порушень частіше проявляється у вигляді максимумів амплітуд відбиттів по обидві сторони від розриву відбиваючої границі. Області розриву відповідають мінімальні значення амплітуд або повне затухання хвиль.

При аналізі та обґрунтуванні критеріїв виявлення розривних порушень вугленосних порід (амплітуди зміщень шарів до 10 м) для платформених, субплатформених та пологих у тектонічному відношенні вуглепромислових районів, насамперед, треба звернути увагу на те, що можливість вирішення такої задачі знаходиться на межі дозволяючої спроможності середньочастотної сейсморозвідки, а при несприятливих сейсмогеологічних умовах (похиле залягання порід, відсутність опорних відбивних границь та ін.) переходить в розряд завдань, які при застосуванні методики не можуть бути вирішені однозначно. Тому приведені нижче критерії виділення малоамплітудних розривних порушень будуть ефективні тільки при сприятливих сейсмогеологічних умовах залягання вугільних шарів та вміщуючих порід і найбільш виразні, якщо визначені по матеріалам багатохвильової сейсморозвідки. При цьому, як показують експериментальні дані, зростає ефективність хвильових і структурних критеріїв внаслідок різної реакції різнополяризованих хвиль на неоднорідності середовища. Необхідною умовою також являється сучасна база обробки інформації на ЕОМ, а інтерпретація даних сейсморозвідки потребує високої кваліфікації та досвіду виконавців.

Зважаючи на все вищевикладене, критерії визначення структурно-тектонічних неоднорідностей вугленосних порід, які обумовлені розривами шарів малої амплітуди пропонується умовно підрозділити на групу основних і додаткових. До основної групи відносяться наступні критерії.

Розрив простеження відбивальних горизонтів зі зміщенням в часі одноіменної фази відбиття по обидві сторони від розриву. Тут важливо підкреслити, що розриви простеження відбивальних границь на сейсмічних розрізах без помітного зміщення можуть бути обумовленими не тільки розривами відбивальної границі (скидом), а й явищами інтерференції відбиттів, які формуються в тонкошаруватих асоціаціях (пачках) порід. Ці обставини призводять до неоднозначності інтерпретації даних сейсморозвідки, появи несправжніх аномалій, не пов'язаних з розривними порушеннями. Для виключення впливу таких аномалій пропонується наступний ефективний спосіб.

Відбивальні границі в тонкошаруватій вугленосній формації утворюють асоціації порід (пачки), які включають вугільні шари, вапняки і пісковики. Такі пачки мають високу диференціацію літологічних різностей по швидкостям сейсмічних хвиль в порівнянні з глинистими породами, що вміщують ці пачки.

При реєстрації двох типів відбитих хвиль РР і PS, останні несуть інформацію про відбиваючі границі як поперечні хвилі. По довжині хвилі вони відрізняються від поздовжніх пропорційно відношенню їх швидкостей і відрізняються частотними спектрами. Тому зміна потужностей окремих літологічних різностей (особливо це відноситься до пісковиків) призводить до аномальних інтерференцій на розрізах МЗГТ хвиль РР і PS, положення яких на лінії профілю не співпадає. При зростанні потужності шарів ускладнення простеження відбиття на розрізі МЗГТ-РР буде спостерігатися на віддаленні від пункту збудження коливань більше, ніж на розрізі МЗГТ-PS, при зменшенні потужності шарів положення аномалій змінюється на зворотне. В випадках, коли відбивальна пачка шарів ускладнена розривними порушеннями, розриви простеження відбиттів на обох розрізах співпадутъ. Цей критерій - багатохвильовий. В тонкошаруватих геологічних середовищах критерій визначає підвищення однозначності прогнозу розривних порушень. На розрізах МЗГТ-PS розриви суцільності середовища проявляються більш контрастно, ніж на розрізах МЗГТ-РР (рис.2).

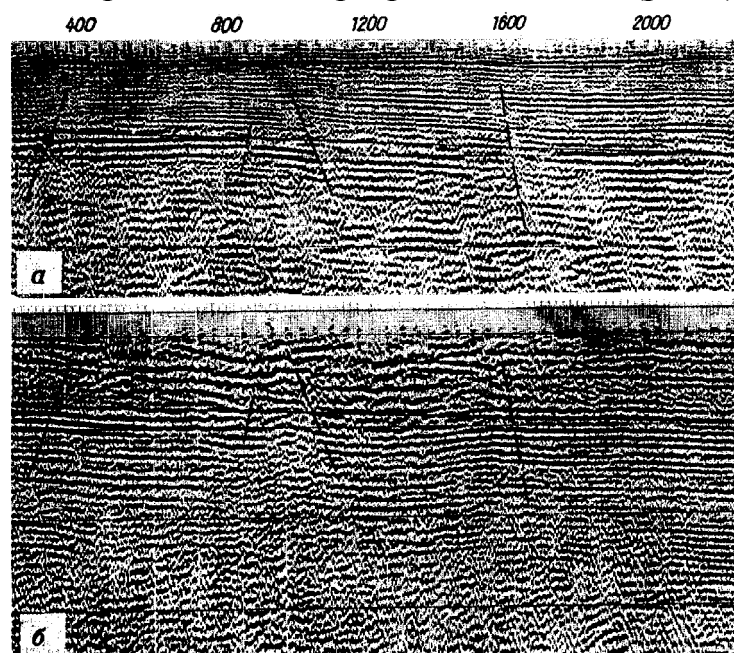


Рис.2. Розрізи МЗГТ обмінних (а) і поздовжніх (б) відбитих хвиль в порушеній зоні (Західний Донбас)

До основної групи критеріїв відносяться також аномальні зміни поляризації обмінної в акті відбиття хвилі типу PS. Поляризація хвиль є чутливою характеристикою до неоднорідностей середовища [3]. У шаруватому середовищі поляризація зсувів часток у прохідних P- і S-хвилях реагує на вертикальну швидкісну неоднорідність. При цьому траєкторії руху часток у поперечній хвилі піддаються більше сильним змінам з появою в розрізі шарів з підвищеною швидкістю. Такі шари можуть бути представлені вапняками або щільними пісковиками. Латеральні неоднорідності на границях, що відбивають, обумовлені розривними порушеннями, впливають на характер зсуву часток у відбитих хвилях, що пов'язано з аномальною анізотропією швидкостей розподілу хвиль PS в зонах неоднорідності геологічного середовища. В зоні впливу розриву переважають лінійні форми траєкторій руху часток середовища. За межами розривного порушення вони утворюють форми близькі до еліптичних та кругових. При цьому можна визначити ширину зони впливу розривів по лінії профілю. Підзо-на дроблення порід супроводжується різким зменшенням амплітуд відбиттів на X- та Y- компонентах, а співвідношення інтенсивностей цих компонент в підзоні дроблення завжди має локальну аномалію. Прямою ознакою розриву відбивальної границі (розривного порушення) є також виділення на сейсмограмах дифрагованих хвиль, які формуються на краях розриву, що дозволяє в тонкошаруватому вугленосному розрізі однозначно прогнозувати малоамплітудні розриви й виключати з розгляду фактор впливу на інтенсивність відбитих хвиль зміни потужності окремих шарів або тонкошаруватих пачок.

У реальних умовах порушені зони характеризуються різноманіттям структурних форм. Вони визначаються шириною всієї зони впливу розривного порушення, ступенем і зональністю зміни фізичних властивостей порід, шириною змішувача, зміною кута його падіння по глибині й ін. Сейсмічні аномалії на тимчасових розрізах виражають сумарний ефект впливу всіх перерахованих факторів. Тому до основної групи відносимо також структурний критерій виділення розривних порушень. По обидві сторони розриву відбивальної границі, як правило, змінюються кути нахилу відбиттів і простежуються відбивальні площадки неузгоджених нахилів. Якщо на сейсмічному розрізі навколо інтервалу розриву простеження відбиття спостерігаються різні кути нахилу, то ймовірність впливу розривного порушення на структуру хвильового поля тут велика. Надійність прогнозів розривних порушень виростає в випадках, коли працюють кілька ознак, що описані вище.

На підставі аналізу розрізів МЗГТ часто не можливо впевнено виділити аномалії, пов'язані з порушеними зонами. У таких випадках потрібні додаткові дані, насамперед отримані при вивченні динамічних характеристик відбитих хвиль. Тому додаткову групу ознак (критеріїв) представляють характерні аномалії амплітуд, частот і швидкостей розподілу сейсмічних хвиль в зонах порушень. При комплексуванні монотипних поздовжніх PP- та відбитих обмінних PS- хвиль з'являється можливість використання параметра $\gamma = V_S / V_P$ для визначення та оцінки розмірів зон порушень порід. В таких породах швидкість поперечних хвиль зменшується з більшим градієнтом, ніж поздовжніх і параметр γ в зонах порушень завжди має аномально низькі значення по відношен-

ню до непорушного масиву (рис.3). По часовим розрізам двох типів відбиттів монотипних та обмінних PP- та PS- хвиль параметр V_s/V_p визначається в інтервалі з співвідношення

$$\gamma = \Delta t_{0PP} / (2\Delta t_{0PS} - \Delta t_{0PP}), \quad (4)$$

де $\Delta t_{0PP}, \Delta t_{0PS}$ - часові інтервали між однойменними відбиваючими горизонтами.

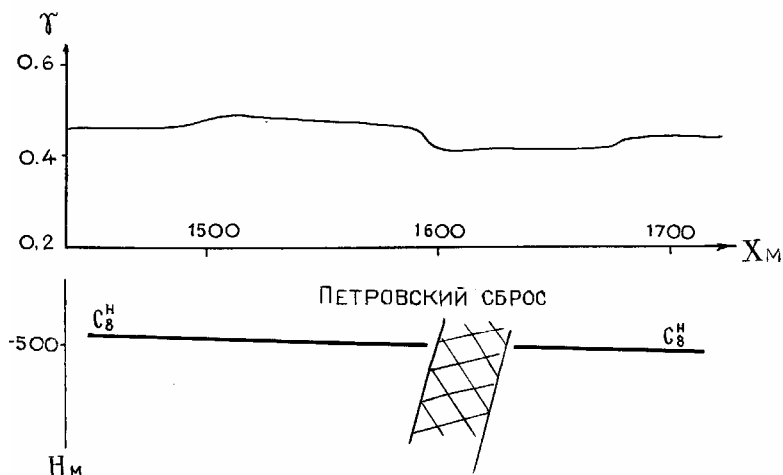


Рис.3. Параметр $\gamma = V_s/V_p$ в зоні порушення. ПР 1-84, участок Свідовський, Західний Донбас, горизонт C_8^H

При виділенні мало-амплітудних розривних порушностей в масивах вугленосних порід інформативність динамічного аналізу істотно доповнюється даними отриманими за програмами прогнозування геологічного розрізу (ПГР). Це передбачає підвищення точності прогнозу об'єктів малих розмірів для оцінки гірничо-технічних умов розробки вугільних пластів.

Вірогідність прогнозу тектонічних умов залягання порід підвищується у випадках використання більшої кількості незалежних динамічних та кінематичних параметрів.

Висновки. Розглянуті групи критеріїв прогнозування тектонічної порушеності в умовах Донбасу будуть найбільш виразні, якщо визначені за матеріалами багатохвильової сейсморозвідки. Як показують експериментальні дані, при цьому зростає ефективність хвильових і структурних критеріїв внаслідок різноманітної реакції різнополяризованих хвиль на неоднорідності середовища, а застосування комплексного підходу до досліджень на поверхні та в свердловинах дозволяє значно підвищити якість прогнозу гірничо-геологічних умов розробки вугільних шарів і забезпечити вірогіднішу промислову оцінку родовищ і шахтних полів на стадії геологорозвідувальних робіт. Залучення багатохвильових характеристик дозволяє розширити прогностичні можливості сейсморозвідки вугільних родовищ і мати якісно новий, більш високий рівень геологічних прогнозів. Одержані матеріали також можуть бути використані при розвідці і експлуатації шахтних полів.

Література

1. Вивчення мало амплітудної тектоніки вугільних родовищ геофізичними методами / М.Т.Хохлов, О.С.Бабко-Малий, інш.// Мінеральні ресурси України.-1999.-№2,-с.31-33.
2. Многоволновые сейсмические исследования угольных месторождений Донбасса./ М.Т.Хохлов, О.М.Хрионов и др. -К.:Наукова думка,1990.-132с.
3. Сейсмическая разведка методом поперечных и обменных волн. /Н.Н.Пузырев,А.В.Тригубов и др./-М.:Недра, 1985.-227с.

Рекомендована к публикации д.геол. н. Денисюком Р.П.
Поступила в редакцию 25.05.06

ПЕРСПЕКТИВЫ И ПУТИ ВЫХОДА УКРАИНЫ ИЗ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КРИЗИСА

На основі аналізу стану забезпечення України енергоресурсами з врахуванням їх техніко-економічних показників пропонується для забезпечення енергетичної незалежності країни зосередити зусилля на розширенні видобутку вугілля, розробці енерготехнологічних технологій його переробки та використання з метою забезпечення потреб народного господарства у газі та паливі для двигунів внутрішнього згорання та сировини для хімічної промисловості. Розглянуто можливість використання альтернативних джерел енергії для забезпечення потреб населення у дешевому низькопотенційному теплі для опалення житла. Обґрунтована техніко-економічна доцільність створення і експлуатації енерготехнологічних комплексів як попередників будівництва глибоких шахт, що дозволить не тільки виключити значні витрати на підготовку ділянок майбутніх шахт для будівництва, але й частково використати величезні обсяги теплової енергії Землі для потреб народного господарства України як у період будівництва і експлуатації глибоких шахт, так і після їх закриття. Розглянуто шляхи використання шахтного метану як джерела енергії для шахт та їх інфраструктури.

На базе анализа состояния обеспеченности Украины энергоносителями с учетом их технико-экономических показателей предлагается для обеспечения энергетической независимости страны сосредоточить усилия на расширении добычи угля, разработке энерготехнологических технологий его переработки и использования с обеспечения целью удовлетворения нужд народного хозяйства в горючем газе и топливе для двигателей внутреннего сгорания и сырья для химической промышленности. Рассмотрены возможности использования альтернативных источников энергии для удовлетворения нужд населения в дешевом низькопотенциальном тепле для обогрева жилья. Обоснована технико-экономическая целесообразность создания и эксплуатации энерготехнологических комплексов как предшественников строительства глубоких шахт, что позволит не только исключить значительные расходы на подготовку участков будущих шахт для строительства, но и частично использовать огромные запасы тепловой энергии Земли для нужд народного хозяйства Украины как в период строительства и эксплуатации глубоких шахт, так и после их закрытия. Рассмотрены пути использования шахтного метана как источника энергии для шахт и их инфраструктуры.

On base of analyses of Ukraine's provision by energy carriers taking into account their technical-economical properties it has been proposed for saving of country's energetic independence to pay an especial attention to coal production development and elaborating of energy-technological processing of it for providing countries needs succession in burning gases, fuel for internal combustion engines and raw materials for chemistry. It has been looked through possibilities of using of alternative sources of energy for meeting needs of country's population in cheap low potential heat for habitation. A technical-economic expediency of creating and using of energy-technological complexes as predecessors of buildings of deep mines. Such solution permits not only to escape great expenses on future deep mines area preparation but provides an opportunity of partial usage of huge Earths heat potential for Ukrainian economics demands during period of mines construction, operation and in post closing time as well. Ways of usage of mines methane as a source of energy for mines and their infrastructures have been looked through.

Мировая общественность все чаще высказывает тревогу по поводу того, что уже через 30 лет при существующих темпах добычи и потребления исчерпаны разведанные запасы нефти, через 50 лет – истощатся подземные кладовые газа, а мировые запасы разведанных запасов угля будут израсходованы через 200 лет. Поэтому все шире и чаще идет обсуждение проблем энергоносителей для будущих поколений, оценкой альтернативных источников получения энер-

гии и сырья. Приводимые в последнее время в средствах массовой информации сведения о специфике ресурсо- и энергопотребления нашей экономики и обеспеченности Украины энергоносителями свидетельствуют о том, что мы значительно отстали от развитых стран и используем вместо наукоемких высокозатратные ресурсо- и энергоемкие технологии производства, что только пятая часть наших потребностей в природном газе и седьмая – в нефти и две третьих – по углю обеспечиваются за счет собственной добычи их, остальное приходится покупать при постоянно возрастающих мировых ценах на энергоносители. Однако приводимые в технической литературе сведения показывают, что Украина значительно лучше, чем мировое сообщество в целом, обеспечена запасами угля, величина которых в 70-е годы оценивалась 95 млрд тонн, теперь - в 110-116 миллиардов тонн. Добыча угля в Украине в 2005 году составила лишь 77 миллионов тонн. При таком уровне добычи для извлечения имеющихся запасов угля с учетом неизбежных потерь его хватило бы более чем на 1200 лет. Для надежности оценки энергетических перспектив страны примем за истину меньшую величину запасов. Потребности страны в энергоносителях оценим во все чаще применяемыми в энергетике единицах тепловой энергии – гигакалориях (одна гигакалория равна миллиарду калорий). Расчетной единицей топлива для угля в мировой практике принята тонна условного топлива (т.у.т.). Теплотворная способность килограмма условного топлива составляет 7000 килокалорий, следовательно, энергетический потенциал т.у.т. составит 7 гигакалорий. Теплотворная способность природного газа составляет 7300 килокалорий, что составит 7.3 гигакалорий на 1000 кубических метров. Теплотворная способность килограмма нефти зависит от ее качества и составляет от 10400 до 11000 килокалорий на килограмм. Рыночная стоимость нефти зависит от содержания в ней легких фракций, обеспечивающих выход бензина при переработке, и оценивается в отличие от газа (приводится в \$ США за 1000 кубометров) и угля (приводится в \$ США за т.у.т.) в \$ США за баррель. Если оценить энергоемкость всех потребленных Украиной энергоносителей за истекший 2005 год, то окажется, что для обеспечения нужд страны в коксе, топливе для тепловых электростанций и коммунального хозяйства, газе, жидком топливе для двигателей внутреннего сгорания потреблено почти 1.4 миллиарда гигакалорий. Для краткости сведения о потребленных Украиной энергоносителях, их энергетических и стоимостных параметрах ценах 2005 года приведены ниже в табл. 1.

Приведенная в таблице теплотворная способность угля принята ниже стандартной, что объясняется высокой зольностью и влажностью и фракционным составом добываемого в Украине угля.

Таблица 1

№	Энерго-носит.	Годовой объем потр.	Теплотворная способность	Суммарн. энер, Гкал	Стоим. \$/ед.э/н.	Суммарн. стоим. \$
1	Уголь	110 млн.т	6000 ккал/кг	$660 \cdot 10^6$	\$57/т.у.т.	$5,36 \cdot 10^9$
2	Пр. газ	80 млрд. м ³	7300 ккал/м ³	$584 \cdot 10^6$	\$40/10 ³ м ³	$4 \cdot 10^9$
3	Нефть	12 млн. т	10400 ккал/кг	$126 \cdot 10^6$	\$420/т	$5,04 \cdot 10^9$
	Итого			$1370 \cdot 10^6$		$14,4 \cdot 10^9$

В предположении, что в ближайшем будущем не может иметь места существенное изменение уровня собственной добычи газа и нефти, исключим из расчета эквивалента энергоносителей энергетический потенциал добываемых в настоящее время на Украине 20 млрд. кубометров газа и 4 млн. тонн нефти, составляющих в сумме 175 млн. гигакалорий. Тогда угольный эквивалент энергоносителей должен составить 1.195 млрд. гигакалорий, что в физическом выражении представляет 171 млн. т.у.т.. Из этого следует, что при соответствии мировым стандартам Украина сможет при уровне добычи угля 200 млн. тонн и сохранении теперешнего уровня добычи нефти и газа полностью обеспечить свои энергетические потребности за счет разведанных запасов угля на протяжении периода времени около 400-450 лет. В приведенном выше расчете уровень добычи угля принят с запасом в 29 млн. тонн на увеличение производства энергоносителей при соответствующем качестве добываемого угля либо покрытие его дефицита при сохранении имеющегося в настоящее время уровня качества. Однако простая замена потребляемых Украиной нефти и газа их угольным эквивалентом не решает проблемы обеспечения населения газом и двигателей внутреннего сгорания жидким топливом. Проблема обеспечения населения газом может быть снята за счет применения электроэнергии, что потребует увеличения ее производства, но решит лишь часть проблемы, так как основным потребителем энергии в быту является обогрев жилищ и снабжение горячей водой, а их перевод на электроэнергию повлечет не только колоссальное возрастания стоимости коммунальных услуг, но и дополнительный рост расхода энергоносителей на производство электроэнергии. Следует, однако, заметить, что в не столь отдаленном будущем этот путь станет общепринятым во всем цивилизованном мире, но для этого, как минимум, потребуется решить проблему безопасного получения электроэнергии на АЭС, а затем и на электростанциях управляемого термоядерного распада. Пока же эти задачи могут и должны решаться за счет альтернативных экологически чистых источников энергии, в том числе за счет привлекающей к себе все большее внимание проблемы использования тепла Земли. Что же касается ближайших задач обеспечения Украины энергоносителями, то наряду с обоснованно ставящейся задачей сокращения расхода энергии за счет перехода на энергосберегающие технологии, созданием собственной технологии и средств производства, хранения и переработки ТВЭЛов для АЭС, требуется в первую очередь изменить ситуацию в угольной промышленности, прекратив закрытие и консервацию доставшихся нам в наследство угольных шахт, и заблаговременно готовиться к добыче угля на больших (до 1800 м) глубинах.

Приведенный в [1] и [2] анализ условий добычи угля на таких глубинах показал, что главными препятствиями на этом пути будут три фактора: горное давление, метанообильность шахт и температура горных пород. Эти факторы являются серьезным препятствием на пути освоения природных богатств Земли, а их преодоление потребует, наряду со значительными затратами средств и времени, проведения большого объема научно-прикладных работ.

Выполненные нами предварительные исследования по оценке возможности нормализации тепловых условий труда на глубоких горизонтах привели к

неутешительному выводу, что применяемые в настоящее время способы и средства снижения температуры воздуха в горных выработках исчерпали свои возможности по стоимостным и временным параметрам и нуждаются в коренном пересмотре техники и технологии реализации способа отвода тепла горного массива, равно как и теплопритоков из недр Земли и тепловыделений от окислительных процессов и работающих машин и механизмов.

На принятом для рассмотрения в [1], [2], [3] примере перспективного для строительства глубокой шахты участка в хорошо разведанном Донецко-Макеевском регионе на основании выполненных с использованием приведенных в [4] и [5] методик тепловых расчетов показано, что для удаления избытка тепла массива горных пород блока охлаждаемым до 2°C воздухом потребуется промежуток времени 285 лет, в течение которого на проветривание блока (подача $400\text{ м}^3/\text{с}$ воздуха при перепаде давления 250 мм. вод. ст.) придется израсходовать 3.5 млрд. кВт-ч электроэнергии, на компенсацию нагрева воздуха за счет адиабатического сжатия воздуха (охлаждение на 18°C тех же $400\text{ м}^3/\text{с}$ воздуха в течение тех же 285 лет) придется израсходовать при холодильном коэффициенте $k_x = 3$ свыше 7.2 млрд. кВт-ч (а для всей шахты при 5 идентичных блоках – около 36 млрд. кВт-ч), на охлаждение подаваемого в блок воздуха в теплый период года (охлаждение $400\text{ м}^3/\text{с}$ на 22°C , 6 месяцев в год, 285 лет при том же холодильном коэффициенте) потребуется 4.4 млрд. кВт-ч. При использовании аэродинамически совершенной сети горных выработок для подачи охлаждающего воздуха, высокоэффективной холодильной установки, применении замкнутой рассольной системы высокого давления для подачи холода на глубокие горизонты (во избежание дополнительных затрат энергии на откачку воды на дневную поверхность) для создания нормальных условий труда в глубокой шахте Донбасса при применении традиционной схемы нормализации условий труда потребуется период времени порядка 285 лет и затраты электроэнергии на блок – около 15 млрд. кВт-ч, а на всю шахту – около 75 млрд. кВт-ч. Если из имеющихся в пределах шахтного поля запасов угля удастся извлечь 300 млн. тонн, то и в этом случае только на предварительные работы по созданию нормальных санитарно-гигиенических условий труда на каждую тонну добытого угля придется по 250 кВт-ч израсходованной электроэнергии, что даже при минимальной цене кВт-ч электроэнергии 10 копеек ляжет 25 гривнями на себестоимость каждой тонны добытого угля. Нет сомнения в том, что цены на электроэнергию в Украине (и не только в ней) в дальнейшем будут только возрастать, поэтому заранее следует искать другой путь решения проблемы обеспечения условий выемки угля на таких глубинах. В поисках такой возможности следует предусмотреть превращение мешающих выемке угля на больших глубинах факторов в полезные, поэтому нами предложено в корне изменить технологию охлаждения горного массива глубокой шахты, начав охлаждение с перехвата теплового потока из недр Земли и первоочередного охлаждения самого глубокого горизонта и прилегающего к нему массива, а в качестве теплоносителя применить воду.

Такая схема решения поставленной задачи обладает несомненными преимуществами, так как позволяет избежать расходования упоминавшихся выше 75 млрд. кВт-ч электроэнергии на подачу охлажденного воздуха и рассола, обеспечивает сокращение времени отвода тепла с упоминавшихся 285 лет до приемлемой проектной величины (порядка 10-20 лет), позволяет полезно использовать огромный запас тепла горного массива и обеспечить в дальнейшем теплоснабжение технологических объектов и инфраструктуры региона за счет использования тепла Земли. Важным фактором для строительства и начального периода эксплуатации шахты является возможность ведения горных работ без применения каких-либо схем и средств нормализации тепловых условий труда в зоне ведения очистных работ, поскольку на верхних горизонтах шахты они еще не требуются по температурным параметрам горных пород, а по мере ухода горных работ на глубину они войдут в заблаговременно охлажденную зону. Отсюда следует, что предлагаемая схема не увеличивает срок строительства и ввода в эксплуатацию будущей глубокой шахты, поскольку работы по вскрытию и подготовке к выемке угольных пластов, а также их отработке на верхних горизонтах будут вестись по обычным общепринятым схемам, а работы по подготовке сети выработок горизонта подсечки и охлаждения – независимо, параллельно им, не нарушая обычную технологию работ действующей шахты. Конечно, предлагаемая схема не свободна и от существенных недостатков, к числу которых следует отнести возрастание стоимости строительства за счет проведения и крепления выработок горизонта охлаждения и опасности прорыва воды в действующие выработки шахты, поэтому выбор параметров выработок системы охлаждения горного массива может потребовать нестандартных, не имеющих прототипов решений.

Практически проблема строительства глубоких шахт и отработки угольных месторождений на больших глубинах должна решаться поэтапно, новые технологии, способы, схемы и средства должны создаваться и внедряться постепенно по мере их крайней необходимости. Приводимые нами предложения и их обоснования ставят своей целью обратить внимание научных работников, проектировщиков и разработчиков на специфику условий глубоких шахт, возможные препятствия на пути использования привычных применяемых теперь при работе в газовых шахтах способов, схем и средств, с тем, чтобы побудить их искать новые нетрадиционные решения.

Предлагаемые пути решения должны заставить взглянуть на проблему обеспечения Украины энергоносителями шире, чем точка зрения добытчика угля. Если принять за основную цель только обеспечение добычи угля, то все расходы по обеспечению приемлемых для ведения горных работ по строительству глубокой шахты лягут тяжелым бременем на себестоимость добываемого угля и могут явиться вполне оправданным основанием отказа от их осуществления из-за высокой стоимости угля. В то же время на современном уровне технологии и техники проникновения в недра Земли задача извлечения ее тепла пока не ставится как самостоятельная. Наиболее серьезный задел в этом отношении сделан в США по Плаушерской программе мирного использования энергии ядерных взрывов. В штате Флорида был выбран участок с высоким

геотермическим коэффициентом, пробурена скважина диаметром 1,2 м и произведен ядерный взрыв, в результате которого образовался подземный тепловой котел с оболочкой в виде оплавленных горных пород. В изолированное пространство котла через скважину с дневной поверхности под давлением подавалась вода, а образующийся из-за высокой температуры горных пород на глубине расположения котла пар поступал по трубопроводу на турбину, приводящую во вращение генератор электроэнергии. Вода сконденсированного пара возвращалась через скважину в котел (замкнутый цикл). Широкомасштабное использование приведенного способа получения энергии за счет утилизации тепла Земли пока не планируется по многим причинам, главными из которых являются необходимость применения ядерных зарядов для взрывов, наличие участков земли с малой геотермической ступенью и обеспечение радиационной безопасности такой системы. В Украине такие условия отсутствуют в первую очередь потому, что статус безъядерного государства лишил нас возможности иметь и использовать ядерные заряды, а участки Земли с требуемой геотермией ограничены по площади (предположительно, находятся в Закарпатье и районе Желтых Вод).

Тепло Земли уже почти столетие рассматривается как альтернативный, а с появлением экологии – и чистый источник энергии. Предварительная оценка его запасов до глубины 5000 м показывает, что аккумулированное горными породами тепло многократно превышает энергию, содержащуюся в мировых запасах минерального топлива. Список стран, ведущих работы по использованию тепла Земли уже насчитывает около 60, но используется пока лишь тепло горячих вод и паротерм в районах вулканической деятельности.

В Украине вопросы использования тепла недр Земли рассматривались школой академика Щербаня А. Н. еще в 70-х прошлого столетия [6]. Поскольку Украина не является зоной активной вулканической деятельности и не имеет гейзеров и паротерм, то в [6] четко оговорено, что рассматриваются лишь проблема использования тепла нагретых горных пород, и для ясности этому направлению дано название ‘тепло сухих горных пород’. Рассматриваемые в [6] способы извлечения тепла Земли базируются на применении скважин, хотя в то время имелась возможность осуществлять подземные ядерные взрывы. В то время в научной терминологии уже появился термин ‘подземный тепловой котел’ (далее в тексте - ПТК). Понятно, что скважина не является аналогом котла, а съем тепла с отдельной скважины несравним по масштабам с таковым для ПТК и не позволяет решать задачу промышленного получения электроэнергии. Поэтому в [6] речь шла о применении групп скважин, одна из которых предназначена для нагнетания воды в горячие горные породы, а другая - для отвода нагретой воды на дневную поверхность. Для проникновения воды через нагретые горные породы предлагалось располагать систему скважин на участке, где на глубине имеются горные породы с соответствующими параметрами фильтрации или для создания канала фильтрации осуществлять гидроразрыв горных пород, а для поддержания их фильтрационной способности нагнетать в созданные гидроразрывом трещины песок. При такой схеме извлечения тепла недр Земли трудно рассчитывать на длительное сохранение фильтрационных пара-

метров сети отвода тепла и их воспроизводимость в последующих сериях скважин, а также на высокую эффективность выноса тепла, поскольку возможность термоизоляции отводящих пар скважин ограничена, а поглощение тепла тепловыравнивающими рубашками горных пород вокруг отводящих скважин вблизи дневной поверхности может оказаться значительным. Тем не менее, сама постановка задачи в предложенном виде заслуживает внимания, поскольку при глубинах скважин до 5000 м, о которых идет речь в [6], даже в районах Земли с наиболее распространенными геотермическими параметрами (геотермическая ступень 33-34 м/°С) температура горных пород окажется равной 160-180°С, то есть просто решается задача получения пара. Реализация проекта извлечения и использования тепла недр Земли намного упростилась бы, если бы была обеспечена возможность создания объемного, по возможности горизонтально расположенного ПТК на такой глубине и термоизолированной выработки для отвода пара. Такой способ может быть реализован с применением новой (не рассматриваемой в настоящей статье из-за ограниченного ее объема и тематической направленности) технологии горного строительства и проведения выработок в условиях горного массива с температурой 70-75°С, имеющей место в основании угольных пластов Донбасса на глубинах 1800-1900 м. При этом возможно лишь получение воды, нагретой до температуры 65-70°С. Конечно, возможности использования такого тепла несравненно меньше, чем пара, к созданию систем теплового насоса для получения пара мы пока не готовы, а воду для теплоснабжения систем отопления зданий и сооружений и жилых построек предпочитаем греть за счет энергии угля и природного газа, иногда – за счет электроэнергии. Однако изменяющаяся ситуация с ресурсами энергоносителей и их стоимостью заставляет искать экономичные способы решения проблемы, и в этом смысле совмещение функций различных систем может оказаться выходом из положения. В нашем случае строительство шахты в нагретых породах при стандартных технологиях нормализации тепловых условий в горных выработках невыгодно из-за высокой стоимости удаления тепла горного массива, бесполезно выбрасываемого в атмосферу Земли. Строительство системы целевого извлечения тепла Земли по упомянутым выше причинам пока не рассматривается как альтернатива применяемым источникам энергии. Совмещение этих объектов в едином энерготехнологическом комплексе позволяет экономно решить обе задачи, а также отработать ряд вопросов технологии сбережения энергоносителей и приобрести опыт на будущее. На конкретном примере может решаться задача управляемого извлечения тепла горного массива. Впервые в горной практике ставится задача передачи функции охлаждения горного массива воде [7].

Вынос тепла горного массива водой может быть эффективным и безопасным мероприятием при правильной его организации. Вода может подаваться в шахту зимой, тогда ее температура составит 2-4 °С и при охлаждении свежескрытого массива с температурой 62 °С она сможет вынести на-гора в одном кубометре 58000 килокалорий тепла, но может подаваться и летом с температурой 20-22 °С. Приняв средний в разрезе года вынос тепла кубометром воды 41000 килокалорий, получим, что извлечения содержащихся в горном массиве

шахтного поля рассматриваемой глубокой шахты 34440 миллиардов килокалорий тепла через сеть выработок должно пройти 840 млн. кубометров воды. Это отнюдь не означает, что надо подвести к шахте Днепр и подать его в шахту. Вода может быть оборотной и подаваться из резервуара на дневной поверхности в шахту самотеком, а откачиваться насосом. Если применить насос производительностью 200 кубометров воды в час, то для выноса накопленного в горном массиве тепла ему потребуется работать непрерывно 380 лет. Двигатель такого насоса должен иметь мощность 1600 кВт и при коэффициенте полезного действия насоса 0.6 за 380 лет израсходует 5.3 млрд. кВт-ч электроэнергии. Понятно, что такой срок отвода тепла, огромный расход энергии, наличие воды в горных выработках и, как следствие, высокой влажности воздуха неприемлемы. Поэтому следует отказаться от применения насоса, подачи открытой воды в выработки и не связывать сеть горных выработок шахты с функцией охлаждения горного массива, а создать отдельную сеть для отвода тепла. Из условий безопасности эксплуатации шахты, для исключения прорыва воды в горные выработки примем, что сеть выработок охлаждения горного массива располагается за габаритами блока (шахтного поля) на расстоянии 150 м. Тогда объем горного массива блока, подлежащего охлаждению для рассматриваемой нами шахты возрастет до 5170 млн. кубометров. Избыток тепла, подлежащего удалению, - до 53000 млрд. ккал. Предположим, принят срок отвода тепла из блока 10 лет. Тогда придется ежегодно через создаваемую магистраль для отвода тепла горного массива прокачивать 130 млн. кубометров воды. Исключить расход электроэнергии на подачу воды для выноса тепла можно, используя магистраль, полностью заполненную водой с дневной поверхности. Теплая вода будет иметь несколько меньшую плотность и всплывать самостоятельно, в крайнем случае для ускорения циркуляции воды можно применить пропеллерный насос (турбину) с небольшим перепадом давления. Примем скорость движения воды в подающем трубопроводе 1.25 м/с. Тогда окажется, что нужна магистраль сечением около 3 кв. метров. Это значит, что для подачи и выдачи воды придется за пределами блока бурить скважину диаметром 2 метра. Такие скважины в Украине используются для вентиляции шахт, создана техника и отработана технология их бурения. Можно изменить срок отвода тепла, изменить скорость движения воды в скважине, но выгодно сохранить ее примерно в таких габаритах исходя из необходимости последующего спуска оборудования и ведения работ по проходке горизонтальных выработок для водной магистрали. США для проведения работ по Плаушерской программе бурят скважины диаметром 1.2 м., но используют для проходки горизонтальных выработок компактное оборудование, нам выгоднее применить скважину большего диаметра, что позволит применить более громоздкое отечественное оборудование. Понятно, что после заполнения теплоотводящей магистрали водой появится источник повышенной опасности с давлением воды порядка 19 Мпа, в связи с чем придется обсадить скважину трубой, а горизонтальные выработки созданной магистрали закрепить тубингами, если в обозримом будущем не будут созданы новые методы крепления и герметизации (например, основанные на высокочастотном или плазменном методе разрушении горных пород). Обеспечение

устойчивости и герметичности горных выработок системы охлаждения горного массива необходимо для многолетней их сохранности по окончании срока службы шахты, поскольку магистраль способна выполнять функцию бесплатного источника теплоснабжения, ежедневно выдавая на-гора подогретую воду, несущую в себе около 80 гигакалорий тепла, протекающего из недр Земли через площадь участка шахтного поля в окружающую среду.

Тепло горного массива глубокой шахты, выносимое водой на дневную поверхность, несмотря на его огромный запас, имеет ограниченную ценность из-за невысокой температуры (65-70 °С). По температуре такая вода соответствует требованиям, предъявляемым к теплоносителям системы горячего теплоснабжения жилых зданий и сооружений, то есть при соответствующем ее минеральном составе может без какой-либо дополнительной обработки применяться для отопления. Однако отопительный сезон начинается при снижении температуры воздуха ниже 10 °С. Процесс охлаждения горного массива будет непрерывным во времени, а извлекаемое тепло сохранено для использования его в холодный период, если использовать выработки одного из верхних отработанных верхних горизонтов шахты или при необходимости пройти их на расчетной глубине и произвести их термо- и гидроизоляцию. Упрощенная схема охлаждения горного массива шахтного блока с таким дополнением представлена на рис.1.

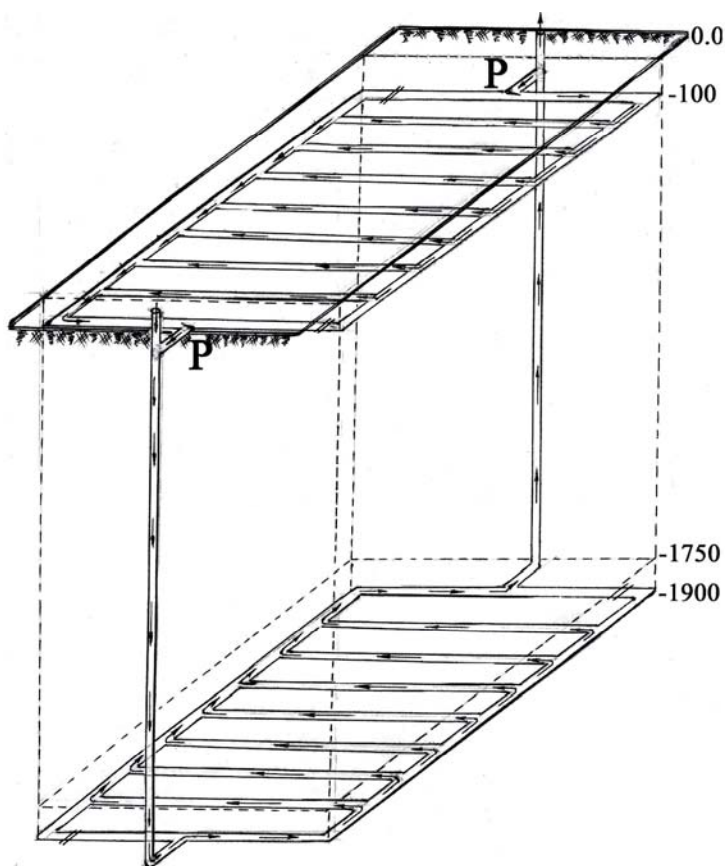


Рис. 1. Схема расположения выработок системы управляемого охлаждения горного массива блока глубокой шахты с накопителем тепла у дневной поверхности

Расположенные на уровне сопряжений скважин с горизонтом теплонакопления регуляторы позволят отсечь подачу нагретой воды в этот горизонт, разрешить подачу нагретой воды на дневную поверхность, регулировать ее расход. В перспективе наличие такого горизонта может обеспечить возможность накопления тепла солнечного излучения, получаемого из «черных ящиков» на дневной поверхности или тепла продуктов сгорания топлива, извлеченного из отходящих нагретых газов дымовых труб.

Низкопотенциальная энергия, извлекаемая из недр Земли в рассматриваемом случае, может быть использована для получения пара и выработки электроэнергии, для чего потребуется применить тепловой насос.

Энергетический кризис вызвал волну обсуждений проблем доступного и быстрого получения дополнительных источников энергии. В СМИ Украины в последнее время часто упоминается в качестве источника энергии шахтный метан. К таким сообщениям следует относиться осторожно и взвешенно по следующим причинам. По самым оптимистичным подсчетам в горном массиве шахт (уголь и вмещающие горные породы), торфяниках, водоемах и болотах Украины содержится около 3 триллионов кубических метров метана, но в атмосферу Земли с нашей территории ежегодно попадает лишь около 5 млрд. кубометров метана. Фильтрация метана из вмещающих его массивов в атмосферу происходит постоянно миллионы лет на огромной поверхности, в связи с чем удельные выделения (на единицу поверхности за единицу времени) ничтожно малы. В каменноугольных пластах метан диффундирует в объеме пласта по направлению к дневной поверхности, скорость его движения значительно больше, чем в горных породах, а интенсивность выделения резко возрастает с разгрузкой пласта, имеющей место вследствие ведения горных работ – наработки и подработки угольных пластов. В благоприятных горногеологических условиях (высокая метанообильность угольных пластов, малые углы залегания пласта, низкая газопроницаемость вмещающих горных пород, но высокая – у угля) имеет место интенсивное метановыделение и из неразгруженных пластов, но такие условия в Донбассе отсутствуют. Специалисты оценивают возможный объем газовыделений метана в шахтах Донбасса, которые могут быть извлечены и использованы, величиной в 2 млрд. кубометров в год. Понятно, что такие объемы получения метана в угольных шахтах не спасают нашу экономику от энергетического голода, поскольку составляют лишь сороковую часть от нынешнего потребления газа Украиной.

Тем не менее, не следует пренебрегать этим источником получения газа, во-первых, потому что по минимальной действующей цене 2006 года его стоимость составляет \$200 миллионов, во-вторых, потому что извлечение шахтного метана уменьшает вероятность его скоплений и взрывов в горных выработках и экономит электроэнергию на проветривание газовых шахт. Гипнотическое действие сообщений о том, что США, начавшие извлекать и использовать шахтный метан лишь 15 лет назад, вышли на уровень добычи шахтного метана более 25 млрд. кубометров в год, должно быть преодолено, поскольку вселяет ложные надежды: мы не имеем техники бурения скважин с дневной поверхности с разворотом и входом их в плоскость пласта, но даже при наличии такой

техники мы не получим ощутимого роста объема метана - у нас нет таких горно-геологических условий, угольные пласты Донбасса без разгрузки не отдают метан. Подтверждением этого является проведенный на шахте “Юнком” объединения “Орджоникидзеуголь” (Енакиеве) подземный ядерный взрыв по программе “Кливаж”, ставивший целью повысить эффективность дренажа метана и предварительной дегазации угольных пластов, но не достигший ее вследствие слабой разгрузки угольных пластов из-за малой мощности взрыва. Поэтому для Донбасса реальными приемлемыми способами добычи метана остаются дегазация разгруженных сближенных пластов и спутников и дегазация выработанных пространств.

Путь от извлечения метана до его использования тоже непростой и нелегкий: для того, чтобы использовать шахтный метан как топливо для энергетических установок или двигателей внутреннего сгорания, нужно с учетом его взрывчатых свойств обеспечить стабильное содержание в дренируемой смеси не ниже 25-30%. Для этого необходима контролируемая или управляемая дегазация. Германия и теперь, несмотря на значительное сокращение добычи каменного угля из-за истощения его запасов, ежегодно получает и использует для нужд энергетики, химии и металлургии около 800 млн. кубометров кондиционного шахтного метана, применяя контролируемую дегазацию. Высокое качество дренируемого шахтного метана и его коммерческую реализацию при применении периодического контроля параметров дегазации и квалифицированного ее обслуживания обеспечивает и Англия. В Украине имелись лишь отдельные случаи использования кондиционного шахтного метана для нужд шахтных котельных, а основная масса дренируемого метана выбрасывалась и выбрасывается в атмосферу как некондиционная. Попытки разработать средства и систему управляемой дегазации, предпринятые в ДГИ [8,9], прекращены из-за отсутствия финансирования на науку и развитие угольной промышленности. Что же касается использования шахтного метана исходящих струй газовых шахт, то пока прецедентов его использования в Украине нет. Робкие попытки разработать способы утилизации метановоздушных смесей (далее – МВС) с низким содержанием метана предпринимаются по направлениям:

- повышение концентрации метана за счет его извлечения из МВС [10];
- внутришахтное сжигание и использование тепла метана [11];
- использование в топках в качестве дутья при сжигании угля [12];
- сжигание МВС в установке с регенераторами [13].

Эти работы ведутся как поисковые, поэтому не могут в ближайшем будущем дать ощутимой отдачи. Тем не менее, оснований для их прекращения нет, поскольку имеющиеся запасы угля и необходимость их извлечения не исчезнут в ближайшие 400 лет, следовательно, проблемы с шахтным метаном останутся.

Оценка перспектив и пути выхода Украины из энергетического кризиса была бы неполной по информации и субъективной по характеру без хотя бы беглого обзора ситуации состояния обеспеченности энергоносителями и направлениями решения проблем энергетики в некоторых развитых странах. Не

обременяя читателя скучной статистикой, считаем полезным изложить следующие опубликованные в открытой печати сведения.

США - самый крупный в мире потребитель энергоносителей. Уже многие годы, несмотря на то, что еще в период правления президента Р. Рейгана прекратили добычу нефти на территории и шельфах страны с целью сохранить ее для будущих поколений, ежегодно потребляют около 900 млн. тонн нефти, за которую ведут войны в странах Среднего Востока, также интенсивно экспортируют ее из стран Латинской Америки - Венесуэлы, Мексики. Имея запасы собственной нефти (около 4 млрд. тонн), развернули интенсивную добычу угля и довели ее в последние годы до 1.1 млрд. тонн, из которых почти 60% приходится на каменный уголь, остальные 40% - на бурый. Имеют мощный танкерный флот для доставки сжиженного пропана - бутана, насчитывающий 40 кораблей, непрерывно осуществляющий челночные рейсы в Африку на загрузку. Недостатка в энергоносителях нет, но на перспективу широко развернуты научно-прикладные работы по энерготехнологической переработке угля, ставящие своей целью обеспечить страну газом, синтетическим топливом для двигателей внутреннего сгорания и сырьем для промышленности - химии, металлургии и других отраслей. У Германии позаимствовали не только ракетного О. Брауна, но и новейшие энерготехнологии переработки угля и их авторов [14]. Советы внедрять энергосберегающие технологии дают не только нам и другим бедным странам, но и сами ведут работу в этом направлении. Уходят в прошлое могучие прожорливые Кадиллаки, вскоре должны появиться крошки - автомобили, потребляющие на 100 км всего лишь *710 граммов* топлива. Хотя в стране случаются неполадки на АЭС (а были и аварии), прекращать их работу и отказаться от применения ядерных электростанций не собираются. Более того, под флагом партнерского сотрудничества во времена Горбачева уволокли все секреты по термоядерному синтезу и 'Токамакам' в Дубне, но вскоре после этого отказались предоставлять России какую - либо информацию по этому направлению. Все работы по энергетике финансирует государство.

Великобритания. Многие десятилетия импортировала нефтепродукты из своих колоний и доминионов, затем - со стран созданного под ее эгидой Содружества общего благосостояния. Годовой объем добычи угля составляет 180 млн. тонн, но может быть в любой момент увеличен в полтора раза, поскольку мощность шахтного фонда составляет 270 млн. тонн. Совместно с Норвегией осуществила поисковые работы на нефть и впервые в мировой практике создала мощные плавучие платформы для добычи нефти в Северном море, полностью обеспечивающие потребности страны в нефти (более 120 млн. т/год). Потребности в электроэнергии покрываются за счет работы атомных и тепловых электростанций, среди которых имелась уникальная тепловая станция мощностью 15 МВт, многие годы работающая на метане, получаемом из отработавшей свои запасы закрытой шахты Харроу. Имеет хорошо организованную систему контролируемой дегазации шахт с выдачей метана для кратковременного хранения в расположенных на дневной поверхности газгольдерах, поступающего в распределительные газовые сети потребителей.

Германия. Из-за исчерпания запасов и сложных горно-геологических условий осуществляет в последнее время добычу каменного угля в объеме 72-75 млн. тонн в год, но имеет мощный фонд карьеров по добыче бурого угля суммарной мощностью свыше 300 млн. тонн в год (в том числе карьеры бывшей ГДР с годовой производительностью около 225 млн. тонн). Собственных месторождений нефти и газа не имеет. Использует для нужд энергетики, химической промышленности и металлургии около 800 млн. кубометров дренируемого шахтного метана. На ряде шахт эксплуатируются автономные электроустановки с созданными для привода генераторов трехфазного тока двигателями внутреннего сгорания с регулируемой длиной хода поршня, работающими на шахтном метане. Избыток произведенной электроэнергии подается в сеть. Эксплуатирует тепловые и атомные электростанции. Обладает мощной углехимической промышленностью по переработке бурых углей. Импортирует природный газ из России в объеме около 110 млрд. кубометров в год, но часть этого газа продается в страны ЕС. Имеет мощные подземные хранилища газа. Не имея собственных железорудных месторождений, при сравнимых с Украиной объемах добычи каменного угля в значительных объемах осуществляет выплавку чугуна, производство качественных сталей и проката.

Франция. Вместе с Бельгией первыми в Европе начали сокращение угледобычи и закрытие шахт. Во Франции этот процесс сопровождался активными работами по созданию АЭС, в итоге которых Франция в настоящее время является мировым лидером по удельному весу вырабатываемой атомными электростанциями электроэнергии, составляющим три четверти суммарного производства. Нефть и газ поставляется из бывших африканских колоний, производство высококачественных сталей обеспечивает электрометаллургия и переработка металлолома, но выплавляется и чугун.

Япония. Уже давно испытывает острый дефицит энергоресурсов, за обладание которых вела войну с Китаем. На территории Японии основные угольные месторождения отработаны, горногеологические условия сильно усложнились, что привело к травматизму и аварийности шахт. Имевший место на шахте "Микава" взрыв повлек одну из крупнейших аварий, сопровождавшуюся гибелью около 800 шахтеров, после чего правительство страны все чаще проявляло намерение прекратить добычу угля на Японских островах. Это объясняет причину, почему Япония проявила настойчивость в вопросах ускоренной подготовки к добыче месторождения Нерюнгри (Якутия), предоставила свою мощную технику угледобычи и транспорта на открытых работах и начала импортировать уголь из России. Не без ее помощи и с расчетом на продажу угля Японии произошел ускоренный рост угледобычи в Австралии. Мощный флот Японии и многочисленные порты островного государства позволяют дешево осуществить доставку требуемого сырья. В настоящее время Япония полностью прекратила добычу угля на своих шахтах. Сейсмическая активность в районе Японских островов является серьезным препятствием сооружения крупных АЭС, но это обстоятельство с успехом компенсируется созданием большого числа сравнительно небольших по мощности АЭС. Судя по ситуа-

ции, Япония не намерена в обозримом будущем отказываться от использования угля, газа, нефти и энергии ядерного распада как энергоносителей.

Китай. Последние десятилетия ознаменовались бурным научно-техническим прогрессом, в результате чего Китай стал космической державой, развил мощное производство микроэлектроники, развернул разведку и добычу полезных ископаемых, производство новых материалов, машиностроение. Особое внимание в стране обращено на обеспечение энергоносителями, следствием чего стало бурное строительство угольных шахт. В настоящее время Китай занимает первое место в мире по уровню добычи угля - добывает 1.3 млрд. тонн угля в год (по тонне на каждого жителя страны). Значительное количество шахт мелкие по размерам, плохо оснащены современной угледобывающей техникой и системами газовой защиты, следствием чего являются частые взрывы метана на шахтах и гибель около 6000 шахтеров ежегодно. Китай занимает первое место в мире по уровню смертельного травматизма на угольных шахтах (а Украина - второе). Наряду со строительством тепловых и гидроэлектростанций Китай уделяет большое внимание созданию атомной энергетики. Испытывает нужду в нефти и газе, предпринимает меры по развитию строительства магистральных трубопроводов для импорта нефти и газа из Казахстана и российского Дальнего Востока.

Приведенный выше беглый обзор направлений решения проблемы обеспечения энергоносителями свидетельствует о том, что мировое сообщество серьезно готовится к неотвратимо приближающемуся исчерпанию удобных и привычных для применения газа и нефти намерено в ближайшем будущем использовать запасы угля, энергию ядерного распада, не отказываясь при этом от доступных экологически чистых доступных в соответствующих регионах альтернативных источников энергии. К сожалению, Украина не может похвалиться наличием тропического климата и ожидать большого эффекта от использования солнечной энергии, но использования тепла Земли в условиях нашей страны вполне осуществимо.

Заключая не претендующий на полноту обзор, приведем данные о стоимости одной гигакалории энергии в наиболее распространенных энергоносителях при грядущих изменениях цен на энергоносители.

Таблица 2

Стоимость гигакалории тепла в ценах 2006 года

№ п/п	Энерго-носитель	Теплотворная способность	Расход э/н на гигакалорию	Стоимость ед-цы э/н	Стоим. Грв/Гкал
1	Уголь	7000 ккал/кг	142.82 кг	\$57/т	41.12
2	Природный газ	7300 ккал/ м ³	136 м ³	\$0.016/м ³ \$0.05/м ³ \$0.095/м ³ \$0.23/ м ³	11.0 34.34 65.25 157.96
3	Нефть	10400ккал/кг	96.2 кг	\$420/т	202.0
4	Эл. энерг.	860 ккал/кВт-ч	1162.8 кВт-ч	15.6к/ кВт-ч	162.8

Из приведенной таблицы следует, что наиболее дешевым источником энергии является добываемый в стране газ, стоимость которого почти в 4 раза ниже, чем гигакалории, содержащейся в купленном по международной цене угле. По действовавшей до начала года цене на российский газ \$50/1000 м³ цена гигакалории почти одинакова с таковой в импортном угле.

Возросшая с начала года до \$95/1000 м³ цена на газ повышает стоимость гигакалории тепла в 6 раз против таковой на украинском газе и делает ее в полтора раза дороже, чем содержащейся в импортном угле. При ожидаемом в недалеком будущем повышении цены на российский газ до \$230/1000 м³ стоимость гигакалории возрастет в 15 раз против таковой в украинском газе и сравняется со стоимостью гигакалории тепла из розетки по действующим сейчас ценам на электроэнергию. Электроэнергия есть уже готовый к употреблению продукт и приведена она в таблице только для наглядности. Данные таблицы показывают, что стоимость гигакалории энергии, полученной из угля даже по мировым ценам, сравнима с таковой, полученной из газа по ушедшей в прошлое цене \$50 за 1000 м³. Переход Украины на энергосберегающие и наукоемкие технологии потребует значительного промежутка времени (нескольких десятилетий). Отсюда вытекает неизбежность расширенного применения отработанных технологии добычи угля и производства электроэнергии на тепловых электростанциях, которые позволят сдерживать рост цен на энергию на уровне действовавших до конца 2005 года и смягчить давление роста цен природного газа на экономику страны, планомерно выполнять работы по строительству обеспечивающих дешевую электроэнергию АЭС и созданию комплексов по энерготехнологической переработке угля и получению из него газа и синтетического топлива.

Выводы

1. Украина, по меньшей мере, вдвое лучше обеспечена запасами угля, чем мировое сообщество в целом и в ближайшие 400-450 лет вполне может решать проблемы энергообеспечения за счет использования угля.

2. Решение правительства страны перейти на энергосберегающие технологии и замену дорогостоящих импортируемых энергоносителей дешевыми украинскими может быть реализовано при увеличении добычи угля в стране до 180-200 млн. тонн и создании средств его энерготехнологической переработки для получения газа и топлива для двигателей внутреннего сгорания.

3. Наряду с расширением работ по разведке и добыче нефти и газа Украине в качестве первоочередной задачи следует решать проблему увеличения объемов добычи угля как за счет прекращения закрытия и консервации шахт, так и за счет строительства новых.

4. При строительстве и эксплуатации глубоких шахт Донбасса необходимо применить новые технологии подготовки горного массива к выемке, направленные на извлечение и использование тепла недр Земли.

5. Украина должна планомерно и взвешенно вести работу по строительству и эксплуатации АЭС, создать подземный промышленный комплекс полного цикла изготовления, хранения и переработки ТВЭЛов, разместив его под загрязненной продуктами взрыва территорией бывшей ЧАЭС.

Литература

- 1 Бойко В. А. Экотехнологические аспекты обеспечения Украины энергоносителями. //Сборник научных трудов НГАУ.- Днепропетровск, 2001. - №12.- Т 2.- С. 5- 11.
2. Бойко В. А. Энерготехнологические комплексы - будущее глубоких шахт Донбасса. //Сборник научных трудов НГУ.- Днепропетровск.- 2003.- №17.- Т 1.- С. 93-103.
3. Бойко В. А. Структура и математическая модель системы охлаждения горного массива при добыче угля на больших глубинах. //Науковий вісник НГУ.- 2004.- № 9.- С.63-69.
4. Щербань А.Н., Кремнев О.А. Научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт. – Киев: Изд-во АН УССР, 1959-1960. - Т.1,2
5. Единая методика прогнозирования температурных условий в угольных шахтах. – Макеевка: Донбасс, 1979. –196 с.
6. Системы извлечения тепла земной коры и методы их расчета. /Щербань А. Н., Цырульников А. С., Мерзляков Э. И., Рыженко И. А. - Киев: Наукова думка, 1986. - 240 с.
7. Бойко В. А. Бойко А. В. Способ управляемого извлечения тепла горного массива глубокой шахты. Сборник научных трудов НГУ.-2005.- №22. - С.186-192.
8. Бойко В. А., Мирошник Г. А., Фрундин В. Е. Система управляемой подземной дегазации угольной шахты. Сборник научных трудов НГАУ.- 1999.- №.- 7.- Т. 3. -С.74-78.
9. Бойко В. А., Мирошник Г. А., Фрундин В. Е. Комплект технических средств контроля и управления дегазационными системами. //Уголь Украины.- 1998.- №1.- С 17-25
10. К вопросу о промышленном освоении ресурсов угольного метана в России. /Малышев Ю.Н., Трубецкой К.Н., Гурьянов В.В., Матвиенко Н.Г. //Горный информационно-аналитический бюллетень МГГУ.- 2000. - №1. С.128-141.
11. Бойко В. А. Способ утилизации шахтного метана в атмосфере горных выработок газовых шахт. //Горный информационно-аналитический бюллетень.- Москва: МГГТУ.- 2000.- №7.- С.195-197.
12. Бойко В.О. Напрямки і способи використання шахтного метану для енерготехнологічних потреб глибоких шахт. //Вісті Академії інженерних наук України.- 2004.- № 2(22).- С.44-48.
13. Бойко В.О. Перспективи використання енергії метану вихідних струменів шахти на денній поверхні. //Сборник научных трудов НГУ.- 2004.- №19.- Т. 1.- С.204-213.
14. Хоффман Е. Энерготехнологическое использование угля. /Перевод с английского. - М.: Энергоатомиздат, 1983.- 328 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Бондаренко В. И.
Поступила в редакцию 07.04.06*

УДК 622.1:622.834

© В.А. Назаренко, И.И. Усик, Е.В. Стельмашук,
Н.В. Йощенко

ИЗМЕНЕНИЕ МАКСИМАЛЬНЫХ ОСЕДАНИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ МУЛЬДЫ СДВИЖЕНИЯ

Приведены результаты исследований начальной стадии формирования мульты сдвижения на шахтах Западного Донбасса. Установлена зависимость величин максимальных оседаний земной поверхности от размера очистной выработки при ее отходе от разрезной печи и величина отхода лавы, при которой сдвигения проявляются на поверхности.

Наведено результати досліджень початкової стадії формування мульди зрушення на шахтах Західного Донбасу. Встановлена залежність положення максимальних осідань земної поверхні від розміру очисної виробки під час її відходу від розрізної печі та величина відходу лави, при якій зрушення проявляються на поверхні.

The research results of initial stage of subsidence trough formation on mines of Western Donbass are given. The dependence of the maximal surface subsidences from the coal face size, when it departs from rise gallery, is established. The size of an exploited space, from which the displacements are shown on a surface, is determined.

Постановка задачи в общем виде.

Одной из основных задач маркшейдерской службы горного предприятия является обеспечение безопасной подработки сооружений и природных объектов. Решение этой задачи зависит от объективности прогнозирования влияния горных разработок на подрабатываемые объекты, что, в свою очередь, определяется соответствием принятых исходных параметров условиям разработки месторождения и обеспечением требуемой точности применяемыми расчетными способами определения сдвижений и деформаций земной поверхности.

На угольных шахтах Украины прогнозирование влияния отработки пластов и выбор мер охраны подрабатываемых объектов осуществляется по единой методике [1]. Такой подход к решению задач, связанных с определением влияния горных разработок на земную поверхность, можно считать весьма прогрессивным и положительным, т. к. осуществлен глобальный, всесторонний анализ и обобщение результатов исследований, проводившихся на всех угольных месторождениях. При этом установлены как общие закономерности сдвижения, так и влияние на его параметры отдельных горно-геологических и технологических факторов. С другой стороны, стремление унифицировать методику расчета привело к усреднению исходных параметров и, как следствие, в нормативном документе не нашли отражения особенности отдельных регионов и даже месторождений. Последнее замечание справедливо для Западного Донбасса.

Месторождение каменного угля в Западном Донбассе отличается от других месторождений меньшей степенью метаморфизма и практически одинаковой прочностью пород карбона. Другое важное отличие – мощные (50–300 м), обводненные наносы. Эти особенности определяют количественные и качественные изменения параметров сдвижения горных пород и земной поверхности.

Анализ последних исследований.

Анализ многолетних инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности на шахтах Западного Донбасса при различных горно-геологических условиях отработки угольных пластов показывает, что методика [1] недостаточно объективно и полно отражает особенности месторождения. Основной причиной этого, на наш взгляд, является то, что подавляющее большинство исследований сдвижения земной поверхности на угольных шахтах выполнялось в условиях закончившегося процесса сдвижения, при этом исследовались угловые параметры и величины сдвижений и деформаций исключительно в главных сечениях мульды, как это регламентируется "Инструкцией..." [2]. Известны исследования процесса сдвижения в его развитии [3, 4], но в силу

недостаточной изученности этих вопросов и ограниченности условий натуральных наблюдений за сдвижением земной поверхности, обобщение и установление общих закономерностей вызывает определенные сложности. По этой причине результаты изучения процесса сдвижения во времени не нашли отражения в нормативных документах и, как следствие, не обеспечивается должная защита подрабатываемых объектов.

В мульдe сдвижения над движущимся очистным забоем выделяется три области (рис. 1) в зависимости от степени развития и характера протекания процесса сдвижения [5]: область формирования мульды сдвижения; область синхронного сдвижения и область затухания процесса.

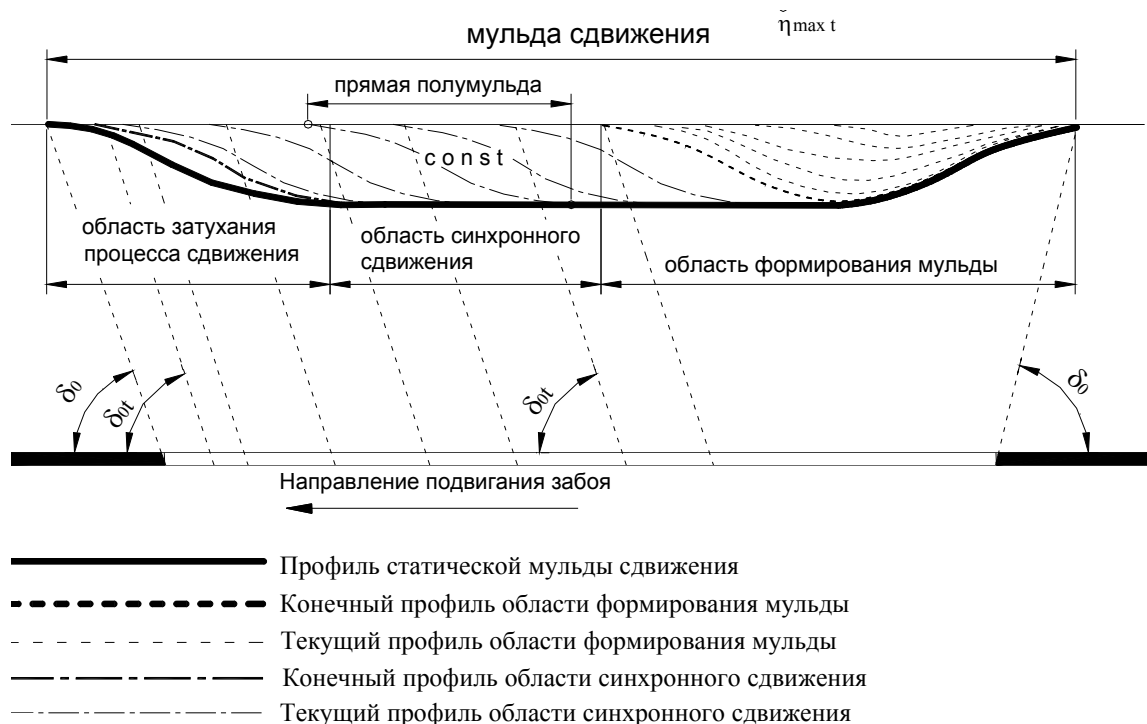


Рис. 1. Схема сдвижения земной поверхности в процессе отработки лавы

Область формирования мульды сдвижения – динамическая мульда, с момента начала процесса сдвижения земной поверхности до момента, когда максимальное оседание в мульдe достигло предела и крыло мульды сдвижения со стороны выработанного пространства перестает изменять свою геометрию и начинает совершать плоскопараллельное перемещение совместно с забоем очистной выработки.

Область синхронного сдвижения – часть динамической мульды, следующая после области ее формирования, в которой различные точки земной поверхности в сечении, параллельном подвиганию забоя, через одинаковые промежутки времени до или после прохождения под ними линии забоя приобретают одинаковые величины сдвижений и деформаций. Характеризуется постоянством геометрических параметров и характера распределения сдвижений в полумульдe, передвигающейся вслед за забоем, на любой момент времени.

Область затухания процесса сдвижения – часть динамической мульды, которая образуется за областью синхронного сдвижения. Характеризует сдви-

жения земной поверхности с момента остановки очистного забоя до окончания процесса сдвижения.

Как правило, исследования сдвижения земной поверхности во времени приурочены к области синхронного сдвижения. Более того, эти исследования проводились в сечении мульды, совпадающем с направлением движения очистного забоя, и, как правило, касаются закономерностей развития фронтальной части мульды над очистным забоем и передвигающейся в пространстве совместно с ним. Это обстоятельство значительно ограничивает использование полученных данных для описания процесса деформирования земной поверхности над действующими очистными горными выработками.

Цели статьи и постановка задачи.

Наиболее полную информацию о развитии процесса сдвижения можно было бы получить по результатам исследований в области формирования мульды т.к. ее параметры по окончании формирования являются такими же, как и в области синхронного сдвижения, а изменение сдвижений и деформаций земной поверхности по мере увеличения отработанного пространства лавы наглядно показывает общие закономерности развития процесса сдвижения. Целенаправленно подобные исследования практически не проводились. Отдельные публикации по этому вопросу [6, 7] отражают качественную сторону процесса сдвижения и не дают количественной оценки его параметров.

Анализ результатов периодических маркшейдерских инструментальных наблюдений за земной поверхностью над очистными горными выработками шахт Западного Донбасса показывает, что процесс сдвижения на стадии формирования мульды сдвижения имеет определенные закономерности. Одна из этих закономерностей выражается в зависимости величины максимального оседания земной поверхности на момент выполнения инструментальных наблюдений, от текущего размера очистной выработки.

Методика и результаты исследований.

Существующие методы и способы обработки и анализа результатов маркшейдерских инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности [2] не позволяют оценить изменение сдвижений в анализируемых условиях и установить закономерности развития процесса сдвижения. В связи с этим нами разработана методика обработки результатов наблюдений, которая заключается в следующем:

- построение совмещенных графиков сдвижений земной поверхности по данным всех инструментальных наблюдений с возможностью индивидуального анализа и редактирования каждого из них – это достигается применением современных информационно-компьютерных технологий обработки графической информации;
- адаптация параметров горно-геологических условий подработки земной поверхности для обеспечения возможности сопоставления их влияния на формирование мульды сдвижения;
- приведение величин максимальных оседаний земной поверхности к единичному виду с учетом не только вынимаемой мощности, но и степени подработанности земной поверхности;

– использование вероятностных и статистических методов обработки данных эксперимента с последующей их геометрической интерпретацией.

Для выполнения исследований максимальных оседаний земной поверхности нами отобрано 8 наблюдательных станций, которые были заложены кафедрой маркшейдерии НГУ над горными работами шахт "Першотравнева", "Юбилейная" и "Степная" объединения "Павлоградуголь". Условия подработки земной поверхности в районах этих станций характеризуются следующими показателями. Глубины залегания разрабатываемых угольных пластов над разрезной печью изменяются от 110 до 250 м, мощность наносов – от 50 до 80 м. Вынимаемая мощность пластов 0,65-1,10 м; скорость подвигания очистного забоя 30-80 м/мес.; коэффициент, характеризующий степень подработанности земной поверхности изменяется от 1 до 0,65; управление горным давлением – полное обрушение.

Количество серий инструментальных наблюдений на станциях за время, охватывающее период формирования мульды сдвижения, различное и изменяется от 2 до 15.

Особенность построения графиков оседаний реперов наблюдательных станций по результатам маркшейдерских инструментальных наблюдений заключается в том, что на один и тот же график наносятся кривые оседаний по данным всех имеющихся наблюдений с обязательным фиксированием положения разрезной печи и положений очистного забоя на даты наблюдений. На каждой отдельной кривой вертикальных сдвижений (рис. 2) фиксируется точка, имеющая наибольшее оседание η_{mi} и соответствующее ей положение очистного забоя лавы. Положение забоя определяется расстоянием D_i от разрезной печи до забоя на дату наблюдения t .

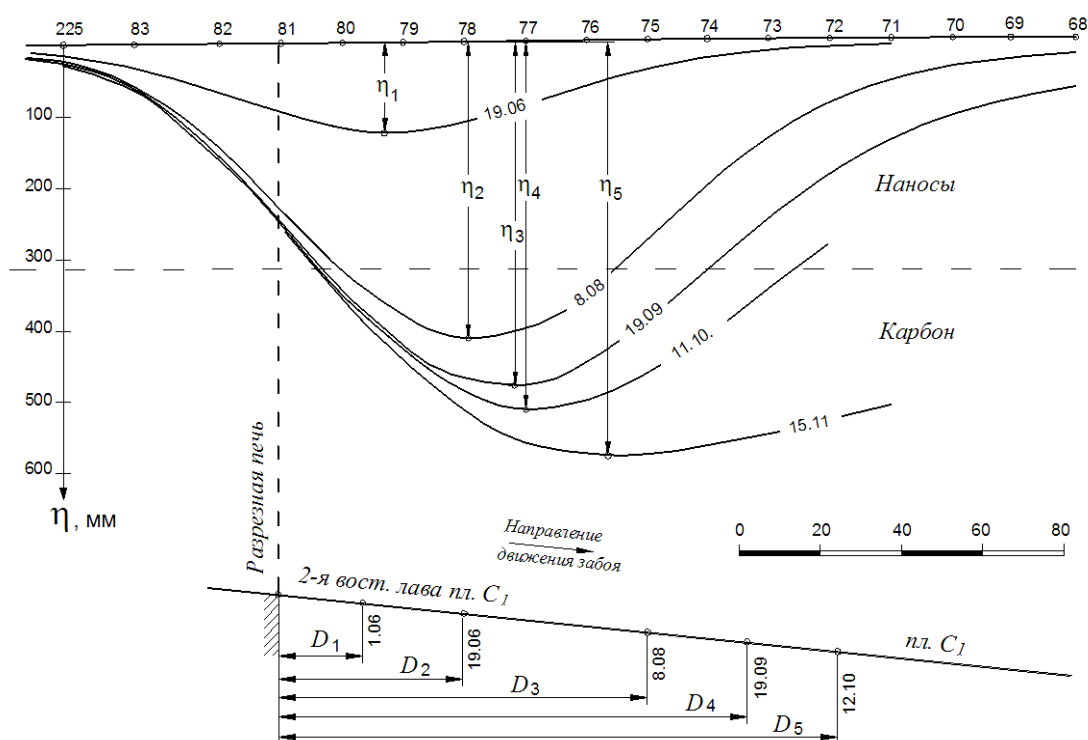


Рис. 2. Графики оседания реперов наблюдательной станции

Таким образом, для каждой из наблюдательных станций формируется база данных, состоящая из n -го числа пар расстояний D_t и η_{mt} , где n – количество анализируемых серий инструментальных наблюдений на станции. В итоге общая база данных для всех восьми исследуемых наблюдательных станций составила 85 пар расстояний.

Полученные в результате выполненных исследований данные по каждому из проанализированных случаев подработки земной поверхности практически невозможно сопоставить между собой из-за разницы горно-геологических условий. Поэтому выполнено приведение всех графиков оседания земной поверхности к единичному виду: линейные параметры графиков были разделены на величину глубины отработки угольных пластов H . Глубина разработки принята нами в качестве усредняющего параметра на основании того, что она в наибольшей степени влияет на размеры мульды сдвижения и распределение сдвижений и деформаций в ней.

Значения максимальных оседаний земной поверхности зависят от многих факторов: глубины отработки пласта, его мощность и угол падения, размеры очистной выработки, физико-механические свойства пород подрабатываемой толщи. Соответственно, полученные в результате наблюдений значения η_{mt} отличаются в зависимости от условий подработки земной поверхности и текущего размера очистной выработки. С целью устранения этих различий или, хотя бы сведения их до возможного минимума, замеренные значения максимальных оседаний земной поверхности η_{mt} были выражены в долях от максимального оседания на момент окончания процесса сдвижения η_m . Такой подход позволяет практически полностью устранить влияние вынимаемой мощности угольного пласта и степени подработанности земной поверхности по направлению вкост подвигания очистного забоя, которая, в свою очередь, зависит от поперечного размера лавы и глубины разработки.

Распределение параметров D_t/H и η_{mt}/η_m , полученных в результате описанных преобразований показано на рис. 3.

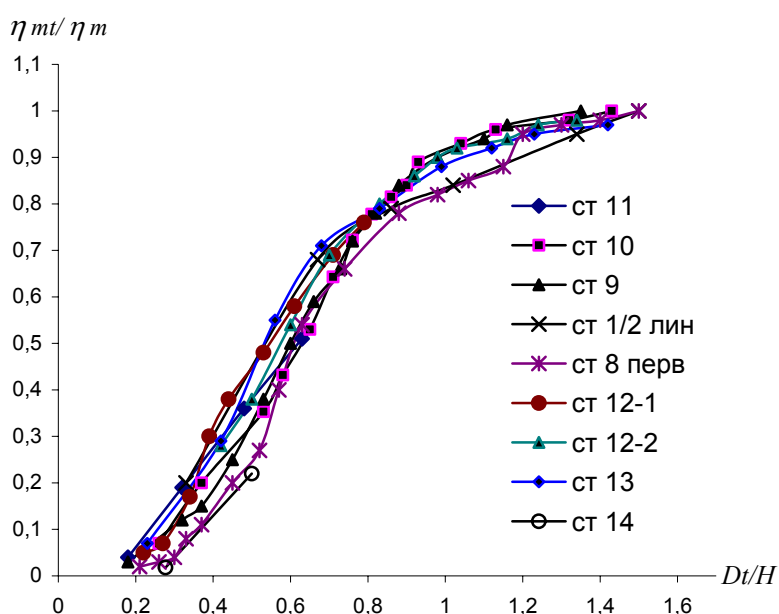


Рис. 3. Распределение η_{mt}/η_m от D_t/H по наблюдательным станциям

График распределения η_{mt}/η_m от D_t/H указывает на наличие довольно тесной взаимосвязи между этими параметрами мульды сдвижения. В результате статистической обработки экспериментальных данных получен обобщенный график зависимости η_{mt}/η_m от D_t/H (рис. 4). При этом среднее квадратическое отклонение экспериментальных данных от усредненных по оси абсцисс составляет $\pm 0,045$, а по оси ординат – $\pm 0,03$, т.е. не более 5% от максимальных значений.

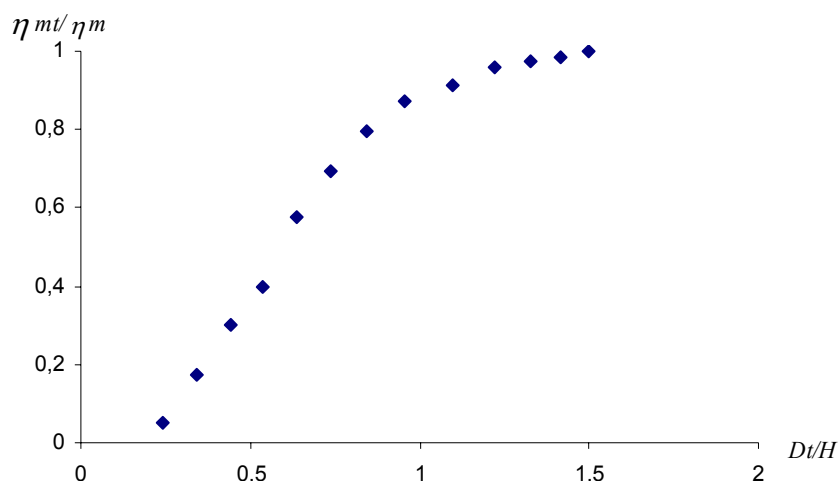


Рис. 4. Обобщенный график зависимости η_{mt}/η_m от D_t/H

Анализ графиков на рисунках 3 и 4 показывает, что на участке $0,2 < D_t/H < 0,7$ график распределения имеет практически прямолинейную форму, и начиная со значения $D_t/H = 0,7$ асимптотически приближается к предельному значению $\eta_{mt}/\eta_m = 1$.

В маркшейдерской практике принято задавать зависимость максимальных оседаний от размера очистной выработки в табличном виде [1]. Учитывая это, зависимость η_{mt}/η_m от D_t/H представлена в табл. 1.

Таблица 1

Зависимость максимальных оседаний от текущего размера очистной выработки для условий Западного Донбасса

η_{mt}/η_m	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
D_t/H	0,28	0,36	0,45	0,51	0,58	0,66	0,74	0,85	1,01	1,50

Другая закономерность, на которую указывает распределение η_{mt}/η_m от D_t/H , заключается в том, что процесс сдвижения земной поверхности над очистными выработками шахт Западного Донбасса начинается при отходе очистного забоя лавы от разрезной печи на расстояние $0,2H$, причем эта величина является постоянной для различных условий ведения горных разработок.

По этому вопросу в специальной литературе приводятся весьма противоречивые сведения о начале процесса сдвижения. В частности, в [2] для условий

Донецкого бассейна величина выработанного пространства $2r$, при которой начинается сдвигание поверхности, определяется из выражения $2r/H = 0,35$, где H – глубина разработки. В работе [3] та же величина приравнивается $0,5H$. Для условий Подмосковского и Карагандинского [4] бассейнов отход от разрезной печи, при котором проявляется сдвигание земной поверхности, равен соответственно $(0,2–0,25)H$ и $0,33H$. Более общее значение для различных угольных бассейнов приведено в работе [5] $2d = 0,20H \dots 0,40H$. Но здесь же авторы отмечают, что размер выработки, при котором начинается сдвигание земной поверхности, не является устойчивым показателем, т. к. он зависит от скорости подвигания очистного забоя.

Выводы.

Исследования закономерностей изменения максимальных оседаний в мульдe сдвигания в стадии ее формирования в условиях Западного Донбасса показали, что они зависят от текущего размера очистной выработки. Эта зависимость с погрешностью $\pm 5\%$ описывается функцией, заданной в табличном виде.

При подвигании очистной выработки D_i/H (выраженном в долях от глубины разработки) от разрезной печи в пределах от 0,2 до 0,8 зависимость максимальных оседаний от размера выработки является прямолинейной. При дальнейшем увеличении размеров выработанного пространства относительная величина η_{mi}/η_m стремится к своему максимуму, т.к. к единице.

Выполненные исследования показали, что процесс сдвигания земной поверхности над очистными выработками шахт Западного Донбасса начинается при отходе очистного забоя лавы от разрезной печи на фиксированное расстояние $0,2H$.

Полученные результаты характеризуют отдельные закономерности формирования мульды сдвигания, но разработанные новые методологические подходы в совокупности с установленными зависимостями могут быть использованы для более общей оценки процесса сдвигания земной поверхности на шахтах Западного Донбасса и на других месторождениях с пологим залеганием угольных пластов.

Литература

1. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом // Отраслевой стандарт. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. – 127 с.
2. Инструкция по наблюдениям за сдвижением земной поверхности и подрабатываемыми сооружениями на угольных и сланцевых месторождениях/ Мин-во угольн. пром-ти СССР.– М.: Недра, 1989. – 96 с.
3. Авершин С.Г. Сдвигание горных пород при подземных разработках. – М.: Углетехиздат, 1947. – 245 с.
4. Батугин С.А. Сдвигания и деформации земной поверхности и горных пород над движущимся забоем // Сборник статей по вопросам исследования горного давления и сдвигания горных пород / ВНИМИ. – 1962. – Сб. 47. – С. 159-199.
5. Назаренко В.А., Антипенко Г.А. О некоторых терминах и определениях процесса сдвигания земной поверхности// Уголь Украины.– 2001.– № 9.– С. 44-45.
6. Петрук Е.Г. Исследование деформаций земной поверхности в мульдe сдвигания по времени // Изв. вузов. Горный журнал. – 1969. – № 1. – С. 40-43.

7. Кратч Г. Сдвижение горных пород и защита подрабатываемых сооружений; Пер. с нем. под ред. Р.А. Муллера и И.А. Петухова. – М.: Недра, 1978. – 494 с.
8. Иофис М.А. Научные основы управления деформационными и дегазационными процессами при разработке полезных ископаемых. – М.: Изд. ИПКОН, 1984. – 230 с.
9. Муллер Р.А. Влияние горных выработок на деформацию земной поверхности. – М.: Углетехиздат, 1958. – 294 с.
10. Муллер Р.А. Расчет сдвижения горных пород под влиянием подземных разработок при горизонтальном и пологом залегании пород // Исследования по вопросам горного и маркшейдерского дела/ ВНИМИ. – 1957. – Сб. 31. – С. 31-57.
11. Колбенков С.П., Павлов А.Н. К вопросу расчетов деформаций земной поверхности // Труды по вопросам горного давления, сдвижения горных пород и методики маркшейдерских работ / ВНИМИ. – 1963. – Сб. 50. – С. 114-130.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Шашенко А.Н.
Поступила в редакцию 20.03.06*

УДК 622.012.2.001.2

© Корж В.А., Попов С.О.

МЕТОДИЧНІ ОСНОВИ СИСТЕМНОГО ПРОЕКТУВАННЯ ГІРНИЧО-ТЕХНОЛОГІЧНИХ ОБ'ЄКТІВ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ ЗАЛІЗНИХ РУД

Разработаны методические основы реализации системного подхода при проектировании сложных производственных объектов, которые создаются для отработки месторождений богатых железных руд. Этот подход позволяет выбирать оптимальные проектные решения, осуществлять глубокое обоснование их оптимальности, осуществлять корректную оценку уровня эффективности проектных решений, проверять полученные результаты проектирования по данным практической реализации решений.

Розроблено методичні основи реалізації системного підходу при проектуванні складних виробничих об'єктів, що створюються для відпрацювання родовищ багатих залізних руд. Цей підхід дозволяє вибирати оптимальні проектні рішення, здійснювати глибоке обґрунтування їхньої оптимальності, здійснювати коректну оцінку рівня ефективності проектних рішень, перевіряти отримані результати проектування за даними практичної реалізації рішень.

The methodical fundamentals of realization of a system approach for want of designing of complicated industrial objects are developed which form for improvement of deposits of rich iron ores. This approach allows to select optimum design solutions, to realize the deep substantiation of their optimality, to realize a correct evaluation of a level of efficiency of design solutions, to check up obtained outcomes of designing on datas of practical realization of solutions.

Підземний спосіб розробки багатих залізних руд представляє один з перспективних напрямків подальшого розвитку гірничо-металургійного комплексу України. Це обумовлено наявністю великих промислових запасів таких руд, розвіданий об'єм яких становить біля 1,4 млрд.т. Понад 54% цих запасів мають вміст заліза вище 58% і представляють цінну експортну сировину.

Умови залягання та відпрацювання цих запасів характеризуються підвищеною складністю, а саме: великою глибиною поширення покладів (до 3000 м і

більше); значними коливаннями їх потужності (10...150 м); відсутністю чітких контурів; невитриманістю форм; складною морфологією; різкими коливаннями і анізотропією властивостей порід та їх стану; жорсткими обмеженнями припустимих масштабів техногенного порушення надр та земної поверхні.

Тривале використання підземного способу розробки залізних руд дозволило накопичити велику кількість технічних і технологічних рішень, що забезпечують як саму технічну можливість розробки у таких умовах, так і економічну доцільність здійснення видобувних робіт. Ці рішення представляють: технологічні схеми розробки; підземні гірничотехнічні конструкції; схеми і засоби механізації гірничих робіт, що виконуються при будівництві і функціонуванні гірничо-технологічних (виробничих) об'єктів (схем розкриття родовищ, поверхів, підготовки рудних тіл, нарізки видобувних блоків, очисного виймання, виконання виробничих процесів).

Але, у ринкових економічних відносинах, у яких на даний час функціонує гірничо-видобувна промисловість, і для яких характерна жорстка конкуренція по економічним і якісним характеристикам залізорудної продукції, виникає задача не просто забезпечення технічної можливості та економічної доцільності розробки, а досягнення її найвищої техніко-економічної ефективності.

Необхідно зазначити, що тільки сам факт використання вказаних рішень, ще не гарантує досягнення найвищої ефективності розробки. Це пояснюється тим, що результати їх реалізації залежать не тільки від технічних ідей покладених в основу відповідних рішень, а і визначаються рівнем конструктивної, технологічної та параметричної взаємоузгодженості цих рішень одночасно з усіма конкретними геологічними, гірничотехнічними і економічними умовами, у яких здійснюється розробка.

Вибір таких рішень і обґрунтування їх ефективності виконуються на одному з найбільш відповідальних етапів у процесі підготовки до розробки – етапі проектування основних виробничих об'єктів. При цьому, на час проектування ще не існує ні самих об'єктів, ні точних даних про умови їх будівництва та функціонування (ці данні носять імовірнісний характер). У таких умовах необхідно: вибрати кращі технічні і технологічні рішення об'єктів, оптимізувати їх параметри та спрогнозувати технічні і економічні результати функціонування.

Вирішити ці задачі можливо тільки шляхом техніко-економічного моделювання виробничих об'єктів. Таке моделювання представляє складний і трудомісткий процес, що пояснюється високою складністю об'єктів, методів виконання гірничих робіт, жорстким технологічним і параметричним зв'язком структурних елементів, динамічністю виробництва і нестабільністю його параметрів і умов здійснення, багатоваріантністю припустимих технічних і технологічних рішень.

Таким чином у області проектування підземних гірничо-технологічних об'єктів існує складна проблема, яка полягає у необхідності вибору оптимальних проектних рішень по їх прогностичним технічним і економічним характеристикам у конкретних умовах розробки.

Ця проблема може бути вирішена тільки шляхом вирішення таких задач: забезпечення системного підходу до розробки техніко-економічних моделей

підземних гірничо-технологічних об'єктів; забезпечення високої точності економіко-математичного моделювання цих об'єктів; коректна оцінка варіантів проектних рішень, які розглядаються для вибору найбільш ефективного з них.

З ціллю вирішення цієї проблеми авторами пропонується реалізація принципів системного об'єктно-орієнтованого проектування (СООП), адаптованого ними до умов підземної розробки руд, і який, на даний час, у цій області не використовується.

Суть СООП полягає у вирішенні задач проектування виробничих об'єктів з взаємним технологічним і параметричним узгодженням усіх їх структурних елементів, урахуванням їх частки у формуванні технічних і економічних характеристик кінцевої продукції, здійсненням об'єктно-орієнтованого прогнозування, планування і контролю проектних параметрів об'єктів на протязі їх повного життєвого циклу (що враховує нестабільність вхідних даних при проектуванні). Реалізація такого підходу повинна здійснюватись за алгоритмом, що наведений на рис.1.

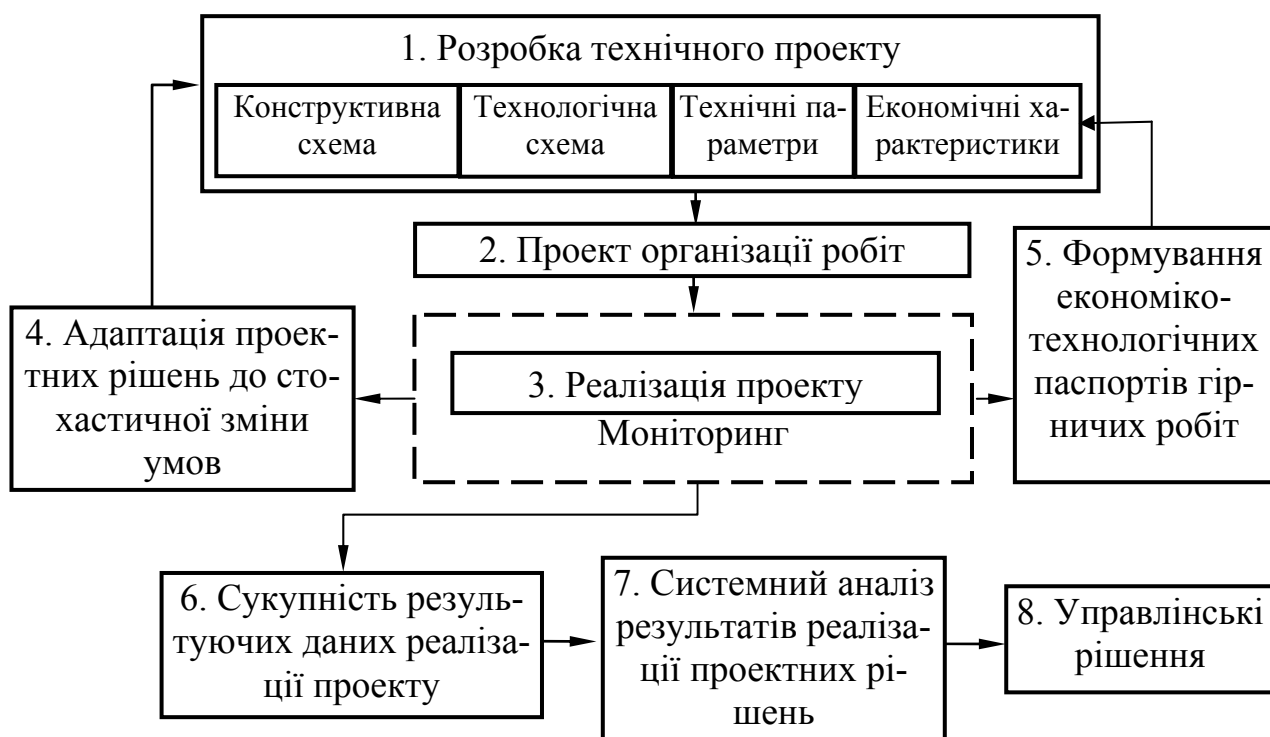


Рис.1. Схема алгоритму СООП підземних гірничо-технологічних об'єктів

Цей алгоритм включає такі елементи:

1. Розробка технічного проекту об'єкта загальнотеоретичними методами (блок 1). Для підготовки проекту формуються моделі декількох технічно прийнятних конструктивних та технологічних схем об'єкту, розраховуються їх технічні параметри, будується економічна модель, визначаються прогнозні економічні характеристики, розраховується термін і етапи реалізації проекту. З цих варіантів, на основі оцінки їх техніко-економічної ефективності по спеціальній системі запропонованих авторами параметрів, описаних нижче, вибирається оптимальний варіант. На базі цього варіанта і розробляється технічний проект першої стадії.

2. По даних технічного проекту здійснюється підготовка проекту організації робіт (ПОР) 2, у якому розробляються організаційні заходи по будівництву об'єкта і здійсненню його основних виробничих функцій.

3. Далі, після затвердження проекту, починається процес його реалізації 3, упродовж якого здійснюється техніко-економічний моніторинг. При цьому, у процесі поетапної реалізації проекту виконується додаткова адаптація вже спроектованої схеми об'єкту до реальних гірничотехнічних умов 4. Ці данні уточнюються при виконанні експлуатаційної розвідки, яка виконується одночасно з реалізацією проекту. Відповідно, частково змінюються і параметри і результуючі характеристики об'єктів, що визначаються при розробці проекту другої стадії. Ці результати можуть суттєво відрізнитись від даних першої стадії проектування.

В результаті моніторингу встановлюються такі данні: фактичні технічні та економічні характеристики об'єкту; визначається ступінь відхилення фактичних геотехнічних умов його функціонування від проектних, а також відхилення фактичних параметрів об'єкту від проектних. Крім того, моніторинг надає інформацію про фактичні параметри ресурсоспоживання при будівництві і функціонуванні як усього об'єкту, так і його структурних елементів. На цій основі формуються бази високоточних нормативних техніко-економічних даних 5 для подальшого економіко-математичного моделювання подібних об'єктів.

4. Після реалізації проекту у повному обсязі розраховуються кінцеві (оціночні) техніко-економічні характеристики 6, як результат накопичення інформації у процесі моніторингу. Отримані данні аналізуються 7 для визначення фактичної ефективності функціонування об'єкта і величини її відхилення від проектної, виявляються причини цих відхилень. По результатах аналізу приймаються управлінські рішення 8 по вдосконаленню виробничої діяльності підприємства, методичної основи процесу проектування та його інформаційно-нормативної бази.

Одними з основних елементів у описаній схемі є визначення суми фінансових витрат на реалізацію конкретних проектних рішень гірничотехнологічних об'єктів. На основі розрахунку прогностного значення цього параметра, у першу чергу, здійснюється обґрунтування економічної ефективності проектних рішень і розраховується цілий ряд інших техніко-економічних показників.

Для забезпечення високої точності їх визначення системи моделювання схем гірничотехнологічних об'єктів повинні реалізувати економічні розрахунки на основі особливої логіко-математичної функції, що пов'язує геотехнічні умови будівництва і функціонування об'єктів та їх параметри з характеристиками ресурсоспоживання і економічними результатами реалізації. Ця функція описується наступним логіко-математичним виразом

$$Z_o = \sum_{i=1}^{V_Z} \left[V_i \cdot \sum_{j=1}^N \left(x_o @ K_p \Rightarrow P_x \Leftrightarrow \sum_{c=1}^H R_c \cdot C_{R_c} \right) \right], \text{ грн.} \quad (1)$$

Згідно до даної функції сума фінансових витрат Z_o на реалізацію проектно-

го рішення конкретного об'єкта, визначається як сума добутків обсягів V_i конкретних видів гірничих робіт i з усіх їхніх видів V_z , регламентованих даною схемою, на суму добутків питомих витрат ресурсів конкретного виду R_c з усіх видів ресурсів R_p , визначених (як еквівалент $\Leftrightarrow$) прийнятого рішення P_x , на його поточну ціну C_{R_c} . Рішення P_x представляє конкретний економіко-технологічний паспорт (ЕТП) елементарного гірничо-технологічного об'єкту, який вибирається з множини P_N усіх можливих паспортів, по даному виду гірничих робіт ($P_x \in P_N$). Рішення P_x є імплікацією (висновком $\Rightarrow$) операції логічного відношення ($@$) між ключем вибору x_o , який описує конкретні умови виконання гірничих робіт і критерієм K_p , який описує умови використання кожного конкретного ЕТП відповідного елементарного об'єкта.

Економіко-технологічний паспорт представляє нове поняття в області автоматизованого економіко-математичного моделювання гірничо-технологічних об'єктів. ЕТП розробляються у вигляді структурованого електронного документа, який відображає технічні і технологічні рішення, а також умови використання елементарних гірничо-технологічних об'єктів - розкривних, підготовчих, нарізних та інших технологічних виробок і виконання усіх видів гірничих робіт.

ЕТП містять записані у вигляді спеціальної структури даних технічні і економічні характеристики будівництва та функціонування усіх елементарних виробничих об'єктів, які створюються при виконанні різних видів гірничих робіт, і з яких складаються крупні виробничі об'єкти відповідно до їх проектних схем та умов функціонування. Крім того ЕТП містять, як підфункції, методики розрахунку питомих витрат ресурсів та їх вартості (по поточним ринковим цінам) на одиницю продукції, яка є результатом виконання конкретних видів гірничих робіт, а саме: вартість виймання 1 м^3 породи при проведенні виробок, буріння 1 п.м. свердловин, 1 п.м. штангових шпурів при буропідричних роботах, 1 т при випуску та доставці руди з очисного простру і т.п.

Побудова моделей крупних об'єктів на базі комплексів ЕТП дозволяє у будь-який час змінювати локальні і глобальні технічні та технологічні рішення (схеми, технологію, параметри), вхідні дані (структуру ресурсоспоживання, питомі об'єми витрат окремих ресурсів, ціни на ресурси), швидко розраховувати прогностні техніко-економічні характеристики крупних об'єктів і кінцевої продукції при реалізації конкретного варіанта технічного і технологічного рішення по вище описаній логіко-математичній функції.

Моделі, структура яких сформована на базі ЕТП, дозволяють прослідковувати динаміку зміни техніко-економічних характеристик об'єктів, тобто моделювати сам процес реалізації проектів, за рахунок поступового формування їх структури, відповідно до об'ємів і видів робіт по етапах будівництва та функціонування об'єкту. Це дозволяє враховувати динаміку витрат ресурсів і фінансових коштів, що важливо для точного планування виробничої діяльності підприємства.

В основу формування ЕТП покладено фактичні данні елементарних гірничо-технологічних об'єктів отримані шляхом об'єктноорієнтованого техніко-економічного моніторингу реалізації раніш спроектованих об'єктів, які використовуються і у даному проекті. Це забезпечує високу достовірність даних. Такі данні складають нормативно-інформаційну базу проектного моделювання но-

вих виробничих об'єктів з застосуванням методу прямої калькуляції (а не статистичного, який використовується на даний час).

Описаний підхід до моделювання забезпечує високу точність прогнозування економічних характеристик об'єктів.

Одним з найбільш важливих питань при системному проектуванні гірничо-технологічних об'єктів є коректна оцінка техніко-економічної ефективності їх рішень, яка лежить в основі оптимізації виробництва.

У даний час така оцінка здійснюється по безпосереднім характеристикам самих об'єктів відповідно до їх видів, тобто по схемам розкриття, схемам підготовки та нарізки запасів, технологічним схемам очисного виймання. Такий підхід є недостатньо коректним і нерідко призводить до прийняття не самих ефективних рішень. Наприклад, коли при проектуванні технологічної схеми очисного виймання якесь рішення на рівні характеристик відпрацювання конкретного видобувного блоку є ефективним. Але, при урахуванні тих факторів, які будуть діяти при переробці рудної маси у товарну продукцію, може бути не зовсім ефективним.

Це пов'язано з тим, що на кінцеві техніко-економічні характеристики продукції впливають не тільки характеристики прийнятого проектного рішення, а й усіх інших процесів, що виконуються для отримання товарного продукту. У той же час характеристики цих процесів самі можуть залежати від характеристик прийнятих проектних рішень по даному блоку, тобто від кількості видобутої рудної маси, її якості, розмірів фінансових витрат на видобуток та ін. Від цих параметрів залежать загальні та питомі технічні і економічні характеристики усіх процесів, які потрібно виконати для отримання товарного продукту, тобто відкатка, подрібнення, підйом, первинна переробка (подрібнення, грохочення, класифікація, відсів), складування.

При різних значеннях параметрів, які визначаються різними технічними і технологічними рішеннями, прийнятими для відпрацювання конкретного видобувного блоку, будуть і різними характеристики і режими усіх вказаних процесів і вони будуть впливати, у першу чергу, на параметри кінцевого продукту – товарної руди, отриманої з рудної маси, видобутої з даного блоку.

Таким чином, коректна оцінка проектних рішень крупних підземних гірничо-технологічних об'єктів повинна здійснюватись по кінцевим результатам, тобто по технічним і економічним характеристиками товарної продукції. Такий підхід і обумовлює системність у їх проектуванні.

Авторами розроблена система оцінки проектних гірничо-технологічних рішень, основою якої є наступні техніко-економічні показники: загальна сума фінансових витрат на будівництво і функціонування об'єкту Z_0 ; обсяг товарної руди, яка буде отримана при його функціонуванні Q_{mp} , або з використанням даного об'єкту (при проектуванні схем розкриття, підготовки та нарізки); прогнозний балансовий прибуток від реалізації товарної руди Π_i ; собівартість товарної руди S_{mp} ; економічна ефективність фінансових вкладень у будівництво та функціонування спроектованого об'єкта P ; коефіцієнти втрат руди балансового запасу k_g ; коефіцієнт засмічення видобутої рудної маси k_z при її видобутку; втрачені якості видобутої рудної маси ΔC у порівнянні з якістю руди балансового за-

пасу; коефіцієнт вилучення товарного продукту з надр $K_{вмн}$; коефіцієнт компенсації фінансового збитку від втрат руди $K_{кз}$; питомі загально-шахтні витрати $S_{зш}$; собівартість вилучення товарної руди з надр $S_{втр}$; питомі витрати на будівництво об'єкту $S_{б}$; технічна ефективність фінансових вкладень у будівництво та функціонування об'єкту $E_{фе}$; рівень економічної ефективності експлуатації природного запасу товарного продукту $E_{мн}$.

Даний підхід до оцінки ефективності проектних рішень ґрунтується на наступному.

Існують два головних економічних фактори, які відображають та обмежують рівень технічної і економічної ефективності розробки, а саме: сума фінансових витрат на виробництво товарної руди $\Sigma Z_{тр}$ та економічна ефективність фінансових вкладень у розробку P . Ці показники пов'язані між собою, з прибутком від реалізації товарної руди $\Pi_{тр}$ і нормативною економічною ефективністю розробки P_n , (14...15%) таким співвідношенням

$$P = 100 \cdot \Pi_{тр} / \Sigma Z_{тр} \geq P_n, \% \quad (2)$$

Значення $\Pi_{тр}$, планується по необхідних фінансових витратах підприємств для забезпечення необхідної економічної ефективності виробництва. Це дає можливість розрахувати прогнозну величину прибутку Π_i , який необхідно одержати при функціонуванні гірничо-технологічного об'єкта, що проектується, з такої умови

$$\Pi_i = \Pi_{тр} \cdot B_i \cdot C_{б} / \Sigma (B_j \cdot C_j), \quad (3)$$

де B_i – балансовий запас, що буде відпрацьований з використанням даного гірничо-технологічного об'єкта (схеми розкриття, схеми підготовки та нарізки, схеми очисного виймання), тис.т; $C_{б}$ – вміст заліза у руді балансового запасу, %; $\Sigma (B_j \cdot C_j)$ – загальний запас металу у руді всіх j блоків, запланованих до відпрацьовування за встановлений термін, тис.т, з вмістом металу в руді кожного блоку C_j , %, який входить до даної частини родовища.

З виразу (2) виводиться математична модель для комплексної оцінки ефективності розробки.

$$P = \frac{10^5 \frac{100 - k_{\epsilon}}{100 - k_3} k_{\epsilon} B \cdot \left[\Pi - \frac{\Sigma Z_{врм} + 1000 \frac{100 - k_{\epsilon}}{100 - k_3} k_{\epsilon} \cdot B \cdot S_{зш}}{1000 \cdot \frac{100 - k_{\epsilon}}{100 - k_3} k_{\epsilon} \cdot B} \right]}{\Sigma Z_{врм} + 1000 \cdot \frac{100 - k_{\epsilon}}{100 - k_3} k_{\epsilon} \cdot B \cdot S_{зш}} \geq P_n, \% , \quad (4)$$

де k_{ϵ} – коефіцієнт виходу товарної руди з рудної маси, яка буде отримана при реалізації даного проекту, дол.од; k_{ϵ} – прогнозне (або нормативне) значення коефіцієнт втрат руди, який буде отриманий при відпрацюванні ділянки родовища за даним проектом, %; k_3 – коефіцієнт засмічення, %; Π – договірна (ринкова) ціна 1 т товарної руди, грн/т; $\Sigma Z_{врм}$ – витрати на видобуток рудної маси по даному проекту, визначаються шляхом моделювання за виразом (1), тис. грн.

Величина $k_{\text{вм}}$ розраховується згідно умови $k_{\text{вм}} = k_c \cdot k_f$, де коефіцієнт k_c - залежить від допустимої різниці ΔC_n між вмістом заліза у видобутій рудній масі $C_{\text{в}}$ і його вмістом у товарній руді C_m , %; параметр k_f - залежить від коефіцієнта міцності руди f

$$k_c = \exp[(426,3 \Delta C + 16,7 e^{\Delta C_n}) \cdot 10^{-6} + 9,4 \cdot 10^{-3} \Delta C_n - 0,01] , \text{ дол.од}, \quad (5)$$

$$k_f = \exp[-3,3767 \cdot 10^{-6} \cdot \exp(f)], \text{ дол.од}. \quad (6)$$

Питомі загальношахтні витрати $S_{\text{зш}}$ визначаються витратами на будівництво схем розкриття $Z_{\text{ср}}$ і підготовки $Z_{\text{сн}}$, нормами амортизації виробок розкриття $k_{\text{ар}}$ і підготовки $k_{\text{ан}}$; витратами на їх експлуатацію, відповідно, $Z_{\text{ер}}$, $Z_{\text{ен}}$; витратами на утримання допоміжних цехів і служб $Z_{\text{о}}$.

$$S_{\text{зш}} = \sum Z_{\text{зш}} / Q_{\text{мрт}} = [(Z_{\text{ср}} \cdot k_{\text{ар}} + Z_{\text{ер}}) + (Z_{\text{сн}} \cdot k_{\text{ан}} + Z_{\text{ен}}) + Z_{\text{о}}] / Q_{\text{мрт}}, \text{ грн/т} \quad (7)$$

де $Q_{\text{мрт}}$ - об'єм товарної руди, реалізований за встановлений термін, тис. т.

Основною складністю при оцінці ефективності проектних гірничо-технологічних рішень є визначення розміру фінансових витрат на такі гірничі роботи: спорудження виробок розкриття $Z_{\text{ср}}$, підготовки $Z_{\text{сн}}$, і на видобуток рудної маси $\sum Z_{\text{взм}}$, який включає проведення нарізних та технологічних виробок і виконання робіт по очисному вийманню (буропідривні роботи, випуск та доставка руди). Розмір вказаних витрат залежать від конкретних конструктивних і технологічних рішень об'єктів, що проектуються. Встановити ці значення можна тільки шляхом економіко-математичного моделювання їх схем за функцією (1) і з перевіркою на дотримання наступної обмежуючої умови

$$\sum Z_{\text{взм}} \leq k_{\text{вм}} \cdot D \cdot (S_{\text{мр}} - S_{\text{зш}}), \text{ тис. грн}, \quad (8)$$

де D - видобута рудна маса, тис. т; $S_{\text{мр}}$ - допустима собівартість товарної руди;

$$S_{\text{мр}} = (1000 \cdot Q_{\text{мр}} \cdot C_{\text{о}} - \Pi_{\text{мр}}) / 1000 \cdot Q_{\text{мр}}, \text{ грн /т}. \quad (9)$$

Різниця $(S_{\text{мр}} - S_{\text{зш}})$ визначає допустиму собівартість $S_{\text{взм}}$ видобутку з надр товарної руди (товарного продукту, що містяться у балансовому запасі) і складає частину видобутої рудної маси $Q_{\text{мр}} = k_{\text{вм}} \cdot D$.

$$S_{\text{взм}} = S_{\text{мр}} - S_{\text{зш}} \quad (10)$$

Треба зазначити, що співвідношення між величинам $S_{\text{взм}}$, $\sum Z_{\text{взм}}$ становлять основу для нормування показників вилучення руди по критеріям економічної ефективності відпрацювання конкретної частини родовища, через їх зв'язок зі значенням коефіцієнта видимого вилучення руди $K_{\text{вв}}$

$$\frac{\sum Z_{\text{взм}}}{1000 \cdot B \cdot k_{\text{вм}} \cdot S_{\text{взм}}} = K_{\text{вв}} = \frac{100 - k_{\text{в}}}{100 - k_{\text{з}}}, \text{ дол.од}. \quad (18)$$

Нормативне значення $k_{\text{з}}$ можна визначити, по припустимій втраті якості балансового запасу при видобутку руди $\Delta C_n = C_{\text{в}} - C_{\text{мін}}$, %. Звідси $k_{\text{з}} = \Delta C_n / (C_{\text{в}} - C_{\text{з}})$,

де C_3 - середній вміст заліза у породах, що засмічують руду, %. Таким чином, норматив k_n можна визначити за виразом

$$k_n = 1 - \left[(1 - k_3) \cdot \sum Z_{\text{врм}} / (1000 \cdot B \cdot k_{\text{вт}} \cdot S_{\text{втр}}) \right], \%. \quad (19)$$

Далі розраховуються такі показники:

Коефіцієнт компенсації збитку $K_{\text{кп}}$ від втрат товарної руди. Цей показник визначає ступінь компенсації прибутком, отриманим від реалізації проектного рішення, величини фінансового збитку від неминучих технологічних втрат руди

$$K_{\text{кп}} = \frac{100 \cdot \Pi_{\text{пр}} \cdot (100 - k_3)}{\Pi_o \cdot k_{\text{вт}} \cdot B \cdot (100 - k_3)}, \text{ дол.од.}; \quad (11)$$

Питомі витрати на будівництво об'єкту, який проектується S_6 . Даний показник відображає у фінансовому вираженні, рівень конструктивної і технологічної складності гірничо-технологічного об'єкту, а також умов будівництва при конкретному варіанті його проектного рішення. Необхідність його визначення обумовлена тим, що гірничо-будівельні роботи є одними з найбільш ресурсоемних і кошторисних робіт.

$$S_6 = \frac{Z_p + Z_n + Z_h + Z_m}{B \cdot \frac{100 - k_6}{100 - k_3} \cdot k_{\text{вт}}} = \frac{\sum_{i=1}^4 \sum_{j=1}^M [L_{ij} S_{ij} (C_{\text{БПР}ij} + C_{\text{кп}ij} + C_{\text{об}ij})]}{B \cdot \frac{100 - k_6}{100 - k_3} \cdot k_{\text{вт}}}, \text{ грн. /м}^3, \quad (12)$$

де Z_p, Z_n, Z_h, Z_m – витрати на проведення та обладнання відповідно: розкриваючих, підготовчих, нарізних, технологічних виробок, визначаються за функцією (1), тис. грн.; i – ідентифікатор виду виробки; j – ідентифікатор ділянки виробки зі специфічними геотехнічними умовами; M – кількість таких ділянок, од.; L_{ij} – довжина виробки i -го виду на j -ій ділянці; S_{ij} – перетин виробки; $C_{\text{БПР}}, C_{\text{кп}}, C_{\text{об}}$ – питомі витрати, відповідно, на виконання БПР, кріплення, обладнання виробок відповідного виду, визначаються по вибраних ЕТП, відповідно до умов розробки і потрібних характеристик виробок, грн/т.

При оцінці проектних рішень відпрацювання видобувних блоків, даний показник є альтернативою показнику «витрати підготовчо-нарізних виробок на 1000 т балансового запасу», який у даний час широко використовується для порівнянні різних варіантів схем блоків, але з економічної точки зору він є некоректним, тому що не враховує індивідуальних технічних характеристик цих виробок.

Технічна ефективність фінансових вкладень - визначає кількість товарної руди, яка буде отримана на одиницю фінансових коштів вкладених у реалізацію конкретного проектного рішення. Цей показник є одним з найважливіших і відображає наскільки, з технічної точки зору, будуть ефективно використані фінансові кошти, вкладені у будівництво і функціонування даного об'єкту, по отриманій кількості товарної руди на одиницю цих коштів.

$$E_{\phi\epsilon} = \frac{1}{S_{\text{втр}} + S_{\text{зш}}} = \frac{B \cdot k_{\text{вт}} \cdot (100 - k_{\epsilon}) / (100 - k_3)}{\sum 3_{\text{врт}} + 1000 \cdot B \cdot \frac{100 - k_{\epsilon}}{100 - k_3} \cdot k_{\text{вт}} \cdot S_{\text{зш}}}, \text{ т/грн.} \quad (13)$$

Рівень економічної ефективності експлуатації природного запасу товарної руди, визначає наскільки економічно ефективно була видобута та частина руди $Q'_{\text{тр}}$, яка у природному стані (у балансовому запасі) відповідала вимогам до товарної продукції. Цей показник розраховується як відношення прогнозного прибутку від реалізації товарної руди Π_i до тієї частини балансового запасу руди B_i , яка має вміст металу, рівний кондиції на товарну руду. При цьому враховується, що прибуток буде одержаний і з тієї частини товарної руди, яка потрапить у рудну масу з засмічуючими породами, а також те, що у самому балансовому запасі вміст металу $C_{\bar{o}}$ може бути рівним товарному $C_{\bar{o}} = C_{\text{тр}}$, меншим за нього $C_{\bar{o}} < C_{\text{тр}}$, або більшим $C_{\bar{o}} > C_{\text{тр}}$.

$$E_e = \frac{\Pi_i}{Q'_{\text{тр}}} = \frac{Q_{\text{тр}} \cdot C_o - \sum 3_{\text{тр}} (100 - k_3)}{B_i (C_{\bar{o}} / C_{\text{тр}}) (100 - k_{\epsilon})}, \text{ грн. /т} \quad (14)$$

де $Q'_{\text{тр}}$ - товарна руда, яка містилась в погашених балансових запасах, т.

Технічна ефективність експлуатації промислового запасу руди повинна оцінюватись коефіцієнтом вилучення з надр товарної руди $K_{\text{внт}}$. Цей показник відображає, яка кількість товарної руди буде отримана з даної ділянки родовища, у порівнянні з тією кількістю руди, що уміщається у природному балансовому запасі і відповідає вимогам заказчика до товарного продукту.

$$K_{\text{внт}} = \frac{B_i \cdot (C_{\bar{o}} / C_{\text{тр}})}{Q_{\text{тр}}} = \frac{B_i \cdot (C_{\bar{o}} / C_{\text{тр}})}{1000 \cdot B \cdot \frac{100 - k_{\epsilon}}{100 - k_3} \cdot k_{\text{вт}}}, \text{ дол.од.} \quad (15)$$

У системній сукупності усі описані показники відображають ефективність прийнятого проектного рішення конкретного гірничо-технологічного об'єкту у достатньому обсязі для визначення ступеню його раціональності, особливо при порівнянні варіантів різних рішень.

Дана система показників може бути застосована для оцінки ефективності будівництва та функціонування гірничо-технологічних об'єктів любого рівня. При цьому у залежності від характеру об'єкта, ряд вхідних параметрів визначається шляхом моделювання, а інші приймають як умовно-постійні по реальним даним роботи конкретних підприємств.

Сукупність усіх вище описаних засобів системного проектування реалізовані у розробленій авторами автоматизованій системі «Геотехнолог».

Елементи АС «Геотехнолог» пройшли апробацію і впроваджені на ряді шахт Криворізьського басейну. З їх допомогою було вирішено ряд важливих проектних гірничо-технологічних задач, а саме: обрано оптимальну схему підготовки ділянки родовища у полі ш. ім. Леніна ВАТ КЖРК; розроблено і впроваджено експериментальний проект видобувного блоку 149-154 в умовах ш. «Жовтнева» ВАТ КЖРК; визначено оптимальні геометричні параметри конс-

структивних елементів видобувних блоків на ш. «Ювілейна» і ш. ім. Фрунзе ВАТ «Суша Балка»; обрано оптимальну технологічну схему відпрацьовування ділянки покладу «Головна» ш. «Ювілейна» у осях 134-146.

Впровадження результатів вирішення цих задач і елементів АС «Геотехнолог» у виробництва дозволило отримати реальний економічний ефект від підвищення економічних параметрів виробничих об'єктів у розмірі 973 тис. грн.

На даний час продовжується удосконалення даної системи для розширення кола проектних задач і точності прогнозування характеристик проектних рішень.

*Рекомендована к публікації д.т.н. Кузьменко А.М.
Поступила в редакцію 07.05.05*

УДК 681.51:519.876.5

© Муса Махмуд Муса Гаяда

РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ ПОДДЕРЖАНИЯ ОПТИМАЛЬНОГО ГРАФИКА НАГРУЗОК НА ЛАВЫ В УСЛОВИЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Рассматривается задача расчета оптимального плана управления очистными забоями угольной шахты с определением усредненных показателей качества этих углей.

Розглядається задача розрахунку оптимального плану управління очисними забоями вугільної шахти з визначенням середніх показників якості цього вугілля.

The problem of calculation of the optimum plan of management by clearing faces of a colliery with definition of the average parameters of quality of these coals is considered.

Введение. Процесс оперативного управления нагрузками на лавы в транспортных сети (ТС) для условий угольных шахт затрудняется случайными возмущениями на технологические процессы добычи и транспортирования угля. Расчет управляющих воздействий может осуществляться на основе решения в дискретные моменты времени задачи линейного программирования (ЗЛП) с учетом стохастичности объекта управления. Решение задачи расчета оптимального управления производится в рамках разработанного метода.

Цель. Разработка системы управления очистными забоями угольной шахты.

Постановка задачи. Для потенциально опасных технологических процессов угольной шахты необходимо разработать систему управления очистными забоями угольной шахты, обеспечивающих решение задач учета состояния этих процессов и передачи управляющих воздействий на очистные комбайны.

При этом структура задачи считается заданной, а параметры образуют стохастический процесс с известными статистическими свойствами [1].

$$\max(C_t, \gamma_t), \quad (1)$$

при условиях

$$A_t \gamma_t \leq b_t, \quad (2)$$

$$\gamma_t \geq 0, \quad (3)$$

где C_t - вектор коэффициентов при неизвестных целевой функции размерности $1 \times n$; b_t - вектор ограничений размерности $m \times 1$, A_t - матрица системы ограничений задач размерности $m \times n$, γ_t - искомые управляющие воздействия.

Таким образом, задача распределения угля в ТС на интервале $[0, T]$ в условиях угольных шахт сводится к пошаговому решению ЗЛП, заданную уравнениями (1) - (3) и процедура расчета оперативного диспетчерского графика нагрузок на лавы может быть представлена в каждый момент времени в виде следующих этапов:

а) обработка информации об объемах добычи угля в каждом очистном забое в момент $t - Q_{CU_t}^{ji}$ ($i = 1, \dots, n_j; j = 1, \dots, m$); где Q_{CU_t} - диагональная матрица размерностью $(n \times n)$;

б) получение от вышестоящих органов информации о директивных значениях поставок угля в ТС в момент $t - Q_{\partial_t}^{ji}$ ($i = 1, \dots, p_j; j = 1, \dots, m$); где $Q_{\partial_t}^{ji}$ - директивная величина поступления угля в момент t от i -ого источника, физически связанного с j -ым линейным участком (ЛУ) ТС,

в) определение размеров поставок угля по промежуточным накопителям $Q_{U_t}^{ji}$ ($i = 1, \dots, n_j; j = 1, \dots, m$) по результатам решения ЗЛП (1) - (3) γ_t^{ji} в момент времени t [2], как $Q_{U_t}^{ji} = (1 - \gamma_t^{ji}) Q_{CU_t}^{ji}$.

Схема формирования управляющих воздействий показана на рис. 1.

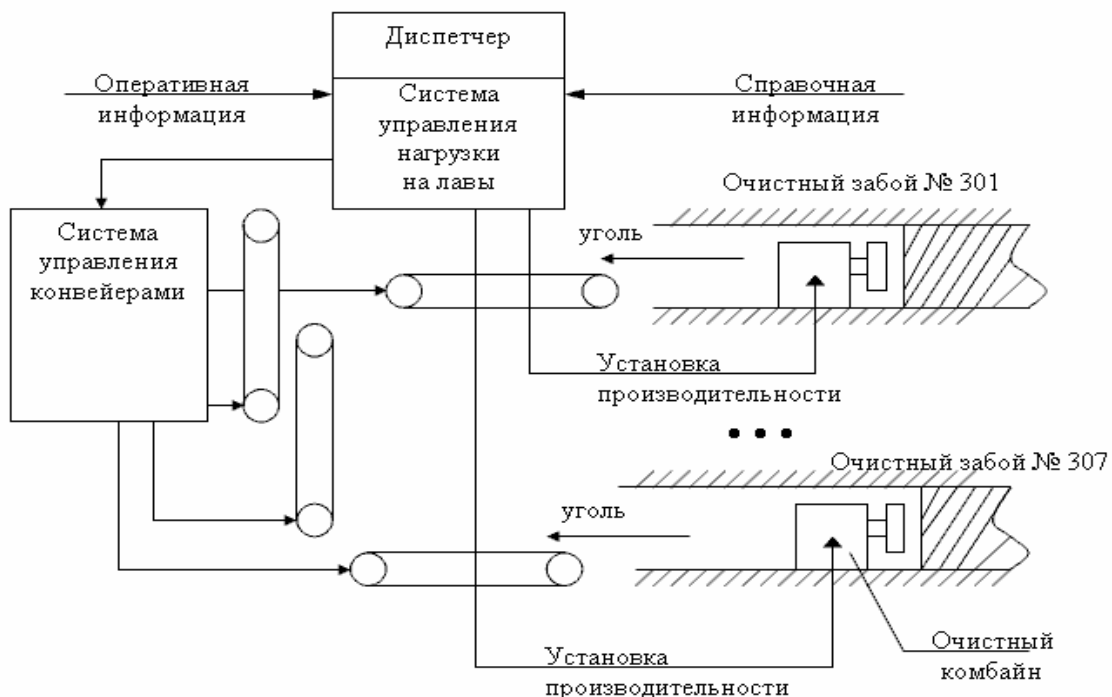


Рис. 1. Формирование управляющих воздействий

При распределении угля на основе решения задачи уравнения (1) - (3) конкретный показатель плановой добычи может быть выполнен на данном этапе управления полностью или частично, что зависит от значения, которое принимает на этом этапе управления γ_t^{ji} (если $\gamma_t^{ji} = 0$ - поставка осуществляется в полном объеме, $\gamma_t^{ji} > 0$, имеет место недопоставка угля). Так как в матрице A_t основных ограничений задачи (2) - (3) каждому плановому показателю отвечает свой столбец, то при решении ЗЛП $\gamma_t^{ji} > 0$, если соответствующий столбец входит в оптимальный базис задачи (1) - (3) и $\gamma_t^{ji} = 0$ если не входит в оптимальный базис симплекс – метода решения ЗЛП.

Рассмотрим изменение решений полученной ЗЛП во времени. Предложим, что в момент t оптимальному решению γ_t соответствует базисное множество J_t . Тогда при переходе к моменту времени $t+j$ ($j > 0$) получим новое решение γ_{t+j} с базисным множеством J_{t+j} . В результате могут возникнуть две качественно различные ситуации: первая - базисное множество J_t и J_{t+j} совпадают, при этом сами решения γ_t и γ_{t+j} отличаются только значениями базисных компонент, вторая - если J_t и J_{t+j} не совпадают. Так как значения, γ_t в конечном счете определяют величины добываемого угля, то в первой ситуации происходит лишь количественное изменение размеров добычи у того же набора плановых показателей, что и в предыдущий момент времени.

Практическая реализация алгоритма управления производилась комплексом программных средств, структура которого приведена на рис. 2.

В структуре комплекса программ информация разделяется на оперативную, справочную, и выходную. Для ввода оперативной информации используем две программы. Программа *VCO* обеспечивает ввод данных по стоимостным оценкам процесса добычи углей (грн./т). В нее вводится номер забоя и стоимость в гривнах за тонну для различных вариантов расчёта. Программа *VKY* обеспечивает ввод информации по качеству углей. Структура этой информации состоит из данных о характеристиках забоя, марки угля, а также его зольности, содержания серы, объемов добычи и способ транспортирования - конвейером или откаткой.

Для справочной информации используем программу *CZ*, которая рассчитывает стоимость эксплуатации забоев.

С помощью программа *SIMPLEX* рассчитывается оптимальный вариант управления очистными забоями. Программы расчета выходных данных формируют отчеты по стоимостным оценкам различных вариантов управления. Программа *FOSO* выдает номер очистного забоя и стоимость разных вариантов его эксплуатации. Программа *FOKY* формирует отчет по качественным показателям углей. При этом выводится марка угля и его зольность, содержания серы и объем добычи, а также способ транспортирования - конвейером или откаткой. Программой диалога обеспечивается взаимодействие между оператором – диспетчером и вычислительной системой.

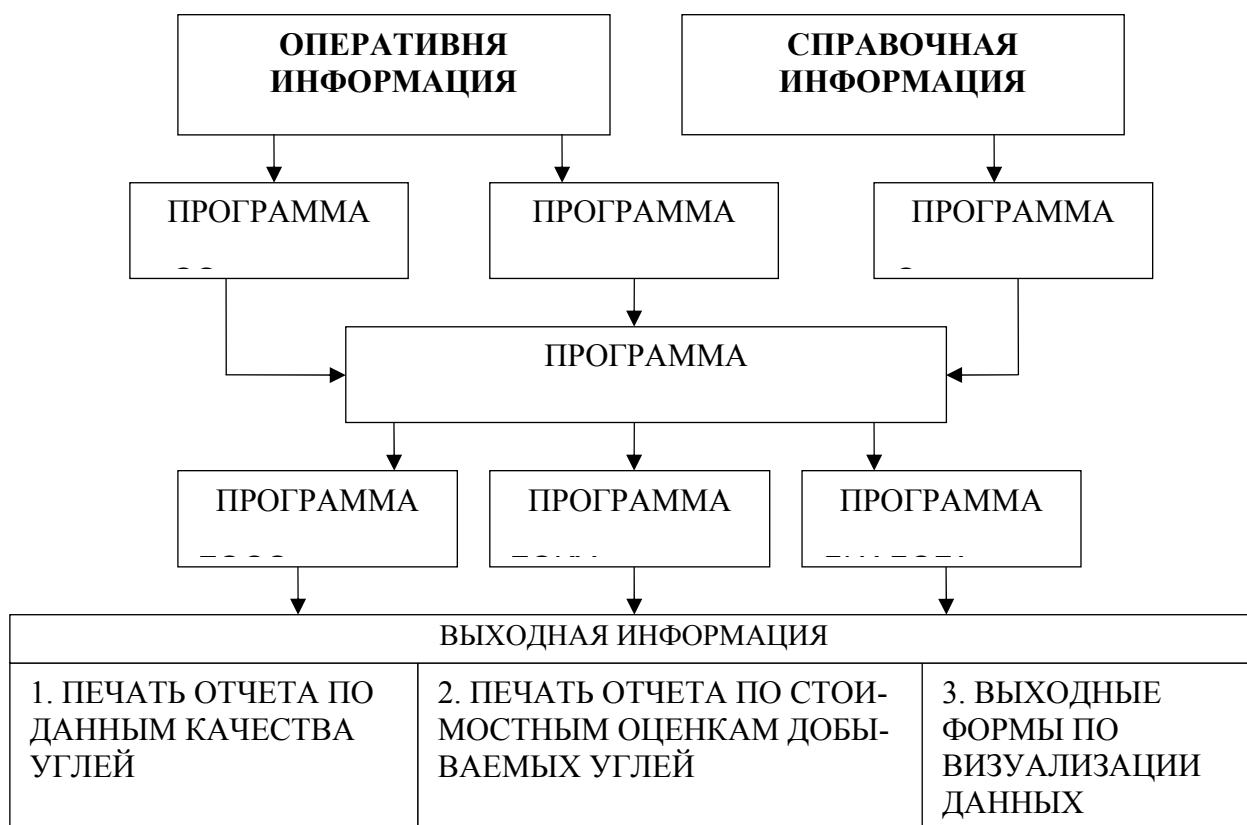


Рис. 2. Структура комплекса программ

Выходные данные системы расчета управляющих воздействий представлены следующей информацией:

1. Печать отчета по качеству добываемых углей.
2. Печать отчета по стоимостным показателям добываемых углей
3. Выходные формы по визуализации данных.

Выводы. Предложенная система расчетов обеспечивает расчет стоимостных оценок различных вариантов работы очистных забоев угольной шахты с определением усредненного качества этих углей.

Литература

1. Еремин И.И., Мазуров В.Д., Астафьев Н.Н. Несобственные задачи линейного и нелинейного программирования. – М.: Наука, 1985.- 347 с.
2. В.В. Слесарев., М. Гаяда. Оптимальное распределение нагрузок на лавы при нестационарной добычи в условиях угольных шахт // Науковий вісник Національного гірничого університету.- Дніпропетровськ.- 2005.-№3.- С. 72-73.

*Рекомендовано к публикации д.т.н. Кочурой Е.В.
Поступила в редакцию 16.03.06*

К ВОПРОСУ ПРИМЕНЕНИЯ НА ГРАНИТНЫХ КАРЬЕРАХ УКРАИНЫ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ С ВЫДЕЛЕНИЕМ В ЗАБОЯХ ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ

Обґрунтовано технологічні схеми видобутку граніту, як сировини для виробництва будівельного щебеню і буту, на кар'єрах з використанням напівстаціонарних та пересувних комплексів дробильно-сортувального устаткування. Зазначені комплекси обладнують в кар'єрі для попереднього сортування гірничої маси з виділенням товарних фракцій безпосередньо у вибої або на уступі, а до подальшої переробки підлягають породи з поперечними розмірами кусків понад 70 мм.

Обоснованы технологические схемы добычи гранита, как сырья для производства строительного щебня и бута, на карьерах с использованием полустационарных и передвижных комплексов дробильно-сортировочного оборудования. Указанные комплексы оборудуют в карьере для предварительной сортировки горной массы с выделением товарных фракций непосредственно в забое или на уступе, а дальнейшей переработке подвергаются породы с поперечными размерами кусков более 70 мм.

Technological circuits of extraction of a granite, as raw material for manufacture of building rubble and rough stone, on open pit with use semiportable and mobile complexes of the crushing-and-sorting equipment are proved. The specified complexes equip in open pit for preliminary sorting rock with allocation of commodity fractions directly in mining face or on a ledge, and breeds with the cross sizes of pieces more than 70 mm are exposed to the further processing.

Украина имеет большие запасы гранитного минерального сырья для производства строительных материалов. Основные месторождения гранитов, мигматитов и других кристаллических пород приурочены к Украинскому кристаллическому щиту. Это обусловило рассредоточение горнодобывающих предприятий на территории 15 областей, от Донецкой до Закарпатья. На территории указанных областей разведано около 400 месторождений гранитов, мигматитов, диоритов и другого полезного ископаемого магматического происхождения. Из них разрабатывалось более 350 месторождений. В работе [1] эти месторождения систематизированы, а карьеры, которыми они разрабатывались, сгруппированы в три базовых карьера (табл.1).

Технология открытой разработки месторождений предусматривает дробление полезного ископаемого буровзрывным способом, погрузку его в автотранспорт и транспортирование на дробильно-сортировочные заводы (ДСЗ) и фабрики. Расстояние перемещения дробленной горной массы из карьеров до ДСЗ колеблется от 0,5 до 3,0 км.

С учетом того фактора что в себестоимости добычи полезного ископаемого затраты на доставку горных пород к перерабатывающему производству занимают до 50 – 60 %, становится важным и актуальным их снижение, что в целом повысит эффективность производства строительных материалов.

Анализ процессов выполнения добычных работ на карьерах показывает, что в общем объеме подготовленной к погрузке разрыхленной горной массы находится около 45–75% пород с крупностью 0–200 мм.[1, 2] Выделение из них товарных фракций 10–70 мм, непосредственно в карьере позволит сократить расходы на транспортировку полезного ископаемого и его переработку. Это подтверждается практикой разработки зарубежных месторождений нерудных полезных ископаемых. Так на карьерах по добыче скальных пород для произ-

водства щебня в Германии, Швеции, Норвегии в последние годы нашли применение технологические схемы добычи полезного ископаемого с организацией двухстадийного (реже трехстадийного) дробления и сортировки продукции непосредственно в выработанном пространстве.

Таблица 1

Основные технико-экономические показатели работы гранитных карьеров

Наименование	Показатели по базовым карьерам		
	Средней площади		Большой площади
	Средней глубины	Глубокие	
Производительность, тыс м ³ /год:			
– полезное ископаемое	417	780	1226
– вскрышные породы	135	310	463
в т.ч. скальные	28	54	89
Размеры карьерного поля: длина × ширина × глубина, м	740×435×73	840×626×107	1660×670×75
Высота добычной рабочей зоны (вертикальная), м.	59	85	56
Суммарные простои оборудования на добыче за год, смен	<u>18-20</u> 25-28	<u>28-31</u> 32-35	<u>38-42</u> 40-45
Штат рабочих на добычных работах, чел.	<u>8</u> 9	<u>10</u> 11	<u>15</u> 17
Производительность на добыче (на 1 рабочего) тыс.м ³ /чел.	<u>52,1</u> 46,3	<u>78</u> 71	<u>81,7</u> 72,1
Объем грузопотока перевозки полезного ископаемого, тыс.т·км/год.	<u>465,4</u> 232,7	<u>1015,5</u> 435,2	<u>2508</u> 684,1
Капитальные вложения на добычное оборудование, тыс.грн.	<u>7774,8</u> 9108,6	<u>10897,4</u> 13740,5	<u>18428,0</u> 21100,0
Эксплуатационные расходы на добычу и переработку в карьере полезного ископаемого тыс.грн/год	<u>6686,5</u> 6513,9	<u>11722,84</u> 11439,2	<u>19091,2</u> 17878,7
Удельные показатели:			
– капиталовложения	<u>18,64</u> 21,84	<u>13,97</u> 17,62	<u>15,03</u> 17,21
– эксплуатационные затраты	<u>16,03</u> 15,62	<u>15,03</u> 14,66	<u>15,57</u> 14,58

Примечание: числитель – показатели для технологической схемы 1; знаменатель – показатели для технологической схемы 2.

Используются мобильные или полустационарные ДСЗ на гусеничном и колесном (шины) ходу, производительностью до 1300 т/ч.[3]. Выпускается в карьере щебень 0–70мм или же трех фракций: 0–5; 5–20; 20–70 мм. Подобные комплексы карьерного дробильно-сортировочного оборудования за период с 2002–2003 г. стали применяться также в России (ООО «Карелприродресурс», «Лобское–5», «Арго», «ЕнСиСи Индустри», ЗАО «Петерасфальт», и др.).

Все оборудование, входящее в состав таких мобильных комплексов, производится зарубежными компаниями, например: (SRP) Sandvik Rock Processing, EXTEC (Англия), COMATSU (Япония), CRUPP/FORDERTEXNIK GmbH (Германия), Metso Minerals (Финляндия) и др.

В мобильных вариантах этого оборудования время на его перемещение составляет 10–15 мин на 20–30 метров (средняя скорость передвижения – 1,2 км/ч) что позволяет все звенья комплекса выводить на безопасное расстояние при взрывных работах в течение 30–40 мин.

Полустационарные комплексы дробильно-сортировочного оборудования, как правило, монтируется на трехосных трейлерах, которые транспортируются с помощью сидельного тягача. Некоторые механизмы этих комплексов выполнены на легких рамных конструкциях, которые можно в короткие сроки (1–2 смены) переустанавливать при помощи автономных грузоподъемных средств.

В этой связи обоснование применения эффективной технологии добычных работ на гранитных карьерах Украины с выделением в забое товарной продукции, является актуальной и важной научно-практической задачей. Реализация ее на отечественных гранитных карьерах позволит уменьшить транспортные расходы на горнодобывающих предприятиях на 15–20%, создаст возможность складирования в выработанном пространстве карьера отходов товарной продукции (глинистых отсевов крупностью до 0,5 мм) и уменьшить энергоемкость процесса переработки строительных горных пород на ДСЗ.

На основе анализа указанной литературы и результатов научных исследований [4] для оценки выбраны две принципиальные технологические схемы, которые можно реализовать в условиях гранитных карьеров Украины с минимальным выполнением специальных мероприятий для установки оборудования. Здесь также учтено, что приобретение мобильного ДСЗ потребует значительных кредитных и инвестиционных средств для большинства отечественных карьеров.

Схема 1 представлена на рис.1. Основные технологические процессы при реализации данной схемы описаны ниже.

Рыхление породы осуществляется буро-взрывным способом и остается без изменений. Буровые работы ведутся при помощи станка СБШ– 250МН, а для взрывания используют ВВ типа граммонит 79/21 или Игданит.

Выемочно-погрузочные работы производятся экскаваторами ЭКГ – 5А, с погрузкой в автосамосвалы грузоподъемностью 27–33 т.

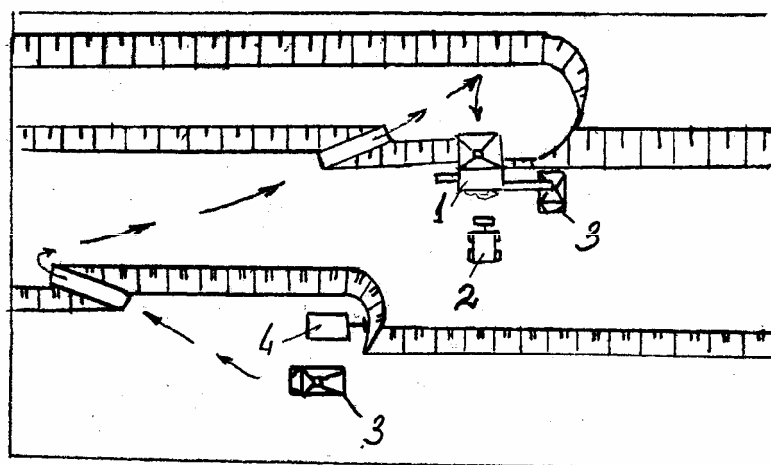


Рис.1. Технологическая схема работы грохота в карьере:
1 – грохотильный перегрузочный пункт; 2 – погрузчик; 3 – автосамосвал;
4 – экскаватор, например, ЭКГ-5А

Перемещение полезного ископаемого осуществляется указанными автомашинами не в бункер первичной ДСЗ, а на полустационарный грохотильный перегрузочный пункт (ГПП), расположенный внутри карьера (см. рис. 2)

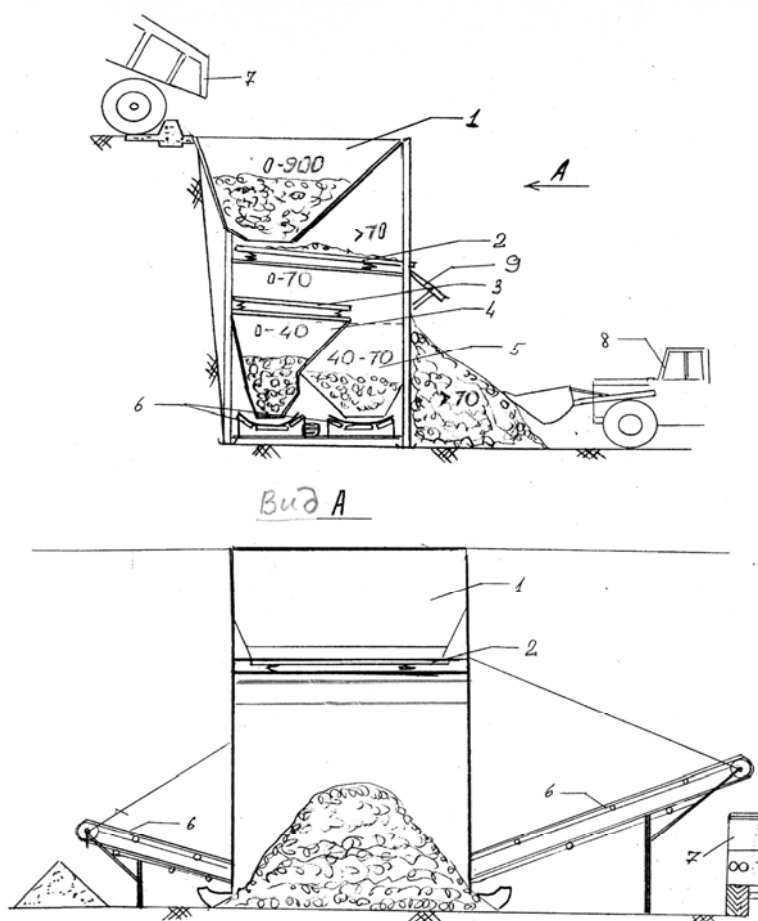


Рис.2. Схема полустационарного грохотильно-перегрузочного пункта:
1–приемный бункер; 2–сито (70 мм); 3–сито (40 мм); 4–бункер готовой продукции (0–40 мм); 5–бункер готовой продукции (40–70 мм); 6–конвейеры подачи готовой продукции; 7–самосвал; 8–погрузчик; 9–направляющий лоток.

Полустационарный ГПП можно компоновать из переносимых узлов: двухситового вибрационного грохота ГИЛ–48 с размерами сит 70×70 мм и 40×40 мм, двух консольных погрузочных конвейеров длиной по 12–15 м и направляющего металлического лотка для сброса крупных фракций (кусков) полезного ископаемого на нижнюю площадку уступа. Указанные узлы устанавливаются на фундаментных опорных элементах, а также на скальном основании (площадке) уступа. Для монтажа ГПП достаточно способами «гладкого» взрывания подготовить соответствующую эстакадную площадку под откосом нерабочего борта карьера [4]. Приемным бункером будет служить выемка в верхней части уступа.

На полустационарном ГПП автосамосвалы разгружаются в приемный бункер, из него полезное ископаемое поступает на двухситовой грохот, где осуществляется первичная сортировка раздробленной горной массы (фракция $+70$ мм). По направляющему металлическому лотку складывается на нижней площадке уступа (см. рис.1) щебеночная продукция. Фракция 40 – 70 мм первым консольным погрузочным конвейером складывается под откосом уступа или же грузится непосредственно в автосамосвалы. Последние доставляют щебень на склад готовой продукции.

Подрешетная фракция нижнего грохота 0 – 40 мм вторым консольным погрузочным конвейером складывается под откосом уступа с противоположной стороны или же загружается им в автосамосвалы. В дальнейшем эта фракция проходит дополнительную сортировку на ДСЗ. Погрузочные работы (фракции $+70$ мм, 40 – 70 мм, и 0 – 40 мм) выполняются колесными погрузчиками, например L–23, САТ и другими.

Схема 2 – комплектуется из мобильных узлов грохотильно–сортировочного оборудования (рис.3).

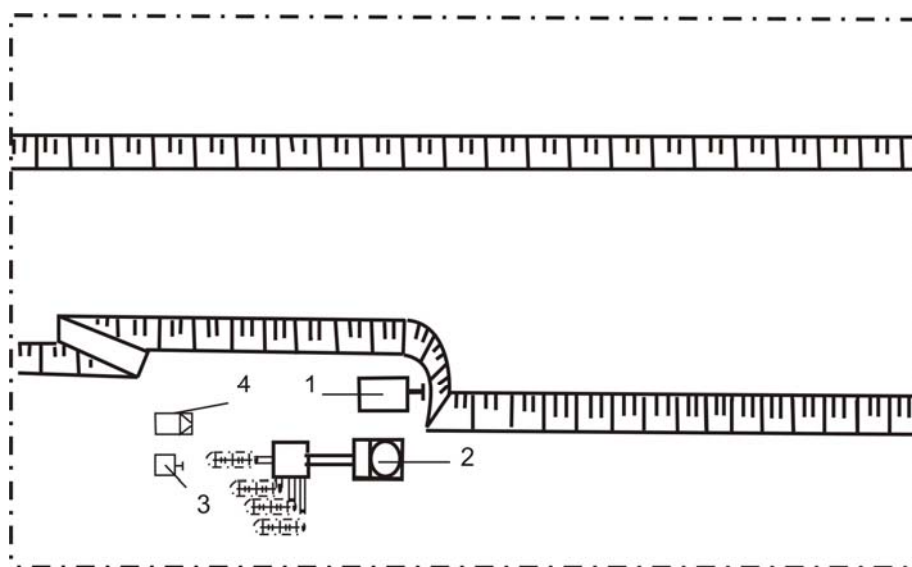


Рис.3. Технологическая схема работы грохотильного оборудования в карьере:
1 – экскаватор ЭКГ–5А; 2 – ДСУ; 3 – ковшовый погрузчик; 4 – автосамосвал; 5 – штабеля готовой продукции.

Рыхление породы в карьере осуществляется буро-взрывным способом, аналогично схеме 1, то есть остается без изменений. Буровые работы ведутся при помощи станка СБШ– 250МН.

Выемочно-погрузочные работы производятся экскаваторами ЭКГ – 5А с загрузкой пород в приемный бункер самоходной дробильной установки модели GIPOREC R 130 С [3].

После дробления измельченное до фракции 0 – 40 мм полезное ископаемое по конвейеру, установленному на самоходной дробильной установке GIPOREC R 130, поступает на передвижную грохотильно-сортировочную установку ДРО-607, где осуществляется разделение полезного ископаемого на фракции +0÷–5; +5÷–10; +10÷–20; +20÷–40 мм.

После грохочения готовая продукция, фракциями фракции +0–5; +5–10; +10–20; +20–40 грузится при помощи колесного погрузчика L–23, CAT, в автотранспорт и вывозится на склад или потребителю.

Оценку эффективности применения рассматриваемых технологических схем будем выполнять на основе анализа основных технико-экономических показателей работы карьера. Указанные показатели приведены ниже в таблице. При определении производительности грохотильных агрегатов использованы выражения, приведенные в [2]. Расчеты двух- и трехситовых грохотов выполнялись отдельно по каждому сити. Удельные нагрузки учитывались в условиях установки грохотов под углом 12-18°.

Анализ показателей (см. табл.) указывает на преимущества применения на гранитных карьерах Украины технологических схем добычных работ с выделением в забоях товарной продукции на мобильных перерабатывающих комплексах. Хотя в данных схемах имеют место снижения производительности на одного работающего и повышение удельных капиталовложений на оборудование, эксплуатационные затраты на добычу и предварительную переработку полезного ископаемого меньше на 5-7% по сравнению с использованием полустационарных ГПП.

С учетом результатов выполненных исследований можно рекомендовать на отечественных гранитных карьерах осуществлять переход от технологии добычи гранитного сырья с доставкой его на ДСЗ к технологии добычи с предварительной сортировкой горной массы на мобильных комплексах.

При этом следует отметить, что подобные мобильные комплексы (ГПП) целесообразно также использовать при разработке новых месторождений, что позволит с наименьшими затратами создать эффективную и прибыльную инфраструктуру новых карьеров.

В этой связи следующими направлениями научных исследований будут: обоснование области применения полустационарных и мобильных комплексов на карьерах с учетом строительства ДСЗ для последующей переработки сырья; исследования и обоснования рациональных параметров добычных работ; влияние параметров буро-взрывных и выемочно-погрузочных работ на качество готовой продукции, выделенной в забое карьера и др.

Литература

1. Симоненко В.И. К обоснованию рациональных комплексов оборудования на вскрышных и отвальных работах нерудных карьеров// Сб.науч.тр.НГУ. – Днепропетровск: РИК НГУ. – 2004. №19, Т.1. –С.75–79.
2. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. –Л.:Строитиздат.,1977. –366 с.
3. Дорожная техника 2005: Каталог-справочник. – С.Петербург: «Типография НП Принт», 2005. – 261 с.
4. Вскрытие глубоких горизонтов карьеров / А.Ю.Дриженко, В.П.Мартыненко, В.И.Симоненко и др.; Под ред. проф. д-ра техн. наук А.Ю.Дриженко.–М.:Недра,1994. –288 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Дриженко А.Ю.
Поступила в редакцию 19.04.06*

УДК 622.271.3.06

© А.Ю. Дриженко, А.А. Рыкус

УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ ПРИ ПОНИЖЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Рассмотрены методы управления параметрами рабочей зоны глубоких карьеров, обеспечивающих возрастающий график режима горных работ путем формирования крутонаклонных выемочных слоев по породам вскрыши и продольной отработки железорудных месторождений.

Розглянуті методи керування параметрами робочої зони глибоких кар'єрів, що забезпечують зростаючий графік режиму гірничих робіт шляхом формування крутонахилених виймальних шарів по породам розкриву та поздовжній підробці залізрудних родовищ.

Methods of management in parameters of a working zone deep of open pit, providing the growing schedule of a mode of mountain works are considered by formation abruptly inclined taking-out layers on overburden to breeds and longitudinal improvement deposits of iron ore.

Практика открытой разработки крутопадающих месторождений показывает, что с понижением дна карьера резко увеличивается объем выемки пород вскрыши. Уменьшить его абсолютную величину возможно путем увеличения граничных углов откоса бортов карьера. Текущие же объемы выемки вскрыши при неизменных объемах добычи руды изменяются в зависимости от угла откоса рабочих бортов карьера. Технологически увеличение углов откосов как нерабочих, так и рабочих бортов достигается при поэтапной разработке месторождений крутонаклонными слоями-этапами с концентрацией горных работ на одном из бортов или части уступов. При этом высота рабочей зоны карьера и темп углубки горных работ систематически увеличивается [1].

Взаимосвязь между ними исследована не в полной мере и требует детализации в соответствии с формой карьера и его протяженностью.

Известно [2], что планирование режима горных работ целесообразно производить путем управления параметрами рабочей зоны карьера на определенных периодах его разработки с учетом конкретных экономических и горнотехнических условий залегания месторождения. Эффективность такого планиро-

вания определяется возможностью управления в требуемых пределах объемами выемки пород вскрыши, что зависит от принятой системы и параметров разработки карьерного поля. Критерием оценки уровня проектных решений может служить коэффициент управления режимом горных работ K_y ($\text{м}^3/\text{м}^3$):

$$K_y = K_c / K_T, \quad (1)$$

где K_c - среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$; K_T - усредненный текущий коэффициент вскрыши разработки месторождения, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Величина K_y возрастает при уменьшении значения K_T . Таким образом, наиболее эффективное управление объемами горного производства в конкретных условиях может быть достигнуто при условии работы карьера с минимально возможным текущим коэффициентом вскрыши. При достижении его значения величины граничного коэффициента вскрыши, открытая разработка крутопадающего месторождения осуществляется без дальнейшей углубки. Фронт горных работ перемещается от одного из торцов карьера к противоположному.

Ширина торца карьера с отстроеными нерабочими бортами по поверхности B_{Π} (м) и глубина H_{Π} (м) при выходе рабочего борта на предельную границу в противоположном торце определяются по формулам

$$\begin{aligned} B_{\Pi} &= m_{\Gamma} + 2H_k (\text{ctg}\beta_{\text{в}} + \text{ctg}\beta_{\text{л}}); \\ H_{\Pi} &= \frac{\ell_{\text{д}} + 2H_k \text{ctg}\beta_{\text{т}}}{\text{ctg}\alpha_{\text{рп}} + \text{ctg}\beta_{\text{т}}}, \end{aligned} \quad (2)$$

где m_{Γ} - горизонтальная мощность рудной залежи, м; H_k - предельная глубина открытой разработки, м; $\ell_{\text{д}}$ - длина рудной залежи по дну карьера, м; $\beta_{\text{в}}$, $\beta_{\text{л}}$ - предельные углы откоса границ карьерного поля по висячему и лежащему бокам рудной залежи, градусы; $\alpha_{\text{рп}}$ - угол откоса рабочего борта по простиранию, градусы.

Породы вскрыши разрабатываются последовательными этапами с наклоном вскрышных горизонтов к продольной оси рудной залежи под углами:

- по лежащему боку $\omega_{\text{л}}$ (градусы)

$$\omega_{\text{л}} = \arctg \frac{(H_{\text{н}} + h)(\text{ctg}\beta_{\text{м}} - \text{ctg}\gamma) - 0,5m_{\text{з}}}{\ell_{\text{д}} + H_{\text{к}}\text{ctg}\beta_{\text{м}}}, \quad (3)$$

- по висячему боку $\omega_{\text{в}}$ (градусы):

$$\omega_{\text{в}} = \arctg \frac{(H_{\text{н}} + h)(\text{ctg}\beta_{\text{м}} + \text{ctg}\gamma) - 0,5m_{\text{з}}}{\ell_{\text{д}} + H_{\text{к}}\text{ctg}\beta_{\text{м}}}, \quad (4)$$

где $H_{\text{н}}$ - мощность покрывающих пород вскрыши, м; h - высота рабочей зоны карьера, м; γ - угол падения рудной залежи, градусы.

Поскольку высота рабочей зоны карьера существенно изменяется в пределах зон углубки и подвижки, ширина рабочей зоны по поверхности при максимальном и минимальном ее развитии составляют:

со стороны лежачего бока

$$\begin{aligned} a_{\text{н}} &= (H_{\text{н}} + H_{\text{п}}) (\text{ctg}\beta_{\text{т}} + \text{ctg}\gamma); \\ a_1 &= (H_{\text{н}} + h) (\text{ctg}\beta_{\text{т}} + \text{ctg}\gamma); \end{aligned} \quad (5)$$

со стороны висячего бока

$$b_n = (H_n + H_{np}) (\operatorname{ctg} \beta_T - \operatorname{tg} \gamma);$$

$$b_1 = (H_n + h) (\operatorname{ctg} \beta_T - \operatorname{tg} \gamma).$$

Углы наклона рабочих бортов по вскрыше с временно нерабочими уступами со стороны висячего и лежащего боков залежи $\alpha_{рв}$ и $\alpha_{рл}$ на большинстве железорудных карьеров колеблются в пределах 27-35°. Их величина зависит от конструктивных параметров борта – высоты и угла откосов уступов, ширины транспортных и перегрузочных площадок, а также числа автомобильных и железнодорожных съездов в пределах поперечного профиля временно нерабочего участка. Перечисленные параметры обычно устанавливаются исходя из обеспечения устойчивого угла откоса борта, безопасности ведения буровзрывных работ и нормальной работы транспорта. При сложившейся технологии горных работ угол наклона рабочих бортов с временно нерабочими уступами остается практически неизменным на всех этапах развития рабочей зоны карьера. Полученные при этом значения параметров должны быть увязаны с предельно допустимыми величинами, установленными расчетным путем или принятыми по Правилам безопасности.

В общем случае угол откоса рабочего борта с временно нерабочими уступами определяется из выражения

$$\beta_n = \operatorname{arccctg} \frac{n_{nn} h_y \operatorname{ctg} \alpha_y + n_{mp.n} e_{mp.n} + n_{y.n} e_{y.n} + (n_{nn} - n_{mp.n} - n_{y.n}) e_{nn}}{n_u h_y}, \quad (6)$$

где n_{nn} – число временно нерабочих площадок по высоте рабочей зоны;

$n_{тр.п}$, $n_{у.п}$ – соответственно число транспортных и перегрузочных площадок в общем количестве временно нерабочих площадок;

h_y , α_y – соответственно высота (м) и угол откоса уступа, град;

$B_{тр.п}$, $B_{у.п}$, $B_{п.п}$ – соответственно ширина транспортных, перегрузочных и предохранительных площадок, м.

Диагональное расположение этапов к простиранию месторождения сложно в конструктивном выполнении и успешно реализуется только при внутризатрапной автомобильном транспорте. В то же время лучшие экономические результаты присущи железнодорожному транспорту, с применением которого вскрыша перемещается из забоев на большие расстояния к месту складирования в отвал. Для усовершенствования схемы формирования рабочей зоны крутонаклонными слоями один из торцов и прилегающие к нему участки фронтальных бортов по лежащему и висящему бокам месторождения на длину железнодорожных распределительных пунктов отрабатывают сразу же в предельное положение (рис.1). Этапы формируют по скальным породам вскрыши на фронтальных бортах, начиная от выхода полезного ископаемого на нижний вскрышной уступ по лежащему и висящему бокам месторождения в поперечном разрезе; ориентируют их вдоль простирания месторождения; длину рабочих площадок на них принимают не больше, чем длины экскаваторного блоков

$l_{э.б.}$ (м), а ширина понизу дополнительно включает перегрузочные площадки, размер которых $B_{вл}$ (м) определяют по формуле

$$B_{вл} \geq B_6 \cdot (n+1) + B_{тр} . \quad (7)$$

Нижние рабочие площадки первых снизу крутонаклонных слоев по лежащему и висячему бокам месторождения выполняют шириной соответственно

$$A_{н.л.} = h_y \cdot \text{ctg} \alpha_v + B_6 \cdot (n+1) + 2 \cdot h_3 \cdot \text{ctg} \beta + B_{тр} ; \quad (8)$$

$$A_{н.в.} = h_y \cdot (\text{ctg} \gamma + \text{ctg} \alpha_y) + B_6 \cdot (n+1) + 2 \cdot h_3 \cdot \text{ctg} \beta_c + B_{тр} ;$$

где $h_{y.б.}$ – высота уступов по породам вскрыши, м; γ , α_v , β_c – соответственно углы наклона откосов пласта полезного ископаемого, уступа и ограждающего вала, м; $B_{тр}$ – ширина транспортной площадки, м.

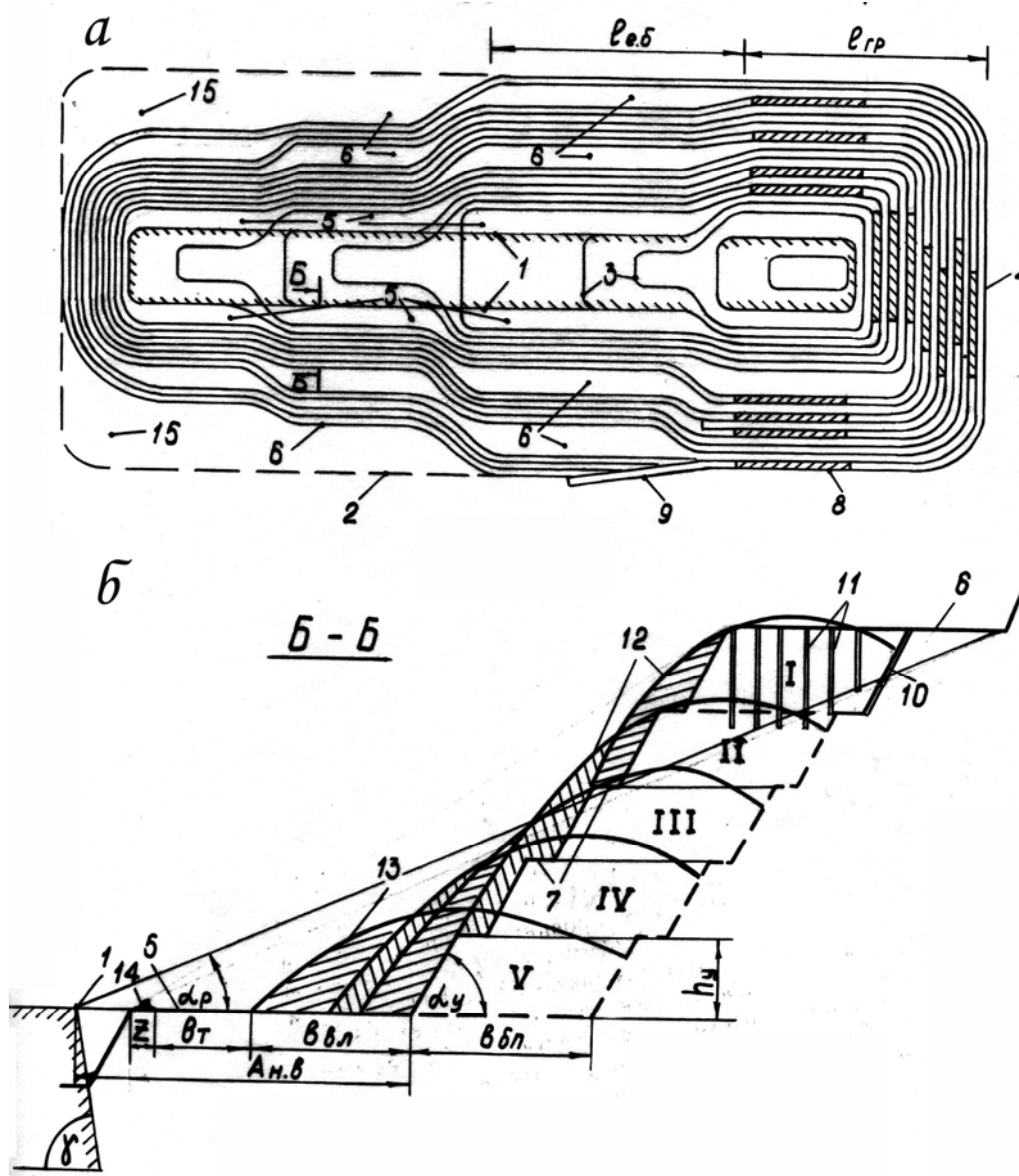


Рис.1. Схема формирования рабочей зоны карьера крутонаклонными слоями с образованием концентрационных горизонтов в пределах этапа: I, II, III...V – номера последовательной отработки уступов в пределах этапа

Верхние рабочие площадки на этапах устанавливают не меньшими, чем ширина площадок буровзрывных работ $B_{бн}$, м. Результирующие углы откоса фронтальных бортов карьера по скальным породам (градусы) соответственно по лежащему $\alpha_{р.л}$ и висячему $\alpha_{р.в}$ бокам месторождения определяют по формулам

$$\alpha_{р.л} = \arctg \frac{N \cdot n \cdot h_y}{A_{н.л} + (N-2) \cdot e_{вл} + N \cdot [e_{б.л} + n \cdot (e_{б} + h_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha_y)]};$$

$$\alpha_{р.в} = \arctg \frac{N \cdot n \cdot h_y}{A_{н.в} + (N-2) \cdot e_{вл} + N \cdot [e_{б.л} + n \cdot (e_{б} + h_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha_y)]}; \quad (9)$$

где N – число этапов в вертикальном разрезе карьера, ед.

Фронтальные рабочие борта по скальным породам вскрыши формируют от контактов пласта полезного ископаемого по лежащему и висячему бокам с нижними рабочими площадками вскрышных уступов, которые с верхними площадками образуют концентрационные горизонты из нескольких временно законсервированных уступов I, II, III...V. Между ними, в соответствии с Правилами безопасности, оставляют площадки безопасности. На площадках уступов, которые отработаны в предельном положении торца, устраивают железнодорожные станции и распределительные пункты. Выход железнодорожных поездов на поверхность осуществляют по общей выездной траншее.

Для обеспечения устойчивости откосов временно законсервированных участков рабочих бортов, каждый из уступов I, II, III...V в границах этапа во время проведения буровзрывных работ заоткашивают путем предварительного взрывания экранирующих скважин. Бурятся они под углом 60-70° на всю высоту уступов. Взрывом скважин рыхления разрушенные породы частично размещаются на нижних площадках безопасности, за счет чего формируется контур развала в начальном положении. Дальнейшее взрывание скважин рыхления на уступах I, II, III...V ведется в «зажатой среде», благодаря чему разрушенные породы вспучиваются кверху и образуют постоянный контур развала. Со стороны железнодорожных станций на концентрационные горизонты заводятся железнодорожные пути и организовываются пункты перегрузки горной массы. В пределах этапа перемещение горной массы осуществляют автосамосвалами.

Предупреждение засорения руды разрушенными породами вскрыши достигают за счет систематического восстановления участков нижних концентрационных горизонтов достаточных размеров при подвижке борта и предварительного взрывания экранирующих скважин заоткоски по откосу верхнего добычного уступа с лежащего бока пласта полезного ископаемого или ограждения нижней бровки рабочей площадки предохранительным валом на расстоянии a (м) от выхода пласта полезного ископаемого по висячему боку, то есть

$$a = h_y \cdot (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \alpha_y). \quad (10)$$

Группа уступов I, II, III...V в границах каждого этапа взрывается и отрабатывается сверху к низу последовательно один за одним. После формирования развала, выемочный экскаватор проходит заходку вдоль длины этапа близ нижней бровки вновь образованной рабочей площадки на уступе и сбрасывает породу в

сторону выработанного пространства. Затем на образованной полосе устраивается автомобильный съезд с выходом к ближнему перегрузочному пункту.

Постепенное перемещение фронта вскрышных работ в продольном и поперечном направлениях приводит к предупреждению отработки значительного объема скальных пород вскрыши V (м³/год) и переноса его на завершающий срок эксплуатации карьера. При этом объемы вскрышных работ по каждому боку месторождения определяют по формуле

$$V = N \cdot n \cdot h_y \cdot h_n \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_{pn} - \operatorname{ctg} \alpha_p) \sum_1^k l_6 \quad (11)$$

где h_n – темп углубки горных работ, м/год; α_{pn} – угол откоса рабочих бортов карьера по скальным породам вскрыши, градусы; l_6 – длина этапа разработки, м; k – количество этапов по длине карьера, ед.

Новая технология отработки карьера предусматривает формирование рабочей зоны крутонаклонными слоями-этапами, в которые входит 4-5 уступов высотой по 15 м. Откосы их заоткашиваются путем бурения экранных взрывных скважин на всю высоту уступа под углом 75°. Буровая заходка шириной 40 м предусматривает бурение пяти рядов скважин рыхления по сетке 7×7 м. Ширина транспортной полосы 20-25 м, вала безопасности – 3 м. Поскольку откосы уступов формируют под углом естественного наклона, ширину призмы обрушения совмещают с шириной вала безопасности, высота которого достигает 2 м. Протяженность этапов 600-800 м. Количество их по высоте рабочей зоны – 3, по длине карьера – 3-4. В соответствии с зависимостями (2.12 и 2.13) ширина перегрузочной площадки составляет 40 м. Ширина нижней рабочей площадки первых снизу концентрационных горизонтов по лежащему боку 62 м, по висячему боку – 65 м. Результирующие углы откосов рабочих бортов по лежащему боку – 31°, висячему – 30,5°. Объем скальных пород V (млн.м³/год), выемка которых ежегодно переносится на заключительный период эксплуатации карьера, достигает 3,5 млн.м³/год и определяется по формуле

$$V = 2 \cdot 10^{-6} \cdot N \cdot n \cdot h_y \cdot h_n (\operatorname{ctg} \alpha_{pn} - \operatorname{ctg} \alpha_p) \sum_1^k \ell_6. \quad (12)$$

Описанные технологические схемы позволяют упорядочить отработку глубоких карьеров с максимально возможными углами откосов рабочих бортов, вследствие чего снижается объем выемки и транспортирования пород вскрыши, незначительно повышается себестоимость добычи железной руды при интенсивном понижении глубины горных работ. При достижении зоной углубки предельной глубины, в отработанной части карьерного поля возможно размещать внутренний отвал пород вскрыши.

Литература

1. Анисимов О.А. Обобщение опыта поэтапной разработки железорудных карьеров // Сб. научн. трудов НГАУ. – 2003. №3. – с.123-127.
2. Вскрытие глубоких горизонтов карьеров // А.Ю. Дриженко, В.П. Мартыненко, В.И. Симоненко и др.; под ред. проф., д-ра техн. наук А.Ю. Дриженко. – М.: Недра, 1994. – 288 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Симоненко В.И.
Поступила в редакцию 25.04.06*

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ТЯЖЕЛЫХ БЕТОНОВ, МОДИФИЦИРОВАННЫХ ИЗВЕСТЕСОДЕРЖАЩИМИ КОМПОНЕНТАМИ ИЗ ОТХОДОВ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Приведены реологические и прочностные свойства тяжелых бетонов, модифицированных химическими добавками из отходов горной промышленности

Наведені реологічні та міцнісні властивості важких бетонів, які модифіковані хімічними добавками з відходів гірничої промисловості

Are resulted flow characteristics and mechanical properties of the heavy concrete modified by chemical additives from waste products of a mining industry

Отходы горного и металлургического производства пригодны для широкого использования в строительстве: известняки, глины и шлаки – при производстве вяжущих для бетонов; граниты, кварциты, базальты, сланцы и пески – в качестве их заполнителей. Продукты пиления и дробления известняков, полученные при производстве блочного камня и стеновых блоков, а так же отсеvy обогащения флюсовых известняков наиболее целесообразно использовать для изготовления извести. Однако, в настоящее время значительные объемы этих пород заскладированы во внешних отвалах и оказывают отрицательное влияние на окружающую среду. При открытой разработке марганцевых руд известняки размещаются во внутренних отвалах действующих карьеров и безвозвратно теряются. Повторно использовать их в различных отраслях народного хозяйства затруднительно [1, 2].

Как показывает практика, для производства извести используются агрегаты для изготовления лишь кусковой извести. При этом в зависимости от типа обжигаемого агрегата применяется определенный класс крупности исходного известняка: для шахтных печей – 40...80 мм, для вращающихся печей – 20...40 мм, для печей кипящего слоя – 10...20 мм. Отходы дробления известняков и их распиловки крупностью 0...3 мм накапливаются в отвалах и до настоящего времени эффективно не используются в строительном производстве. В то же время многие технологические процессы требуют применения мелкодисперстной извести, в связи с чем возникает необходимость в помоле кусковой извести. Таким образом, целенаправленная переработка и использование известесодержащих отходов в бетонах является актуальным вопросом.

В этой связи целью настоящего исследования является производство мелкодисперсной активной извести из отходов дробления и распиловки известняков в циклонной печи с предварительным их измельчением в шаровой барабанной мельнице. При этом следует отметить, что измельчение известняка по санитарным условиям предпочтительнее, чем кусковой извести, поскольку запыление рабочих мест пылью извести намного вреднее.

Печь циклонного типа обеспечивает высокое качество готового продукта, а наличие теплообменных элементов для утилизации теплоты отходящих дымовых газов и извести обуславливает ее высокий термический коэффициент полезного действия. Такую установку целесообразно использовать в комплексе с мельничной системой для помола известняка, в которой дымовые газы используются в качестве сушильного агента.

В области физико-химических процессов, лежащих в основе схватывания и твердения цементов, недостаточно полно раскрыта суть явлений, связанных с присутствием извести, что привело к существенным расхождениям во взглядах ведущих ученых. В настоящее время воззрение на процессы твердения минеральных вяжущих веществ базируются на большом экспериментальном материале с привлечением новых методов исследований, таких как рентгенография, термография, электронная микроскопия и другие.

В работах П.А.Ребиндера [3, 4, 5] на основе физико-химических представлений о механизме процессов структурообразования установлены закономерности синтеза твердых тел с заданными механическими свойствами и разработаны научные основы технологии получения строительных материалов с необходимыми свойствами и структурой. В основу теории твердения гидратационных вяжущих положены представления о двух видах структурообразования, согласно которым при взаимодействии цемента с водой наблюдается интенсивное растворение, гидратация и гидролиз твердой фазы, о чем свидетельствуют рост электропроводности и величина рН, а также образование непрерывно-упрочняющейся коагуляционной структуры.

Процессы твердения цемента – коагуляционный и кристаллизационный, протекают с кинетическим и диффузионным контролем скорости гидратации, а продукты гидратации характеризуются определенными свойствами и имеют свои периоды формирования и упрочнения структуры. При этом процессы схватывания и твердения вяжущих веществ связаны, прежде всего, с явлениями самопроизвольного адсорбционного и химического диспергирования частиц цемента при их взаимодействии с водой.

Нами рассмотрено влияние комплексных химических добавок – органо-минерального комплекса, состоящего из модифицированного плава дикарбоновых кислот (МПДКи), лигносульфонатов (ЛСТ) и извести из отходов горного производства (порошкообразной и гашеной, 50% концентрации) на свойства цементных композиций. При этом проведены исследования по определению величины рН водных растворов и добавок, изменению сроков схватывания цементов с добавками, скорости осаждения цементной суспензии, пептизирующей способности добавок, кинетики твердения бетонов с добавками.

Установлено, что введение добавок изменяет сроки схватывания портландцемента. Результаты проведенных исследований влияния добавок на скорость осаждения портландцементной суспензии, а также кинетику изменения пластической прочности цементного теста с добавками (структурообразование) представлены на рис. 1, 2, 3.

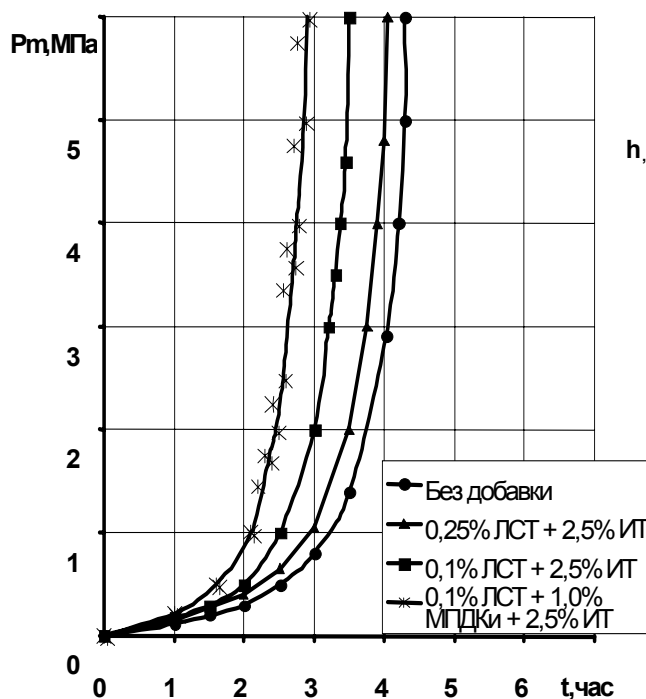


Рис. 1. Структурообразование портландцементного теста с комплексными химическими добавками.

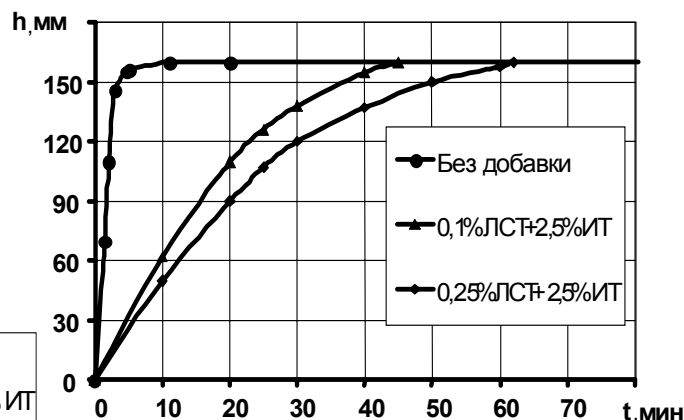


Рис. 2. Влияние комплексных химических добавок ЛСТ + ИТ на скорость осаждения портландцементной суспензии

Как показали исследования, введение добавок замедляет скорость осаждения цементной суспензии, а также сокращает период структурообразования цементного теста. Добавки обладают полифункциональным действием, что проявляется пептизирующим эффектом, сокращением периода структурообразования. Применение добавок не может вызвать коррозию арматуры в бетоне, так как величина pH водных растворов органо-минерального комплекса составляет 12,3 – 12,9.

Проведены исследования влияния добавок на изменение подвижности бетонной смеси и прочностные свойства бетона. Для определения прочности бетона изготавливались образцы: кубы размером 10 x 10 x 10 см. Перед испытанием бетонные образцы твердели в нормально-влажностных условиях в течение 1, 3, 7 и 28 суток. Результаты влияния добавок на изменение подвижности бетонной смеси и прочностные свойства бетона приведены на рис. 4.

Установлено, что введение органо-минерального комплекса, состоящего из ЛСТ + ИП, ЛСТ + МПДКи + ИП, способствует увеличению подвижности бетонной смеси и повышению прочностных показателей бетона. Применение в бетоне известесодержащего органо-минерального комплекса ускоряет твердение бетона.

При этом наблюдается значительный прирост прочности бетона, твердеющего в нормально-влажностных условиях, который составляет 17 – 50%. Увеличение в органо-минеральном комплексе добавки ЛСТ до 0,5% от массы цемента способствует существенному (с 2 до 22 см) увеличению подвижности бетонной смеси с незначительным повышением или сохранением прочности бетона в возрасте 7 и 28 суток (рис. 5).

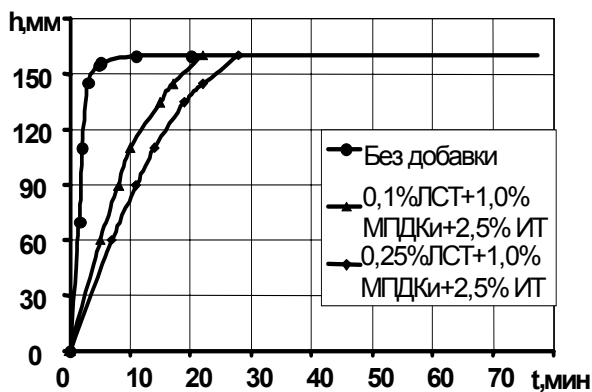


Рис. 3. Влияние комплексных химических добавок ЛСТ + МПДКи + ИТ на скорость осаждения портландцементной суспензии

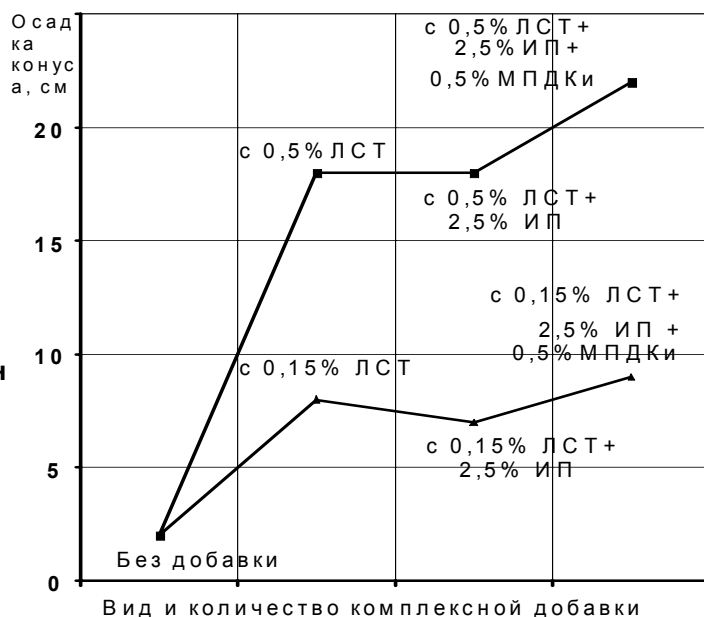


Рис. 4. Влияние комплексных химических добавок на изменение подвижности бетонной смеси: ЛСТ – лигносульфонаты технические; МПДКи – модифицированный плав дикарбоновых кислот известьсодержащими отходами; ИП – известь, полученная из тонкодисперсных отходов горно-рудной промышленности.

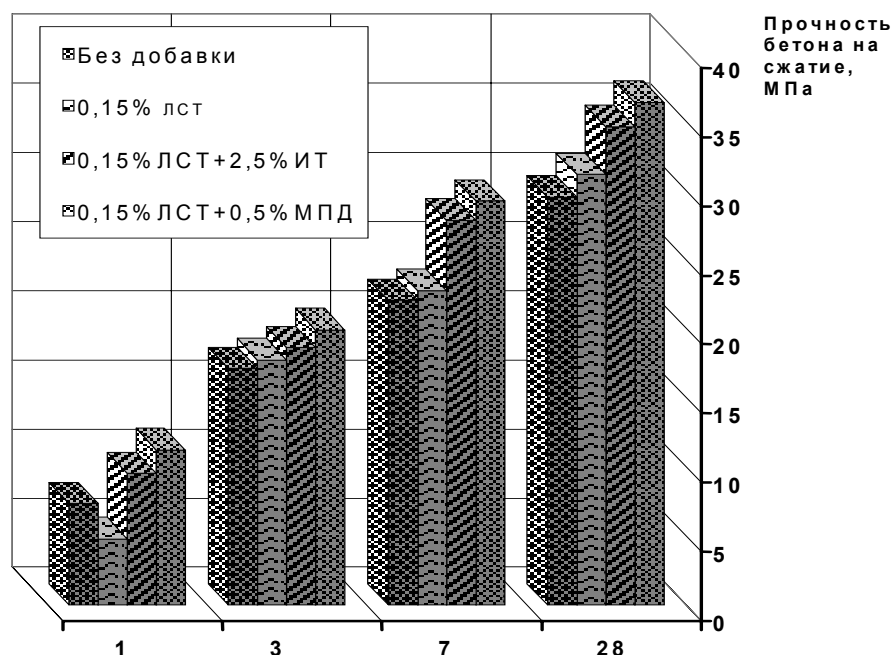


Рис. 5. Кинетика изменения прочности бетона с химическими добавками, твердеющего в нормально-влажностных условиях

Полученные тяжелые бетоны с новыми свойствами пригодны для сооружения крепей и фундаментов в шахтном строительстве, а так же при возведении строительных объектов гражданского и промышленного назначения. Переработка отходов известняковых пород для этих целей является

важнейшим направлением комплексного использования пород вскрыши горнодобывающих предприятий в народном хозяйстве со всеми присущими экономическими и экологическими преимуществами.

Литература

1. Дриженко А.Ю. Восстановление земель при горных разработках. М.: Недра, 1985, 240 с.
2. Бизов В.Ф., Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи. Том XIII Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком «Гірництво». – Кривий Ріг: Мінерал, 2004, 341 с.
3. Ребиндер П.А. Физико-химические представления о механизме схватывания и твердения минеральных вяжущих веществ / Труды совещания по химии цемента. – М.: Промстройиздат, - 1956. – С. 125 – 138.
4. Ребиндер П.А. Поверхностно – активные вещества. – М.: Знание, 1961. - 46 с.
5. Ребиндер П.А. Поверхностно – активные вещества, их значение и применение в нефтяной промышленности / Поверхностные явления в дисперсных системах. Коллоидная химия. Избранные труды. – М.: Наука, 1978. – С. 348 – 366.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Дриженко А.Ю.
Поступила в редакцию 25.04.06*

УДК 622.684:519.863

© В.Ю. Прохорова

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ФАКТОРОВ ТРАНСПОРТНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАБОТЫ ПАРКА ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ ПРИ ОБСЛУЖИВАНИИ КАРЬЕРА

В статье рассматривается прогнозирование параметров показателей работы технологического автотранспорта в условиях глубоких карьеров и получение рекомендаций по повышению эффективности работы технологического комплекса.

В статті розглянуто прогнозування параметрів показників роботи технологічного автотранспорту в умовах глибинних кар'єрів та отримання рекомендацій щодо підвищення ефективності роботи технологічного комплексу.

The article deals with forecasting of work parameters of a technological vehicle in conditions deep open coast and reception of the recommendations on increase of an overall performance of a technological complex is considered.

Введение. Современное развитие и совершенствование техники и технологии горного производства требует улучшения организации карьерного автомобильного транспорта и управления им.

В настоящее время одним из главных источников данных, используемых для объяснения, а, следовательно, и предсказания с целью дальнейшего планирования различных производственных, социальных и экономических процессов служат временные ряды наблюдений. Главной их особенностью, отличающей от других источников данных, является свойство зависимости наблюдений, относящихся к различным периодам времени. Применение статистических методов вместе с другими математическими моделями позволит по-

высить качество планирования работы технологического автотранспорта и показатели ее эффективности. Для того чтобы временные ряды исследовались эффективно, необходимо применять динамические спецификации как для детерминированной, так и для стохастической частей модели.

Труды по исследованию и оптимизации горнотехнических условий эксплуатации автотранспорта проводились такими крупными учеными, как д.т.н. М.В. Васильев, проф. В.С. Хохряков, проф. М.Г. Новожилов, Б.В. Яковенко, В.Л. Яковлев и целым рядом других научных деятелей. Среди них работы [2,3], в которых рассматривается установление закономерностей развития рабочей зоны карьера и определение рациональной высоты подъема горной массы технологическим автотранспортом. Исследования, в которых определяется оптимальное расстояние перевозки горной массы автосамосвалами, рассмотрены в работах [4, 5].

Состояние вопроса. Целью данной работы является прогнозирование параметров показателей работы технологического автотранспорта в условиях глубоких карьеров, их точное оценивание на основе регрессионной модели распределенного лага с автокоррелированными ошибками; выдача рекомендаций предприятиям по повышению эффективности работы технологического комплекса и улучшению условий эксплуатации технологического автотранспорта в карьерах при отработке глубоких горизонтов (300-400 м).

Отметим моменты, свидетельствующие в пользу принятого подхода. Ранее на практике для прогноза параметров показателей работы технологического автотранспорта и условий его эксплуатации в карьере использовался метод наименьших квадратов (МНК). Однако, еще в статье Кокрена и Оркатта исследуются причины автокоррелированных возмущений, и демонстрируется некорректность использования оценивателей, основанных на обычном МНК, в случаях действительно автокоррелированных возмущений.

Основные недостатки других регрессионных тестов заключаются в том, что они либо зависят от матрицы наблюдений для объясняемых переменных (статистики Дарбина - Уотсона); либо их распределения, которые не зависят от регрессионной матрицы, имеют асимптотический характер; либо в трудностях вычисления. «Диагностические тесты» Бокса и Пирса, основанные на автокорреляции остатков, допустимы только для выборок очень больших размеров, которые редко встречаются в практике. Более того, когда из-за «диагностических тестов» приходится отказываться от нулевой гипотезы, для эффективного оценивания и вычисления коэффициентов регрессии все равно потребуются знание параметров случайного процесса. Поэтому целесообразно использовать для оценивания и проверки гипотез точный метод максимума правдоподобия (МП).

Материалы исследований. В литературе описан ряд алгоритмов для оценивания динамических моделей, но обычно в этих алгоритмах начальному состоянию динамического процесса уделяется очень мало внимания на том основании, что при достаточно больших выборках это несущественно. Однако в тех случаях, когда приходится иметь дело с небольшими выборками (размером менее 50), асимптотические результаты не всегда удовлетворяют исследователя. Для получения корректной оценки динамического процесса мы должны

рассмотреть и распределение начальных значений случайных переменных и его параметры, что позволяет сделать точное МП-оценивание параметров моделей распределенного лага с автокоррелированными ошибками.

Для получения точных МП-оценок неизвестных параметров регрессионная модель распределенного лага представляется в следующем виде:

$$y_t = \sum_{i=1}^{k-1} b_i x_{ti} + b_k z_t(\lambda) + u_t, (t = 1, 2, \dots, n), \quad (1)$$

Здесь y_t - зависимая переменная в момент времени t , которая линейно зависит от объясняющих переменных $\{x_{ti}, \text{где } i = 1, 2, \dots, k\}$; b - параметры, требующие оценки (регрессионные коэффициенты); u_t - возмущение в основном соотношении модели (1) в момент времени t ; z_t - инструментальные переменные $z_t(\lambda) = \lambda z_{t-1}(\lambda) + x_{tk}$, где λ - параметр распределенного лага, предполагается, что он принадлежит интервалу $0 \leq \lambda < 1$. Преобразовав (1) получим:

$$z_t \sum_{i=1}^{k-1} b_i \cdot x_{ti} + b_k \sum_{i=0}^{t-1} \lambda^i \cdot x_{t-i,k} + b_k \cdot \eta \cdot \lambda^t + u_t, \quad (2)$$

здесь $\eta = z_0(\lambda)$ - начальное значение, рассматривается как фиксированный параметр, не зависящий ни от значения λ , ни от предыстории x_{tk} .

Для оценивания $z_0(\lambda)$ при любом заданном значении λ требуется «предсказание» предыстории $x_{tk} = \rho_1 + \rho_2 \cdot x_{t-1,k} + v_t$, где v_t - последовательность независимых ошибок с нулевым отклонением и дисперсией σ^2 . Экстраполированными значениями данного выражения будут:

$$x_{-s,k} = x_{1k} \cdot r_2^{-s-1} + \frac{r_1}{1-r_2} (1 - r_2^{-s-1}), \quad (s = 0, 1, \dots), \quad (3)$$

где r_1 и r_2 - оценки параметров ρ_1 и ρ_2 , которые могут быть получены из имеющихся данных по x_{tk} при условии относительной стабильности схемы во времени. При условии, что $|\lambda| < |r_2|$ можно задать $z_0(\lambda)$ в виде:

$$z_0(\lambda) = \frac{1}{r_2 - \lambda} \left(x_{1k} - \frac{r_1}{1 - \lambda} \right), \quad (2.4)$$

Процедура Клейна для оценивания параметров состоит в рассмотрении $b_k \eta = b_{k+1}$ в качестве свободного параметра и оценивании его одновременно с другими параметрами соотношения (2).

Соотношение (1) можно записать для любой заданной спецификации начального значения $z_0(\lambda)$ в матричном виде:

$$y = W(\lambda) \cdot b + u, \quad (5)$$

где $W(\lambda)$ - матрица наблюдений размером $n \times k$, причем k -й столбец зависит от параметра распределенного лага λ :

$$W(\lambda) = \begin{bmatrix} x_{11} & x_{12} & \dots & x_{1,k-1} & z_1(\lambda) \\ x_{21} & x_{22} & \dots & x_{2,k-1} & z_2(\lambda) \\ x_{31} & x_{32} & \dots & x_{3,k-1} & z_3(\lambda) \\ \vdots & \vdots & & \vdots & \vdots \\ x_{n1} & x_{n2} & \dots & x_{n,k-1} & z_n(\lambda) \end{bmatrix}, \quad y = \begin{bmatrix} y_1 \\ y_2 \\ y_3 \\ \vdots \\ y_n \end{bmatrix},$$

b - вектор коэффициентов регрессии k -й размерности.

Значения $\{z_t(\lambda), t=1,2,\dots,n\}$ определяются соотношением (2), а $z_0(\lambda)$ специфицировано формулой (4).

Выражение для точной функции правдоподобия (1) при любой спецификации процесса u_t например, при спецификации авторегрессии m -го порядка с вектором параметров α , будет логарифмическая функция правдоподобия для (5):

$$L(b, \lambda, \alpha, \sigma^2 | \cdot) = -\frac{n}{2} \log(2\pi\sigma^2) + \frac{1}{2} \log |R| - \frac{1}{2\sigma^2} (y - W(\lambda)b)^T \cdot R (y - W(\lambda)b), \quad (6)$$

где $\sigma^2 R^{-1}$ - ковариационная матрица вектора возмущений $u' = (u_1, u_2, \dots, u_n)$; матрица R зависит от вектора α , параметров стохастической спецификации процесса u_t . В случае, когда u_t соответствуют авторегрессионному процессу первого порядка с параметром α_1 , а именно $u_t + \alpha_1 \cdot u_{t-1} = v_t$, имеем:

$$R = \begin{bmatrix} 1 & \alpha_1 & 0 & \dots & 0 \\ \alpha_1 & 1 + \alpha_1^2 & \alpha_1 & 0 & \dots & 0 \\ \vdots & & & \alpha_1 & 1 + \alpha_1^2 & \alpha_1 \\ 0 & \dots & & 0 & \alpha_1 & 1 \end{bmatrix}, \quad (7)$$

Вычислительная задача разрешается с помощью различных методов. Основной процедурой, принятой в научной литературе, стал метод поиска на ЭВМ параметра авторегрессии 1-го порядка.

Таким образом, полученные числовые значения концентрированной функции правдоподобия, зависящей от X на интервале $0 \leq \lambda < 1$, дадут МП-оценку для λ , (то есть λ') практически с любой желаемой точностью. С помощью λ' непосредственно вычисляются МП-оценки других параметров.

В соответствии с математическим представлением метода были обработаны статистические данные - показатели работы технологического автотранспорта и условий его эксплуатации в карьере при отработке глубоких горизонтов по отчетным данным за 1986-2004 гг. В качестве объекта исследования рассмотрена работа карьерного автотранспорта Северного ГОКа, который является крупнейшим горнорудным предприятием Кривбасса.

Для исследования использовались следующие показатели:

- высота подъема горной массы H_{Π} ,
- расстояние перевозки l_e ,
- средневзвешенный уклон продольного профиля дорог i ,

- продолжительность ожидания погрузки-разгрузки t_{n-p} ,
- средняя продолжительность рабочего дня $T_{раб}$,
- коэффициент технической готовности α_T ,
- коэффициент использования пробега β ,
- количество ездов за смену n_e ,
- среднесменный пробег l_{cc} ,
- среднетехническая скорость V_t ,
- списочное количество автосамосвалов N_{AC} ,
- средняя грузоподъемность автосамосвала q_{cp} ,
- годовой объем перевозок Q_G ,
- себестоимость тонно-километра транспортирования S_{TKM} .

В результате расчетов в качестве исходных массивов для анализа получены: векторы коэффициентов регрессии (b), матрицы остатков, ковариационные матрицы, суммы квадратов остатков, логарифмическая функция правдоподобия VLF, оценки дисперсии, среднеквадратические отклонения (sig), стандартные ошибки коэффициентов регрессии, t-отношения и графики правдоподобия прогноза. На основании чего получены зависимости для прогнозирования годового объема перевозок Q_G и себестоимости тонно-километра транспортирования S_{TKM} для карьеров большой глубины (300-400 м).

Зависимость для прогнозирования годового объема перевозок Q_G имеет вид:

$$Q_G = 1,04 \cdot H_{II} + 535 \cdot l_e - 1,91 \cdot i - 4,72 \cdot T_{раб} - 1,81 \cdot \alpha_T - 368 \cdot \beta + 41,1 \cdot n_e - 6,95 \cdot l_{cc} + 6,11 \cdot v_T + 2,1 \cdot N_{AC} + 1,89 \cdot q_{cp} - 1482 \quad (8)$$

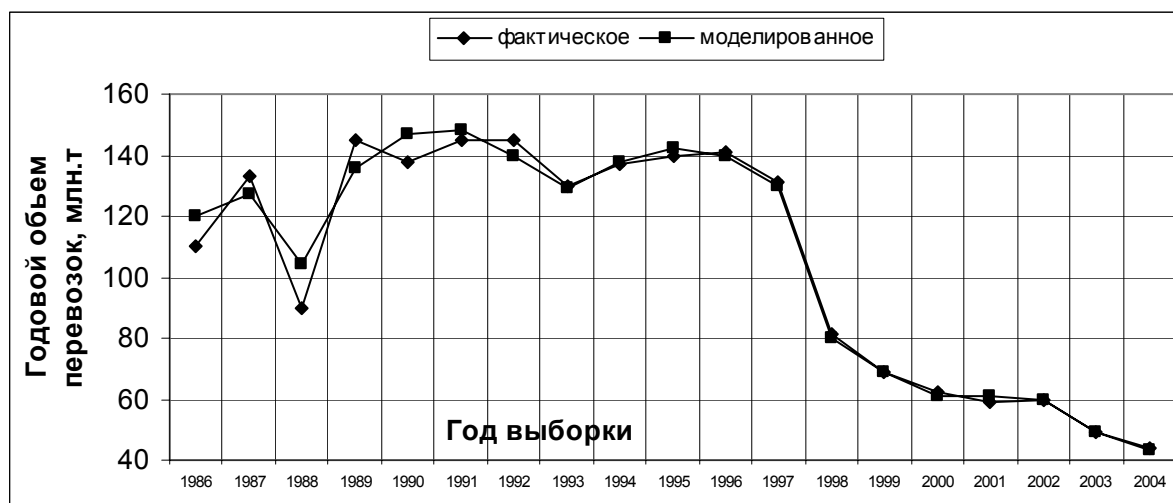


Рис. 1. График правдоподобия прогноза годового объема перевозок на карьере СевГОКа

Зависимость для прогнозирования себестоимости тонно-километра S_{TKM} имеет вид:

$$S_{TKM} = -0,267 \cdot H_{II} - 190 \cdot l_e - 0,586 \cdot i - 2,88 \cdot T_{раб} - 238 \cdot \alpha_T - 10,4 \cdot n_e + 2,24 \cdot l_{cc} - 7,21 \cdot v_T - 1,78 \cdot N_{AC} - 1,19 \cdot q_{cp} + 0,2 \cdot P_G + 1101 \quad (9)$$



Рис. 2. График правдоподобия прогноза себестоимости перевозок на карьере СевГОКа

Статистические методы исследования показали большую точность и высокую степень надежности результатов прогноза, об этом свидетельствует значение логарифмической функции правдоподобия $VLF = -43,26$ и $VLF = -31,58$ соответственно для Q_{Γ} и $S_{ТКМ}$.

Из графиков видно, что прогнозируемые параметры близки к истинным, дисперсия отклонения между прогнозом и истинными данными незначительна ($\text{sig} = 5,83$, $\text{sig} = 2,88$ соответственно для Q_{Γ} и $S_{ТКМ}$).

Также получены зависимости для прогнозирования расстояния транспортирования горной массы l_e , продолжительности транспортировки t_e , продолжительности погрузки-разгрузки t_{n-p} , количества ездки с грузом на 1 автодень n_e , среднесуточного пробега автосамосвала l_{ce} , годового грузооборота P_{Γ} , которые приведены в приложении В.

Главное преимущество данного метода прогнозирования заключается в исследовании оцениваемого показателя от комплекса входных параметров, характеризующих как степень использования и мощность парка подвижного состава, так и условия его эксплуатации в карьере.

Используя полученные аналитические зависимости можно прогнозировать и оптимизировать динамику работы технологического автотранспорта карьерного производства. Для этого необходимо исследовать поведение оцениваемых показателей работы технологического комплекса, варьируя входные параметры, характеризующие условия эксплуатации технологического автотранспорта в карьере при отработке глубоких горизонтов.

Остановимся более детально на интерпретации результатов. Так анализ динамики показателей работы технологического автотранспорта в карьере показал, что, сокращая расстояние транспортирования на 0,2 км (за счет понижения пункта перегрузки на один горизонт - 15,7 м или 10 %) годовой объем перевозок увеличивается на 2,26 млн. тонн, а себестоимость снижается на 2,77 коп. или 5,13 %.

Увеличивая среднюю грузоподъемность автосамосвалов по парку на 10 % (за счет повышения единичной грузоподъемности) годовой объем перевозок

увеличивается на 6,1 млн. т или 8,04 %, при этом себестоимость тонно-километра снижается на 6,49 коп. или 12,02 %.

Увеличивая количество ездов автосамосвалов на 10 % (примерно 4,4 ездки) при условии сохранения объема перевозок горной массы ($Q_{г} = \text{const}$) себестоимость 1 тонно-километра перевозки горной массы снижается на 6,2 коп., что составит 11,48 %.

Принимая во внимание, что годовой грузооборот автотранспортом составляет 129 млн. т-км, при сокращении себестоимости тонно-километра на 0,62 коп. (1%) будем иметь годовую экономию 799,84 тыс. грн. Следовательно, для повышения эффективности работы технологического комплекса карьерного производства необходимо оптимизировать план транспортировки путем совершенствования планирования транспортной работы технологического автотранспорта в условиях карьера.

Необходимо отметить, что для получения экономического эффекта при проведении первого и второго мероприятий необходимы дополнительные капитальные вложения на реконструкцию дорог, перенос перегрузочного пункта, переоснащения парка подвижного состава, что снизит долю экономического эффекта. Экономический эффект от третьего мероприятия может быть достигнут при повышении эффективности планирования транспортной работы технологического автотранспорта, что является наиболее приемлемым для горнодобывающих предприятий на данном этапе.

Выводы. Перспектива повышения экономической эффективности и рентабельности предприятия заключается в совершенствовании планирования транспортной работы технологического автотранспорта в карьере за счет выбора рациональных маршрутов транспортирования по отдаленности от пунктов погрузки с непосредственным учетом сложности горнотехнических условий при сопоставлении маршрутов, а также, по составу руды в забое. Для этого необходимо разработать методику и математическую модель планирования транспортной работы автосамосвалов в условия карьера, учитывающую комплекс горнотехнических условий, мощность карьера и состав добываемой руды.

Литература

1. Васильев М.В. Влияние возрастающей глубины карьеров на эффективность горного производства. – Горный журнал, 1983. – №2, С.29-33.
2. Васильев М.В. Транспорт глубоких карьеров. – М.: Недра, 1983. – 295с.
3. Яковлев В.Л. К вопросу учета влияния глубины карьера на эффективность автомобильного транспорта. – Научн. труды / ИГД МЧМ СССР. – Свердловск, 1977, вып. 54. – С. 8-13.
4. Васильев М.В., Яковенко Б.В., Бобылев А.А. Влияние горнотехнических факторов на эксплуатационные показатели карьерных автосамосвалов. – Науч. труды / ИГД МЧМ СССР. – Свердловск, 1970, вып. 30. – С. 122-129.
5. Смирнов В.П., Стенин Ю.В. Исследование и оптимизация факторов определяющих производительность карьерных автосамосвалов. – Науч. труды / ИГД МЧМ СССР. – Свердловск, 1978, вып. 56. – С. 23-27.
6. Песаран М., Слейтер Л. Динамическая регрессия: Теория и алгоритмы / Пер. с англ.; Предисл. Э.Б. Ершова. – М.: Финансы и статистика, 1984. – 310 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Дриженко А.Ю.
Поступила в редакцию 24.04.06*

ДИСПЕТЧЕРСКОЕ УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ НА КАРЬЕРАХ

В статье приводится опыт работы чешской компании ZAT a.s. по модернизации систем управления процессами конвейерного транспорта. Описаны основные функции системы управления компании, которая управляет большинством технологических производств в карьерах в Чешской республике.

У статті приводиться досвід роботи чеської компанії ZAT a.s. по модернізації систем керування процесами конвеєрного транспорту. Описано основні функції системи керування компанії, що управляє більшістю технологічних виробництв у кар'єрах у Чеській республіці.

In article the operational experience of Czech company ZAT a.s. on modernization of control systems by processes of conveyor transport is resulted. The basic functions of a control system of the company which operates the majority of technological manufactures in quarry in the Czech republic are described.

Введение

Чешская республика перед вступлением в Европейскую Унию в 2004 году интенсивно работала не только над выполнением правовых условий, но особенно над унификацией разных процессов в хозяйственной и промышленной сфере. Экология и жизненная среда являются в последних годах приоритетами правительственной политики. Результатом является четкая концепция и будущее чешских угольных карьеров, которые по масштабу и значению разделены на три самостоятельных предприятия, расположенных вокруг месторождения бурого угля на северо-западе Чешской республики протяженностью более 100 км. Эти предприятия используют современный способ добычи с применением технологических комплексов. Комплексы содержат центральный диспетчерский пункт, ленточный транспорт на большие расстояния по ходу материала от экскаватора, ленточные транспортеры, сбрасывающие тележки и отвалообразователи или ленточные каретки.

В статье приводится опыт с модернизацией и возвратностью инвестиций в системы управления, которые обеспечивают автоматический процесс конвейерного транспорта на большие расстояния. Также описаны основные функции системы управления фирмы ЗАТ, которая в Чешской республике управляет большинством технологических производств в карьерах и успешно применяется в Болгарии на карьере Мини Марица Изток.

Бурый уголь в Чешской республике добывается в основном в бассейнах северной Чехии. Добычей занимаются три акционерные общества (АО):

- Соколовское угольное АО;
- Северо-чешские доли АО;
- Мостецкое угольное АО.

Годовая добыча угля составляет около 50 мл.т. Технология вскрыши и добычи открытая, с применением технологических комплексов с роторными экскаваторами, ленточными транспортерами, сбрасывающими тележками и отвалообразователями.

Приведенные общества уже полностью приватизированы. Целью продажи сильным инвесторам было не только обеспечить жизнеспособность этих предприятий, но и одновременно создание рыночной и конкурентной среды поставок угля в энергетику. В настоящее время вместе с приватизацией тепловых и энергетических комплексов повышается интерес к этим объектам особенно со стороны угольных обществ. Это логично, потому что касается обеспечения продажи отечественного угля и поэтому приватизация этих комплексов происходит успешно.

Безопасность производства и рентабельность угольных шахт в ЧР очень высокая, прежде всего благодаря обширным реконструкциям и модернизации в рамках капитального ремонта целых технологических комплексов или их частей, которые были осуществлены в течение прошедших 15 лет. Результатом было примерно 1000 сэкономленных рабочих мест и значительный рост производительности труда.

Диспетчерское управление технологических комплексов в ЧР

С 1981 изменилось основное направление в развитии и модернизации технологического процесса в карьерах. Целью было повышение безопасности и экономики производства. Появились требования на дистанционное безлюдное обслуживание конвейерного транспорта, повышение надежности отдельных компонентов, на архивацию данных и информации для работников сферы обслуживания и ремонта. Эти задачи были поставлены перед ЗАТ. Его работники создали алгоритм специального программного обеспечения и специальные технические средства с компонентами системы управления для специфических условий горного производства. Постепенно оптимизировалась сигнальная система для дистанционного управления ленточными конвейерами, экскаваторами, отвалообразователями с пульта управления. Одновременно была минимизирована кабельная проводка благодаря коммуникационной системе Ethernet, Profibus FMS, передаче по радио и особенно передаче по оптическим кабелям, в результате чего повысилась надежность и скорость передачи данных. В системе управляемой на предприятии Билина длина оптической сети передачи составляет в сумме 26 км. В ЧР в настоящее время из общего количества ленточных конвейеров 394 модернизировано 367 конвейеров. Доля реализаций ЗАТ составляет примерно 80%.

В таблице показана современные данные об оборудовании технологических комплексов в производстве (экскаваторы, ленточные конвейеры с шириной ленты 1200 мм и более, сбрасывающие тележки, отвалообразователи и пункты управления).

Несмотря на то, что в настоящее время существует большая конкуренция фирм поставляющих системы управления, ЗАТ благодаря имеющему опыту обеспечил себе ведущую позицию для полных поставок систем управления. Сегодня компания ЗАТ имеет собственные разработки, проектный отдел, производство, испытательный полигон, монтажное и сервисное отделение для этой деятельности.

Таблица

	Соколов- ское уголь- ное АО	Северо- чешские долы АО	Мос- тецкое уголь- ное АО	Всего
Экскаваторы на производстве	24	19	16	59
Экскаваторы управляемые PLC и PC (шт.)	14	7	8	29
Ленточные конвейеры на производстве	177	126	91	394
Конвейеры управляемые PLC (шт.)	177	120	70	367
Сбрасывающие тележки на производстве	23	15	18	56
С – тележки управляемые PLC (шт.)	17	11	10	38
Отвалообразователи на производстве	14	9	4	27
Отвалообразователи управляемые PLC и PC (шт.)	7	6	3	16
Диспетчерские пункты на производстве	7	7	7	21
Диспетчерские пункты управляемые	7	6	6	19

Ленточные конвейеры

В последние годы на основании полученного производственного опыта оптимизировано количество сигналов для обеспечения дистанционного управления ленточных конвейеров, примерно 135 входных и 25 выходных. Из этого количества примерно 15% аналоговых, что позволило заменить специальное оборудование, например, токовой защиты главных приводов 6 кВ, анализ натяжения ленты, нагрузка и т.д. Автомат управления обслуживает и проводит мониторинг всех важных аварийных и нормальных состояний таких как, например, увод ленты, скорость, буксование, состояние аварийных кнопок, контроль состояния изоляции системы электроснабжения. Далее автомат управляет процессом движения ленточного конвейера от включения, в процессе движения и при аварийном, программном или технологическом выключении.

В зависимости от технологии оборудования оптимизируется абонентский алгоритм, который предлагается в системе управления. В настоящее время используется система управления ZAT E и ZAT DV, которая себя оправдала при управлении конвейеров, оснащенных частотными преобразователями для обеспечения бережного разгона транспортной линии и синхронный старт всех ленточных конвейеров технологического комплекса. Это позволяет регулировать их скорость в зависимости от загрузки материалом. Механический износ при этом резко снижается.

Сбрасывающие тележки

Модернизированная сбрасывающая тележка выполняет также требования для безлюдного обслуживания. Подобный режим работы в принципе имеется у ленточного конвейера. Сбрасывающая тележка сложнее в управлении движения, поворота гусениц, подъема и поворота выносной стрелы. По производственным причинам при движении машины всегда присутствует водитель. Автомат управления всегда контролирует неисправные состояния и одновременно в автоматическом режиме управляет машиной только нажатием выбранной

функции. Необходимым условием является изображение сигналов наклона, абсолютной величины поворота гусениц и т.д. Для соединения сбрасывающей тележки с ленточным транспортом применяется, как правило, металлический кабель. Он примерно на расстоянии 100м подключается в соединительные шкафы, которые размещаются в средних частях конвейерного транспорта. В некоторых случаях, если кабель часто повреждается, применяется передача данных по радио.

Крупногабаритные машины

Модернизация экскаваторов и отвалообразователей, как правило, осуществляется в рамках общего капитального ремонта, когда фирма поставщика машин подготовит по проекту установку датчиков и других активных элементов, которые в последствии будут использованы для сбора данных и выполнения команд. Система управления ZAT для крупногабаритных машин является распределительной системой сбора данных, станции которого размещены по всей машине и подключены для передачи данных оптическим кабелем к станции управления, находящейся в распределительной станции. Для мониторинга используется проверенная графическая система InTouch американской фирмы Wonderware с экраном, размещенным в кабине и с панельным РС в промышленном исполнении.

На основном экране находится общий вид машины, на более детальных снимках находятся отдельные части (узлы) машины. Состояния отдельных приводов отражаются технологическими символами - тормозов, концевых выключателей, пробуксовка на роторе и т.д. С помощью гистограмм и чисел изображаются величины тока, наклоны, температуры, давления и производственные состояния. Используя экран управления можно включать и другие приводы, например: перемешивание масла, смазка, преобразователи. Для продвижения гусеничного хода система управления позволяет оператору выбрать индивидуальный или циклический режим. После выбора направления и длины шага перемещения оператор может следить на экране за деятельностью блоков питания, расположением опор или гусениц, состоянием концевых выключателей, перекачкой и состоянием уровня и температуры масла в баках. На всех снимках изображается поперечный, продольный и общий вид, направление роторной стрелы и скорость ветра. В последнее время все чаще применяется частотное управление ротором экскаватора.

Пункты управления технологических комплексов

Еще в 1990 году диспетчерский пункт был оборудован графическим экраном для мониторинга и параллельно с ним мозаичным лампочным табло. Это решение должно было в случае неисправности операторской станции с минимальной информацией обеспечить безопасный ход ленточного конвейера. Все управление осуществлялось с помощью кнопок в пульте управления. Система мониторинга следила за производством в реальном времени но не позволяла архивацию данных, их суммирование и анализ в течении смены, дня и т. д. Передача информации между диспетчерским пунктом и отдельными конвейерами и машинами осуществлялась системой точка – точка, для которой были необходимы 4 провода в кабеле для каждого оборудования.

В течение последних 15 лет в области применения диспетчерских пунктов произошли значительные изменения. Улучшалось качество и показательная способность системы визуализации – ее изображений и решений задач суммаризации и архивации. Мозаичные лампочные панели кнопок управления, размещаемые в пульте, заменены компьютерными экранами. Приказы управления осуществляются исключительно движением курсора на экране. Был разработан и успешно применяется технологический старт, т.е. постепенный разгон ленточных конвейеров от экскаватора к отвалообразователю. Пульты управления оснащаются всегда хотя бы двумя повторными графическими системами. В сложных производствах проектируются крупноразмерные экраны. Для коммуникации между пунктом управления и технологическим оборудованием применяется система переноса со свойствами соответствующими международным нормам. Перенос происходит по общей сборной шине созданной двумя металлическими жилами в кабеле или оптическим кабелем. Иногда по желанию заказчика применяется микроволновая радиопередача. Новые технические средства систем переноса позволяют передавать без искажения большие наборы информации.

Уже несколько лет происходит создание сопряженных пунктов управления для обслуживания двух и более технологических комплексов, которые иногда находятся на расстоянии до 15 км от управляющего центра. Сегодня устарело мнение, что из пункта управления необходимо видеть хотя бы часть управляемой технологии. Современные диспетчерские пункты оснащены архивационными станциями, где хранятся данные, производственные графики, списки неисправностей и другие данные в течении 6 месяцев. Эти данные далее переносятся по информационной сети предприятия к руководящим работникам. Здесь находятся, например, данные о том, когда и какая смена нажала кнопку тормозов по причине неисправного датчика. Все помехи могут анализироваться и этим предотвращать их повторение в будущем.

Заключение

Системы управления являются в настоящем времени необходимым элементом для безопасного, современного и экономического обслуживания технологических комплексов.

Необходимо иметь ввиду, что вместе с установкой системы управления требуется осуществлять и реконструкцию привязанных технологических узлов. Это касается надежности функции датчиков, активных членов элементов включения в схемах управления и других увязок. Поэтому нет необходимости экономить на этих источниках информации и команд. На основании последних данных возвратность инвестиции колеблется между 3-4 годами, что является весьма хорошим показателем.

Литература

1. Kužela Antonín. Komplexní řízení technologie povrchového dolu procesními stanicemi, 1997.
2. Novotný M. a kolektiv. Projekt řídicího systému pro TC Trojanovo 1 v Mini Marica Izток – Bulharsko
3. Martínek Václav. Modernizace rypadla KU 800 v dole Jiří, časopis Energie 9/2000, str. 66,67,68.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Зборовским А.В.
Поступила в редакцию 01.06.06*

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА МИГРАЦИИ ПРОДУКТОВ ГАЗИФИКАЦИИ В ВОДОНАСЫЩЕННЫХ ПОРОДАХ

Досліджено процес міграції продуктів газифікації у водонасичених гірських породах. Встановлено зональний розподіл продуктів газифікації у фільтруючому середовищі. Досліджено хімічний склад продуктів газифікації.

Исследован процесс миграции продуктов газификации в водонасыщенных горных породах. Установлено зональное распределение продуктов газификации в фильтрующей среде. Изучен химический состав продуктов газификации.

It is investigated the process of migration of gasification products in the water-sated rocks. It is established zone distribution of gasification products in the filtering environment. The chemical compound of gasification products is studied.

Ранее проведенными исследованиями доказано накопление углеводородных продуктов в сухих проницаемых горных породах при фильтрации через них продуктов газификации (ПГ). Однако большинство потенциальных для газификации запасов бурого угля в Украине залегает в обводненных отложениях, поэтому аналогично может формулироваться задача об изучении фильтрации ПГ угля через водонасыщенные породы. Поставленная задача решалась путем физического моделирования на экспериментальной установке, схема которой приведена в работе [1].

Процесс подземной газификации углей (ПГУ) сопровождается утечками некоторой части образующегося газа во вмещающие породы. Наряду с продуктивным газом в породы кровли поступают также вторичные ПГ смолы и фенольные воды. На породном контуре подземного газогенератора температура газа утечек в среднем составляет $900\text{ }^{\circ}\text{C}$, влажность 300 г/м^3 . По мере продвижения газов в порах пород температура их снижается, а ПГ конденсируются на внутренних поверхностях пор горной породы. Таким образом, породы кровли меняют свой состав и свои физические качества, происходит изменение минерализации подземных вод [2]. Переход ПГ из газообразного состояния в жидкое происходит при достижении газом критической температуры, которая для фенольных вод и смол в среднем равна 105 и $350\text{ }^{\circ}\text{C}$ [3].

Цель, которую преследовал опыт на экспериментальной установке, заключалась не только в том, чтобы изучить состав ПГ, а также попутно сделать вывод относительно закономерности распределения ПГ в породной кровле и подкрепить целый ряд наблюдений в области поведения пород при ПГУ.

Для соблюдения подобия физической модели с натуральными условиями (Синельниковским буроугольным месторождением) были установлены масштабные коэффициенты: геометрический $C_l = 70\text{ м/м}$; времени $C_t = 200\text{ мин/мин}$ и скорости $C_v = 0,35$. При принятых значениях C_l , C_t и C_v моделируется основная часть покрывающих пород и соблюдается индикатор гидромеханического подобия [4].

Так как средняя протяженность газогенератора составляет 30 м, а ширина 2 м ($\approx 0,03$ м на модели), модель условно принята одномерной по вертикали, поэтому процесс фильтрации осуществлялся в прозрачной термостойкой трубке длиной 0,7 м и диаметром 21 мм. Воздух подавался в камеру горения снизу. Градиент давления регистрировался с помощью манометра. Продукты газификации через гидрозатвор отводились в атмосферу. Расход газа оценивался с помощью расходомера.

Параметры моделируемой среды – гранулометрический состав, плотность и коэффициент проницаемости – определялись до и после эксперимента. Исходные значения водонасыщенного песка: крупность 0,1 – 0,25 мм; плотность – $1,5 \text{ г/см}^3$ и проницаемость – 10^{-8} см^2 .

Поджиг производился термонагревом угля, а интенсивность горения поддерживалась подачей воздуха.

При проведении эксперимента было установлено следующее:

- при установившемся режиме фильтрации над песком отжимается слой воды мощностью до 2 см;
- форма зоны выгорания угля выпукла в направлении продувки воздуха, а ее размеры зависят от интенсивности его подачи;
- температура в моделируемой среде распределяется зонально;
- распределение температуры на отдельные зоны приурочено к зонам плавления пород, конденсации паров воды и циркуляции газовых потоков с постоянной температурой;
- ПГ в моделируемой среде концентрируются пофазно: вблизи зоны плавления выделяются смолоуглеродистые продукты; конденсации – жидкие; циркуляции газовых потоков – преимущественно газообразные продукты;
- непосредственно над зоной горения угля образуется свод, прочность которого зависит от количества смолоуглеродистых веществ, нерастворимых в воде, а размер зоны определяется длительностью процесса горения угля;
- в гидрозатворе накапливаются углеродные частицы высокой дисперсности, и вода изменяет цвет от прозрачного до желтоватого;
- на поверхности песчинок под микроскопом видны пленки налета смолистых веществ, утолщающиеся на неровностях.

Температура в среде фиксировалась в отдельных точках на расстоянии 1, 2, 3, 8 и 11 см от очага горения с помощью микротермопар, подключенных к многоканальному самописцу типа Н-307. При измерениях принималась предпосылка о мгновенном выравнивании температуры между скелетом породы и газом. Распределение температур в моделируемой среде показано на рис. 1.

Из анализа кривых (рис. 1) следует, что практически стационарное тепловое состояние в фильтрующей среде наступает через 3000 с (≈ 7 суток в натуральных условиях). Резкие колебания температуры во времени в начале эксперимента объясняются нестабильностью процесса горения.

Для определения объемной концентрации ПГ в фильтрующей среде были отобраны образцы моделируемой среды на различном расстоянии от очага горения. В последующем была произведена их промывка толуолом путем помещения образцов в герметическую капсулу. Образцы взвешивались на аналитических весах до и после промывки.

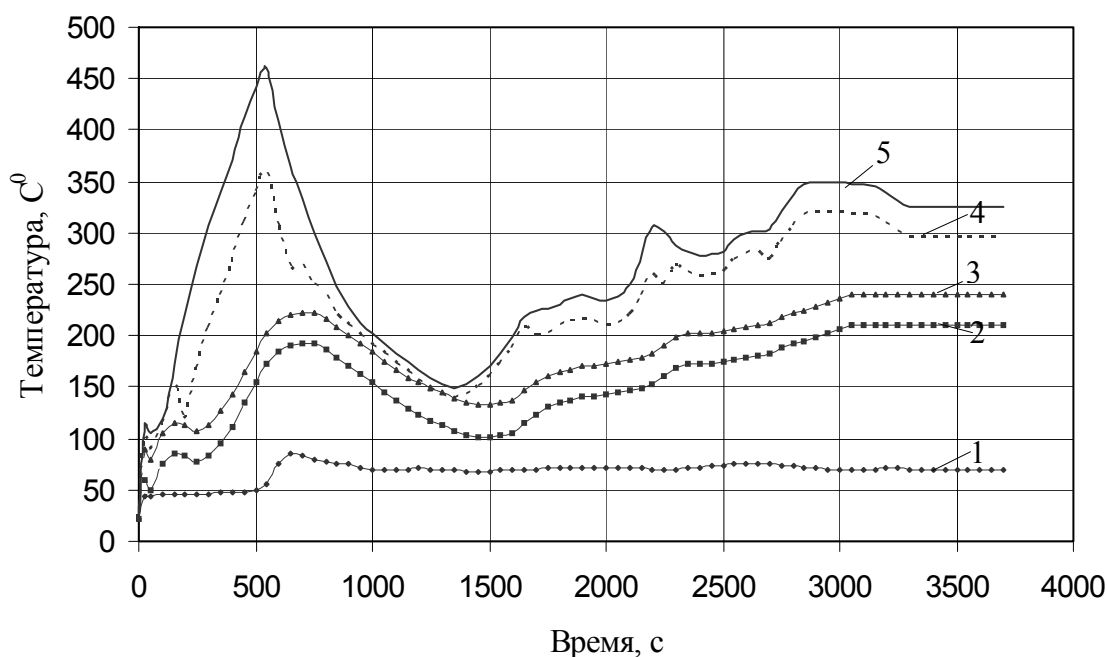


Рис.1. Графики изменения температуры в фильтрующей среде: 1,2,3,4,5 – изменение температуры в кровле на удалении соответственно 11, 8, 3, 2, 1 см от верхней кромки горения.

При промывке образцов, отобранных из зоны плавления пород, визуально фиксировался вынос твердых чёрных частиц; из зоны конденсации – вынос капель смолы; из зоны циркуляции газовых потоков – изменение цвета толуола от прозрачного до желтого. По полученным данным были построены кривые изменения температуры и концентрации ПГ в фильтрующей среде (рис.2).

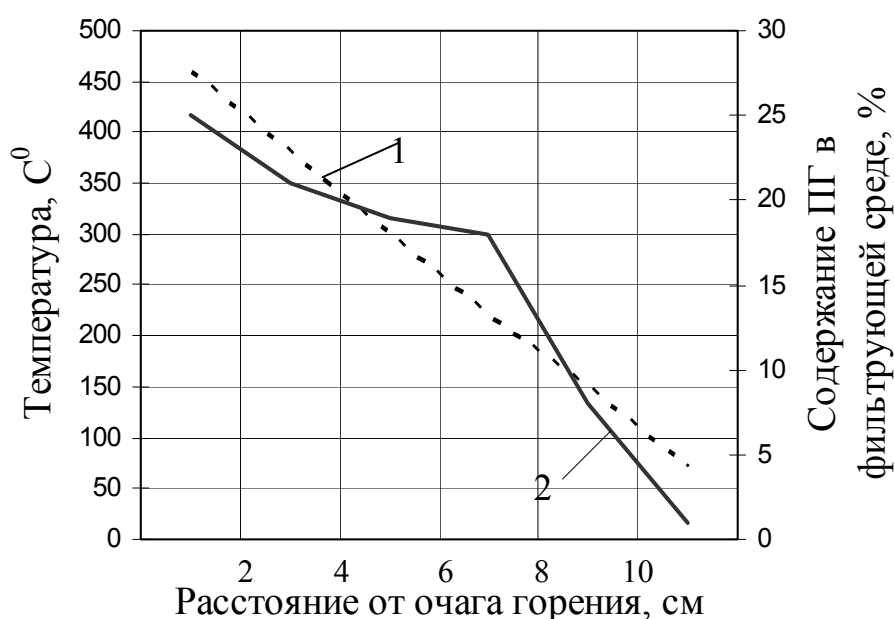


Рис. 2. Графики изменения температуры (1) и концентрации ПГ (2) в фильтрующей среде.

Анализ кривых показывает нелинейное изменение температуры и концентрации ПГ в фильтрующей среде при величине коэффициента корреляции между исследуемыми параметрами – 0,9. Также можно сделать вывод об отсутствии ПГ в моделируемой среде на расстояниях более 10 см (7 м в натуре) от очага горения.

Для изучения состава ПГ был использован метод электронного парамагнитного резонанса (ЭПР), сущность которого заключается в резонансном поглощении электромагнитной энергии исследуемым веществом. Полученные спектры ПГ анализировались относительно эталонных спектров ископаемой органики (гумус, нефть и т.п.) [5]. Зарегистрированные спектры ЭПР отобранных образцов и гумуса представлены на рис. 3

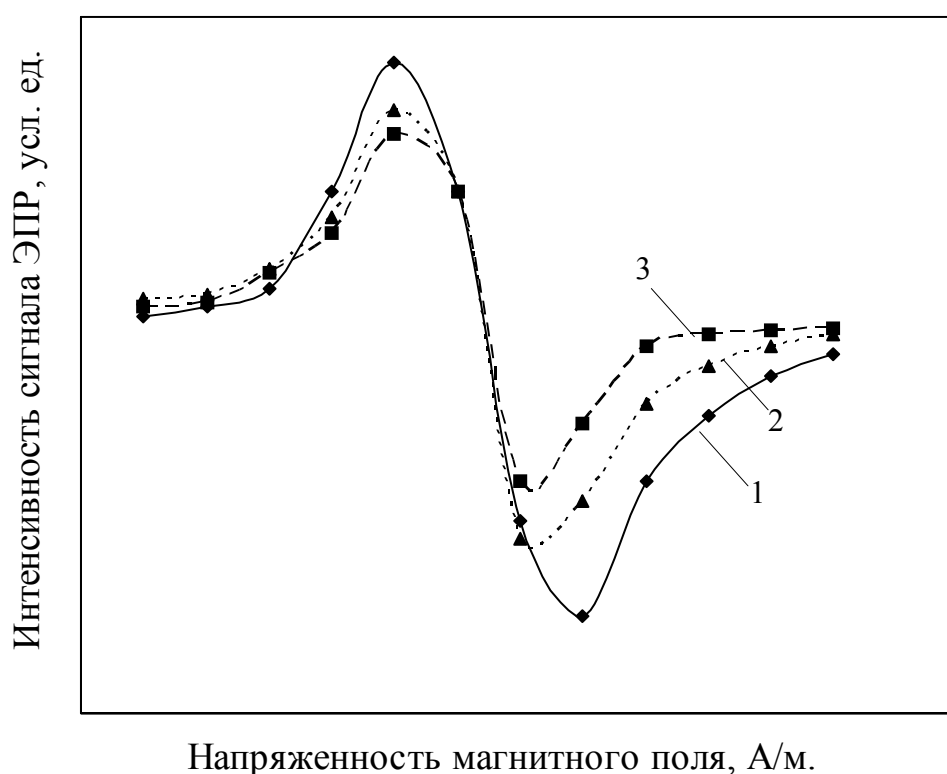


Рис.3. Спектрограммы ЭПР на РЭ 1301: 1 – эталон (гумус); 2 – образец смолы, отобранной из зоны конденсации; 3 – образец смолоуглеродистого вещества из зоны плавления пород.

По результатам проведенного анализа можно сделать вывод о составе ПГ (табл.1).

По результатам физического моделирования установлены следующие закономерности:

- при миграции ПГ в однородной фильтрующей среде происходит неравномерное заполнение пористого пространства среды, что позволяет отнести характер распределения ПГ к зональному;

- зональное распределение ПГ в фильтрующей среде соответствует участкам зонального распределения температуры;
- ПГ концентрируются в фильтрующей среде вблизи очага горения, и представлены в основном углеводородами различных классов.

Таблица 1

Химический состав ПГ

Смолы	Содержание, %
Асфальтены	2
Органические основания	3
Фенолы	10
Карбоновые кислоты	1
Нейтральные масла (смесь углеводородов)	84
Фенольные воды	Содержание, г/л
Аммиак	1
Жирные кислоты	1,5
Фенолы нелетучие	0,5
Фенолы летучие	1
Сероводород	0,1
Плотный остаток	1,5

Полученный экспериментальный материал является исходным для последующей разработки математической модели процесса миграции ПГ. Установленный механизм переноса ПГ через фильтрующую среду позволяет поставить задачу о разработке принципиально нового технологического решения газификации угольных пластов для случаев водонасыщенных перекрывающих отложений, что характерно для бурогоугольных месторождений Украины.

Литература

1. Садовенко И. А., Поляшов А.С., Инкин А.В. Экспериментальные исследования механизма фильтрации продуктов газификации // Гірничодобувна промисловість України і Польщі: Актуальні проблеми і перспективи. Матеріали Українсько-Польського форуму гірників – 2004. – Дніпропетровськ: НГУ, 2004. – С. 598-603.
2. Шилов Ю.С. Изменение химического состава и минерализации подземных вод на газогенераторах Южно-Абинской станции «Подземгаз» // Подземная газификация углей. – 1959. – №3. – С. 37-39.
3. Федоров Н.А., Белянова Е.М., Гриднева К.И. и др. Состав и пути использования жидких продуктов подземной газификации углей // ВНИИПодземгаз./ Сб. науч. тр. – 1962. – Вып. 8. – С. 95-103.
4. Насонов И.Д. Моделирование горных процессов. – М.: Недра, 1978. – 256 с.
5. Атлас спектров электронного парамагнитного резонанса. – М.: Изд-во Акад. наук СССР, 1962. – 230 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Кузьменко А.М.
Поступила в редакцию 03.04.06*

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДИНАМИЧЕСКОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ СОСУДОВ С ЖЕСТКОЙ АРМИРОВКОЙ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ МНОГОКАНАТНОЙ ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ ПРИ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССАХ ДВИЖЕНИЯ

Розглядається динаміка взаємодії піднімальних посудин із провідниками жорсткого армування при перехідних процесах руху підйомних посудин та при спрацьовуванні запобіжного гальма шахтних піднімальних машин. Установлено залежності динамічних параметрів взаємодії направляючих підйомної посудини з армуванням від координат точок гальмування посудини в стволі та розташування зон параметричного резонансу в стволі від жорсткості направляючих посудини.

Рассматривается динамика взаимодействия подъемных сосудов с проводниками жесткой армировки при переходных процессах движения подъемных сосудов и срабатывании предохранительного тормоза шахтных подъемных машин. Установлено зависимости динамических параметров взаимодействия направляющих подъемного сосуда с армировкой от координаты точек торможения сосуда в стволе и расположение зон параметрического резонанса в стволе от жесткости направляющих устройств подъемных сосудов.

The dynamics of co-operation lifting vessel of strong reinforcement at the emergency braking of mine lifting machines is examined. It is set to dependence of vibration horizontal amplitudes of vessel from braking points and dependence of unsteady areas from strong of amortizations.

Особенность современного состояния подъемного оборудования горнодобывающей промышленности Украины заключается в том, что оно эксплуатируется в условиях значительного износа его оборудования. Наиболее нагруженным звеном выдачи на поверхность горной массы при подземной добыче полезных ископаемых являются шахтные стволы, в особенности армировка стволов. С целью поддержания армировки стволов в работоспособном и безопасном для эксплуатации состоянии необходимо производить оценку динамика взаимодействия подъемного сосуда с армировкой во всех технологически возможных режимах работы подъемов, особенно в наиболее динамичном режиме работы – предохранительном торможении.

В связи масштабностью сложившейся ситуации на шахтах Украины, оборудование которых эксплуатируется в условиях повышенного износа возникает важная научно-техническая задача разработки специальных методов диагностики и испытаний армировки шахтных стволов для определения уровня нагрузок на проводники, возникающих при всех технологически возможных режимах работы подъемов.

В работе [1] было показано, что при изменении вертикальной скорости подъемных сосудов на участках излома диаграммы вертикальной скорости в системе «сосуд - армировка» возникает модуляция поворотных колебаний сосуда вокруг горизонтальных осей инерции его вертикальными колебаниями. Динамика системы описывается уравнениями типа Матье. С применением метода возмущений показано, что в областях параметров системы, соответствующих определенным соотношениям между частотами вертикальных и поворотных колебаний сосуда, в системе может возникнуть явление типа «биения» с периодической раскачкой сосуда по вертикальной и поворотным степеням свободы.

В работе [2, 3] показано, что при одном из самых интенсивных переходных процессов в подъемной установке - предохранительном торможении может реализоваться явление параметрической неустойчивости взаимодействия сосуда с армировкой. Разработана общая математическая модель этого процесса для пространственных колебаний сосуда и показано, что по глубине стволов существуют вполне конкретные зоны, в которых в зависимости от величины замедления, массы сосуда и жесткости его направляющих устройств, длины каната во время предохранительного торможения возникает внутренний резонанс в системе и рост горизонтальных нагрузок на армировку. Эти зоны определяются с использованием диаграммы устойчивости Айнса-Стретта.

Целью данной статьи является установление зависимостей динамических параметров взаимодействия направляющих сосуда с армировкой от координат точек торможения сосуда в стволе и расположения зон параметрического резонанса в стволе от жесткости направляющих устройств сосуда и замедления подъемной машин при торможении. Для достижения поставленной цели необходимо провести компьютерное моделирование процесса предохранительного торможения подъемной машины и провести численные эксперименты по исследованию влияния параметров шахтных подъемных установок, сложившихся к началу торможения, на динамику взаимодействия сосудов с армировкой на основе разработанной математической модели.

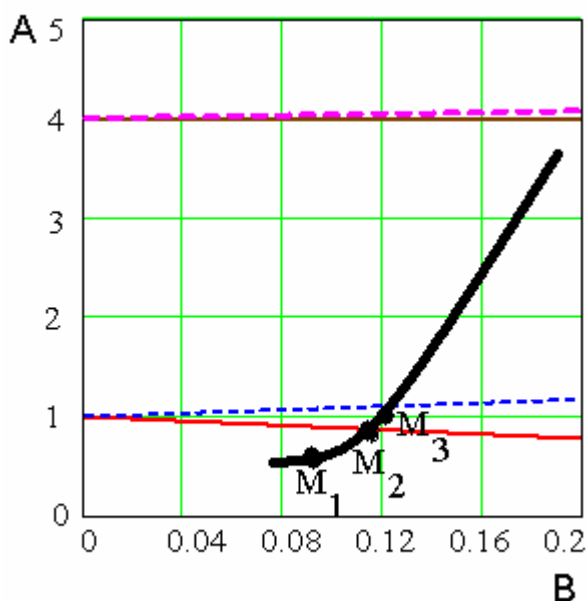


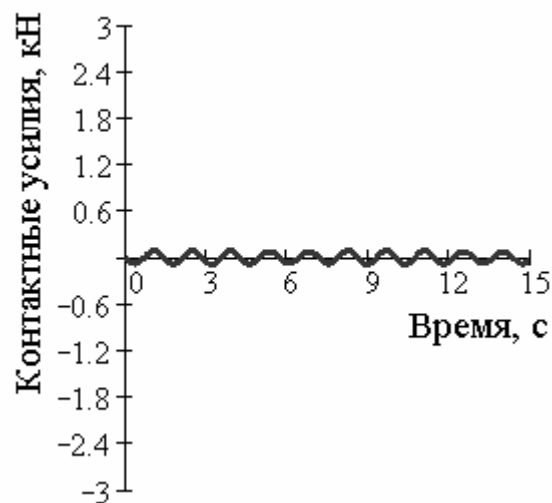
Рис. 1. Положение координатной кривой торможения сосуда на диаграмме устойчивости Айнса-Стретта

бразжает изменение параметров A_1^{lob}, B_1^{lob} системы в зависимости от координаты торможения сосуда l в стволе.

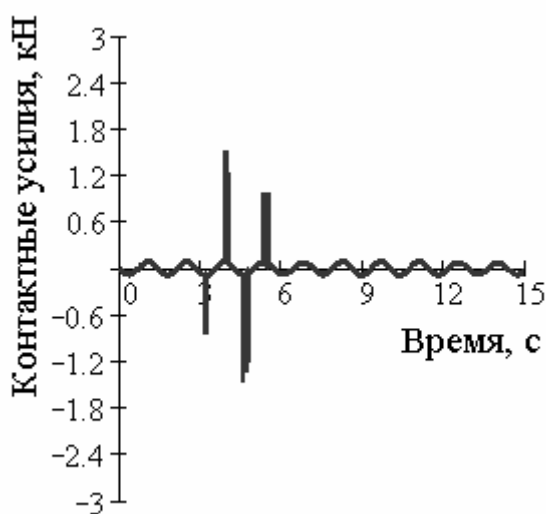
На рис. 1 видно, что определенную часть ствола траектория координатной кривой находится в первой зоне параметрического резонанса. При предохранительном торможении в этой зоне происходит перекачка энергии

В численных экспериментах рассматривались колебания подъемного сосуда в лобовой плоскости проводников на примере подъемной установки с уравнивающим канатом со следующими параметрами: высота подъема - 940 м; масса сосуда - 17610 кг; высота сосуда (от верхнего до нижнего пояса) - 12.7 м; наибольшая скорость при срабатывании ТП - 6 м/с; проводники коробчатого типа; направляющие - роликовые подпружиненные амортизаторы и жесткие башмаки скольжения; глубинные отметки срабатывания ТП: -120 м; -389 м и -403 м.

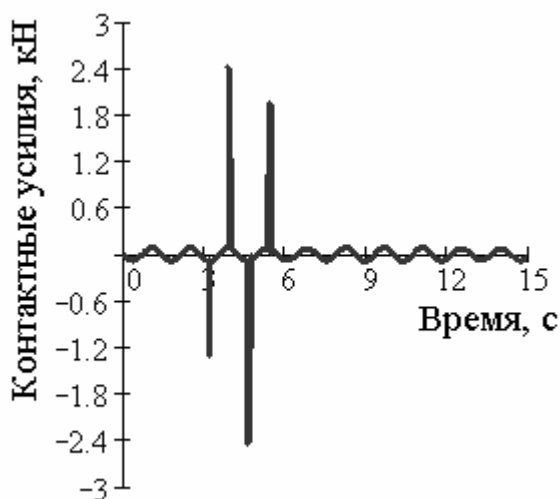
На рис. 1 показанная диаграмма Айнса-Стретта с траекторией координатной точки $M(A_1^{lob}, B_1^{lob})$, которая ото-



а)



б)



в)

Рис. 2. Контактные усилия взаимодействия сосудов с армировкой:

- а) в районе отметки -120 м;
б) -389 м; в) -403 м

вертикальных перемещений сосуда в поворотные колебания, вызывающая

увеличение контактных усилий, которые действуют на проводники.

Этот участок отделения ствола приурочен к отметкам -389 м $\div$ -409 м.

С практической и теоретической точки зрения представляет интерес в процессе исследования найти не только положения резонансных зон в стволе при заданных механических параметрах установки, но и узнать, во сколько раз возрастут контактные нагрузки предохранительных башмаков сосуда по проводникам при торможении. Для этого необходимо провести моделирование процесса торможения в устойчивой зоне (точка M_1 , рис. 1), на границе зоны неустойчивости (точка M_2 , рис. 1) и в центре неустойчивости (точка M_3 , рис. 1).

Из приведенных графиков (рис. 2) видно, что при торможении в зоне неустойчивости динамические параметры взаимодействия сосуда с армировкой имеют тенденцию к возрастанию (рис. 2, б, в). За пределами зоны неустойчивости они являются устойчивыми с постоянными амплитудами (рис. 2, а). Исследования показывают, что степень возрастания динамических параметров за время торможения зависит от соотношения параметров, которые сложились в подъемной системе к этому моменту, в особенности от координаты торможения сосуда. Чем ближе точка торможения к «центру неустойчивости», тем интенсивней поворотные колебания и больше силы контактного взаимодействия направляющих сосудов с проводниками.

При попадании точки торможения в зону неустойчивости поворотные колебания сосуда на начальном этапе времени торможения нарастают под

действием параметрического возбуждения со стороны вертикальных. Из-за рассеивания энергии в канате (вертикальные колебания со временем затухают) их амплитуды со временем уменьшаются. Для параметров «А» и «В» уравнения Матье это уменьшение соответствует уменьшению параметра «В» и неизменности параметра «А». То есть координатная точка за время торможения перемещается по диаграмме Айнса-Стретта справа налево к вертикальной координатной оси OA .

При этом возможны два случая:

- координатная точка попала в начале торможения в неустойчивую зону на участке изгиба ограничивающей кривой (рис. 3, а). В этом случае она постепенно будет перемещаться к границе этой зоны, и после ее пересечения попадет в зону устойчивости. Пока координатная точка будет находиться в неустойчивой зоне, будет продолжаться параметрическое возбуждение динамических параметров взаимодействия сосуда с армировкой. Со временем амплитуды вертикального возбуждения будут уменьшаться, координатная точка будет приближаться к границе зоны и интенсивность параметрического возбуждения будет снижаться. Так как вблизи границ зон неустойчивости всегда имеются малые возбуждения сосуда искривленными проводниками, то координатная точка за время торможения не успевает уйти от границы зоны неустойчивости достаточно далеко (рис. 2, б) (за пределы заштрихованной зоны), чтобы рост динамических параметров взаимодействия сосуда с армировкой прекратился);

- координатная точка попадает в «центр неустойчивости» (рис. 3 б). В этом случае до полного прекращения вертикальных колебаний будет происходить параметрическое возбуждение поворотных колебаний (рис. 2, в) так как точка все время до пересечения с осью OA будет находиться в неустойчивой зоне.

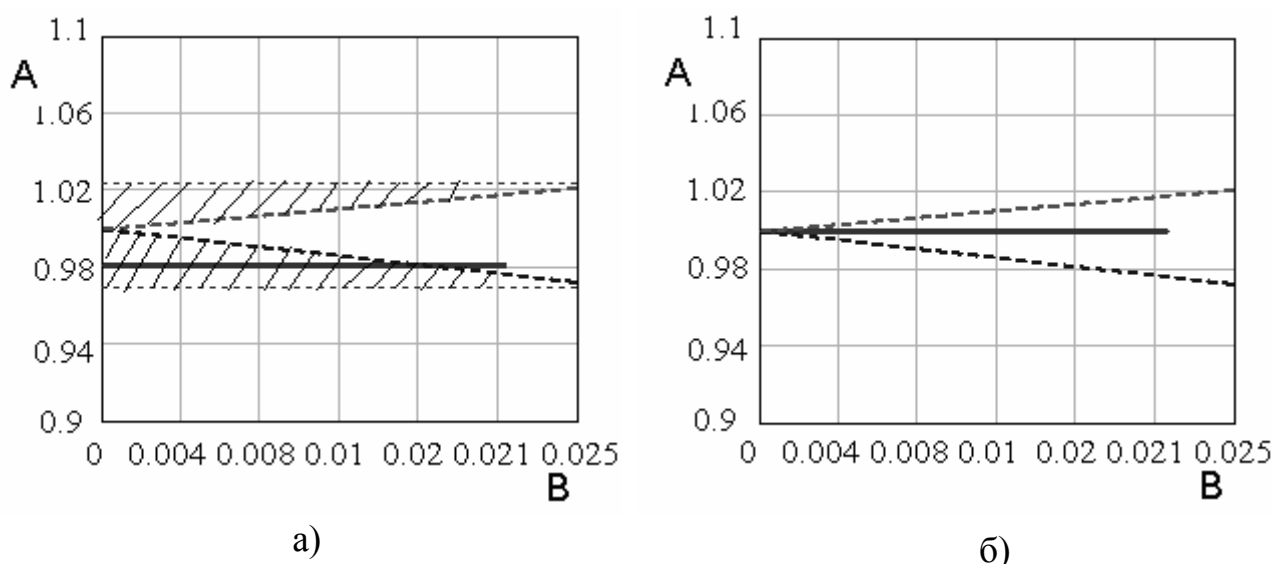


Рис. 3. Траектории изменения положения точки торможения на диаграмме устойчивости Айнса-Стретта за время остановки сосуда: а) на границе зоны неустойчивости; б) в «центре неустойчивости»

Проведенные исследования по изучению зависимости положения координат зон неустойчивости в отделении ствола от жесткости роликовых направляющих сосуда при торможении сосуда в проводниках жесткой армировки показывают, что чем больше значения жесткости роликовых направляющих тем, ближе к вертикальной оси на диаграмме Айнса-Стретта располагается координатная кривая (рис. 4).

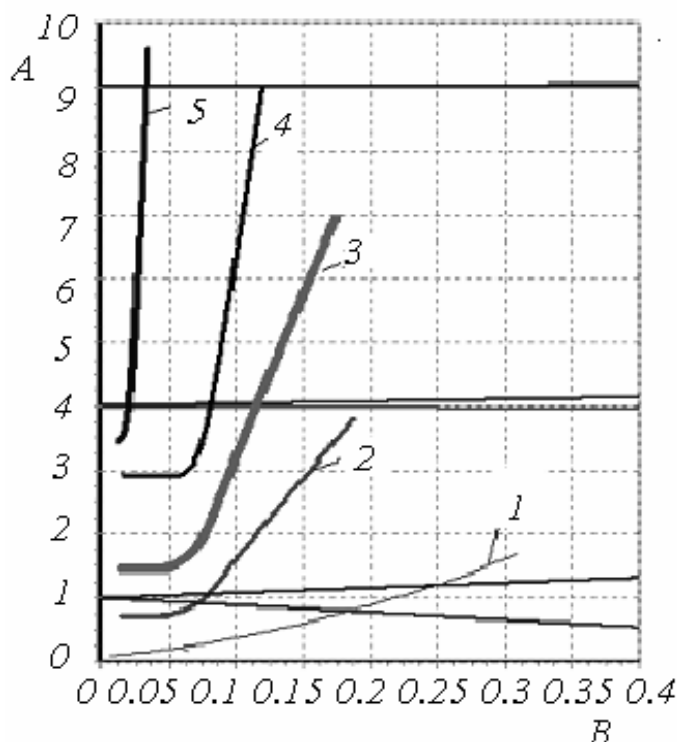


Рис. 4. Положения координатной кривой на диаграмме Айнса-Стретта:
1 – жесткость роликовых направляющих 20 кН/м; 2 – 35 кН/м;
3 – 50 кН/м; 4 – 90 кН/м.

Из-за этого координатная кривая пересекает зоны неустойчивости на более коротких участках. Вместо пересечения первой зоны неустойчивости она может пересекать вторую и третью, которые являются более узкими по глубине ствола, а колебания в них имеют меньшую степень возбуждения при торможении, чем в первой. То есть чем меньше значение жесткости пружинных роликовых амортизаторов, тем ниже в стволе будут располагаться зоны параметрического резонанса. Учитывая, что в нижней части ствола армировка в силу коррозионного и механического воздействия имеет большую степень износа, чем вверху ствола, то достаточно вероятное наложение зон параметрического резонанса на участки с сильно изношенной армировкой может привести к возникновению повышенных нагрузок на проводники и вызвать аварийно-опасную ситуацию на подъеме.

При торможении в зоне параметрической неустойчивости взаимодействия направляющих подъемных сосудов с армировкой интенсивность роста динамических параметров взаимодействия направляющих сосуда с армировкой возрастает с ростом замедления подъемной машины (рис. 5). Из этого следует, что при торможении даже в «центре неустойчивости» с

малой величиной замедления подъемной машины можно минимизировать горизонтальные взаимодействия направляющих подъемного сосуда с армировкой.

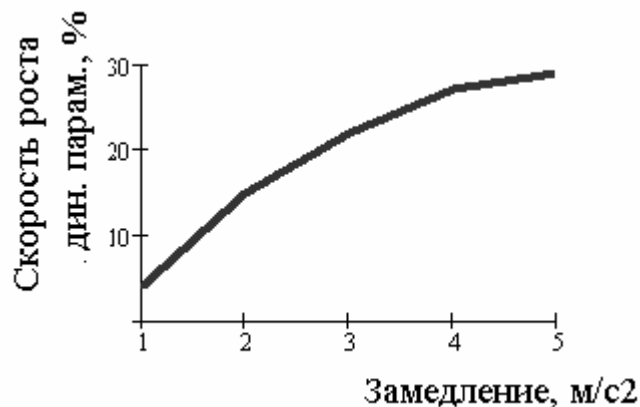


Рис. 5. Зависимость скорости роста динамических параметров взаимодействия направляющих сосуда с проводниками от замедления подъемной машины

Таким образом, получены важные научные результаты в виде следующих зависимостей. Количество и протяженность зон неустойчивости по глубине ствола имеют обратную функциональную зависимость от жесткости направляющих сосуда, а интенсивность роста динамических параметров взаимодействия направляющих сосуда с армировкой и соответственно нагрузок на проводники возрастает с ростом величины замедления подъемной машины.

Основным выводом данной работы является то, что во всех типах подъемных установок (барабанных или со шкивом трения) по глубине ствола существуют определенные участки ствола, на которых предохранительное торможение машины сопровождается возникновением динамически неустойчивого взаимодействия подъемного сосуда с проводниками жесткой армировки. При этом определяющими параметрами для режима взаимодействия башмаков с проводниками во время торможения является жесткость пружин роликовых амортизаторов.

В дальнейшем представляет интерес провести анализ аналогичных зависимостей для шахтных подъемных установок с канатными проводниками.

Литература

1. Ильин С.Р. Об устойчивости движения грузов в упругих проводниках при пространственном расположении точек крепления канатов для многоканатного подъема. // Publ. Techn. Univ. Heavy Ind. – Miskolc, 1981. Ser. A – Vol. 35. Fasc. 3-4 – p. 197-204
2. Сорокін В.І., Ільїна І.С. Дослідження взаємодії шахтних підймальних посудин з проводниками під час гальмування // Питання прикладної математики і математичне моделювання. - Вип. 1. - Дніпропетровськ. - 2001. – С. 92-97
3. Ільїна І.С. Моделювання параметричних коливань підйомної посудини шахтної врівноваженої установки при взаємодії з жорстким армуванням під час аварійного гальмування. // Сборник научных трудов НГУ Украины, №13, Т.2. – Дн-ск, 2002. – С. 118-123.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Е.А. Кириченко
Поступила в редакцию 15.04.06*

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МНОГОСЛОЙНОЙ НАМОТКИ РЕЗИНОТРОСОВОГО КАНАТА В БОБИННОМ ПОДЪЕМЕ

Представлены результаты исследования напряженно-деформированного состояния многослойной намотки резинотросового каната в бобинном подъеме.

Представлено результати дослідження напружено-деформованого стану багатошарового намотування гумотросового каната в бобінному підйомі.

The technique of definition the is intense-deformed condition of multilayered winding rubber rope of mine hoisting equipment.

Актуальность работы. В настоящее время возникла необходимость создания мощных подъемников на глубины свыше 1500 м. Специалисты НГУ, «Кривбасспроекта», НКМЗ в качестве тягового органа предложили резинотросовые ленты и канаты (РТЛ, РТК) с плотной упаковкой, которые при концевом грузе до 160 т позволяют обеспечить вертикальный подъем груза до 1700 м при ширине ленты 1,65 м. В бобинном подъеме присутствует многослойная намотка резинотросового каната – новый неизученный элемент подъемной установки с большой податливостью, что может вызвать в рабочих и аварийных режимах работы бобинного подъемника разрушение каната, бобины или реборд от нагрузки, вызванной многослойной намоткой под рабочим натяжением каната в бобине.

Современное состояние вопроса. Многослойная намотка широко используется при производстве композиционных материалов, химических волокон, бумаги, магнитной ленты, киноплёнки, в электро- и радиотехнике, текстильной промышленности и т.д. Однако существующие теории намотки нитки и изотропной ленты непригодны к намотке резинотросового каната, вследствие особенностей его строения. Прикладные теории многослойных анизотропных оболочек невозможны из-за специфики нагрузки и условий закрепления тела наматывания в отличие от типовых многослойных оболочек, например, баллонов шин.

Известны подходы Б.С. Ковальского и Ю.М. Тарнопольского [1, 2], недостатки которых в том, что многослойная намотка рассматривалась как одномерная задача. При этом не учитывалась зависимости жесткостных характеристик слоев намотки от общего числа слоев и места расположения слоя в намотке, а также допускалось сжатие троса.

Цель работы – исследования напряженно-деформированного состояния многослойной намотки резинотросового каната в бобинном подъеме.

В НГУ разработана модель напряженно-деформированного состояния многослойной намотки как система дискретно надеваемых колец. Параметры указанной модели:

- ♦ коэффициент стесненности $f_{i,j}$ учитывает краевой эффект при контакте резиновтросовой ленты с поверхностью органа намотки [3, 4];
- ♦ количество витков трения i_{mp} – от одного и более, но по правилам безопасности рекомендуется не менее трех;
- ♦ соотношение D/d . по правилам безопасности допускается $D/d \geq 100$, а по конструктивным соображениям – возможно намного больше 100;
- ♦ закон изменения нагрузок χ_j . На рис. 1 показано изменение нагрузок для различных значений фактора L_{np}/H , соответствующих подъему грузов с малых, средних и больших глубин, т.е. глубина подъема определяется как часть от прочной длины каната, а 0 и 1 соответствуют крайним положениям сосуда;
- ♦ общее количество витков N ;
- ♦ коэффициент анизотропии ϖ характеризуется отношением модулей упругости в направлении намотки E_0 и в радиальном направлении E_r [1]. Для существующих резиновтросовых лент коэффициент анизотропии – в диапазоне $58 \leq \varpi \leq 65$.

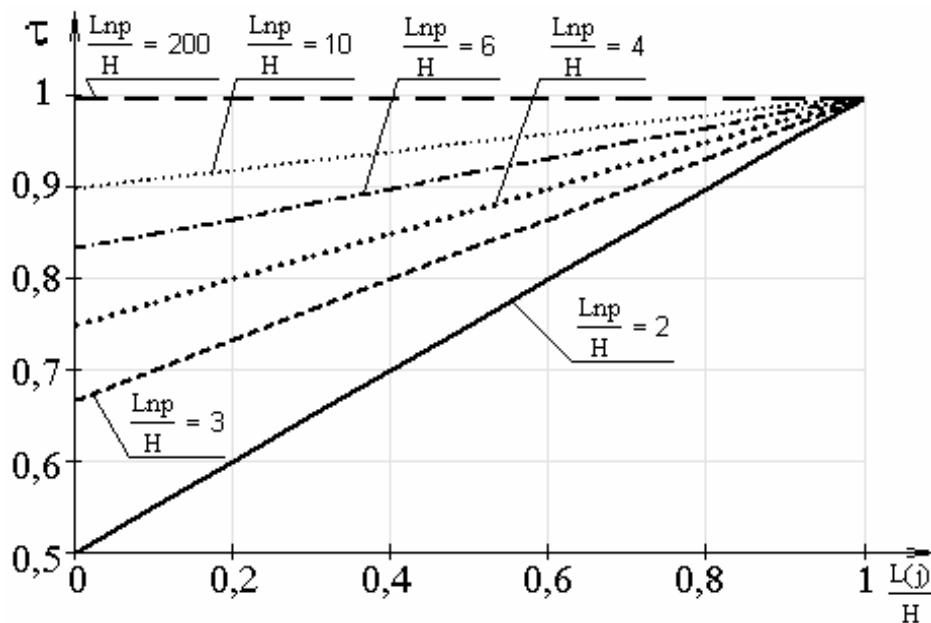


Рис. 1. Влияние фактора L_{np}/H на изменение нагрузок

Рассмотрим задачу по определению влияния перечисленных выше параметров на напряженно-деформированное состояние многослойной намотки РТК шахтной подъемной установки.

На рис. 2 показано влияние на нагрузку в теле намотки коэффициента увеличения радиальной жесткости i -го витка. Как видно из графиков, игнорирование этого коэффициента вызывает занижение расчетных нагрузок до 30 %

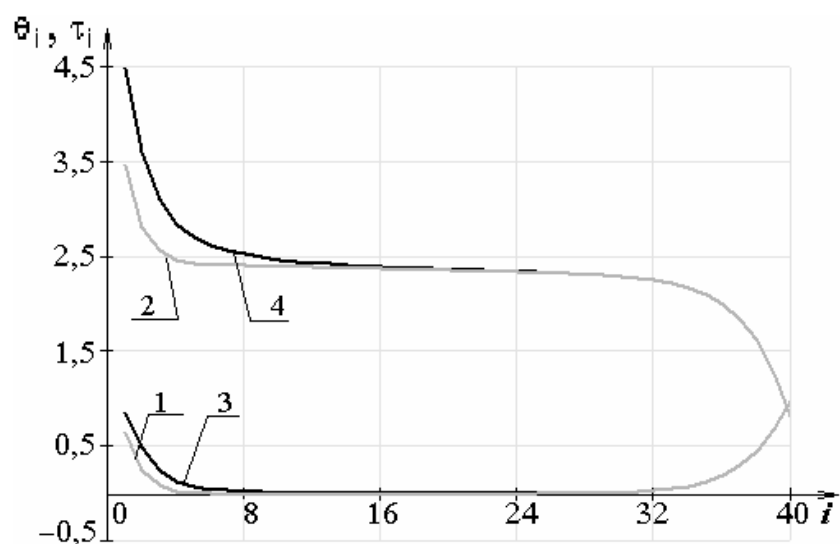


Рис. 2. Сравнение нагрузок в теле намотки: натяжение и давление соответственно без учета (1 и 2) и с учетом (3 и 4) коэффициента стесненности

На рис. 3 продемонстрировано влияние числа витков трения $i_{mp} = 0, 3, 6$ на нагрузки тела намотки. Из рисунка видно, что при применении витков трения в ленте возникают продольные усилия сжатия.

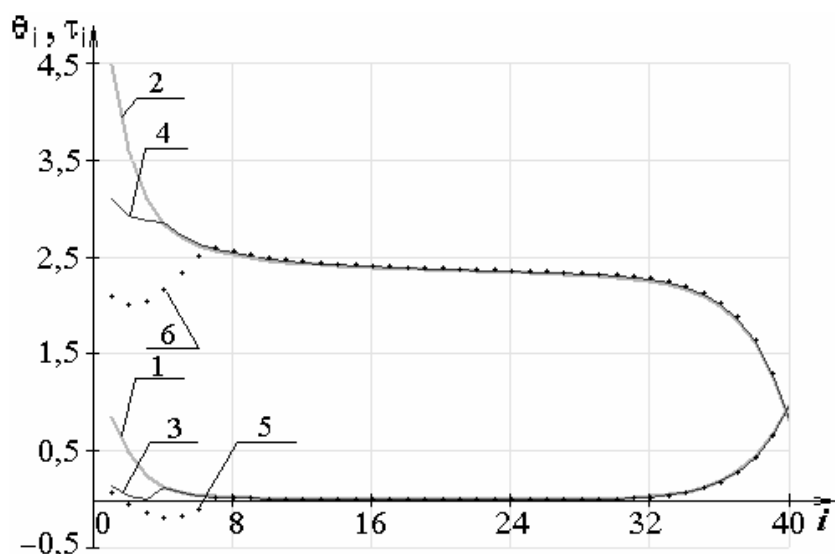


Рис. 3. Сравнение нагрузок в теле намотки от общего числа витков при различном количестве витков трения

При продольном сжатии резинотросовой ленты уменьшается шаг свивки прядей, вследствие чего увеличивается диаметр троса, что вызывает соответствующие деформации окружающей трос резиновой матрицы. Отсюда следует, что в первом приближении жесткость на сжатие в продольном направлении резинотросовой ленты по порядку сравнима с жесткостью эквивалентной резиновой ленты. Тогда считаем материал ленты нелинейным (кусочно-линейным) так как на растяжение жесткость больше чем жесткость на сжатие в 1000 раз. Для решения сформулированной нелинейной задачи применим итерационный метод решения, когда на каждом шаге коэффициент продольной жесткости выби-

рается по знаку продольной деформации этого слоя. На рис. 4 изображено влияние отрицательных натяжений (сжатие троса) на давление на бобину и в намотки. Из рис. 4а видно, что при большом соотношении $D/d \geq 300$ и минимально допустимом числе витков трения ($i_{mp} = 3$) фактор ограничения натяжений не оказывает существенного влияния на давление (расхождение не превышает 5 %), а с увеличением витков трения воздействие указанного фактора повышается. Так, с количеством витков трения от пяти и более расхождение превышает 15 – 20 % (рис. 4б). Однако если соотношение D/d в диапазоне 150 – 250, фактор ограничения натяжений приводит к расхождению 18 – 50% (рис. 4в), а когда начальный радиус выбран из соотношения $D/d = 100$ – расхождение составит 80 – 90 %.

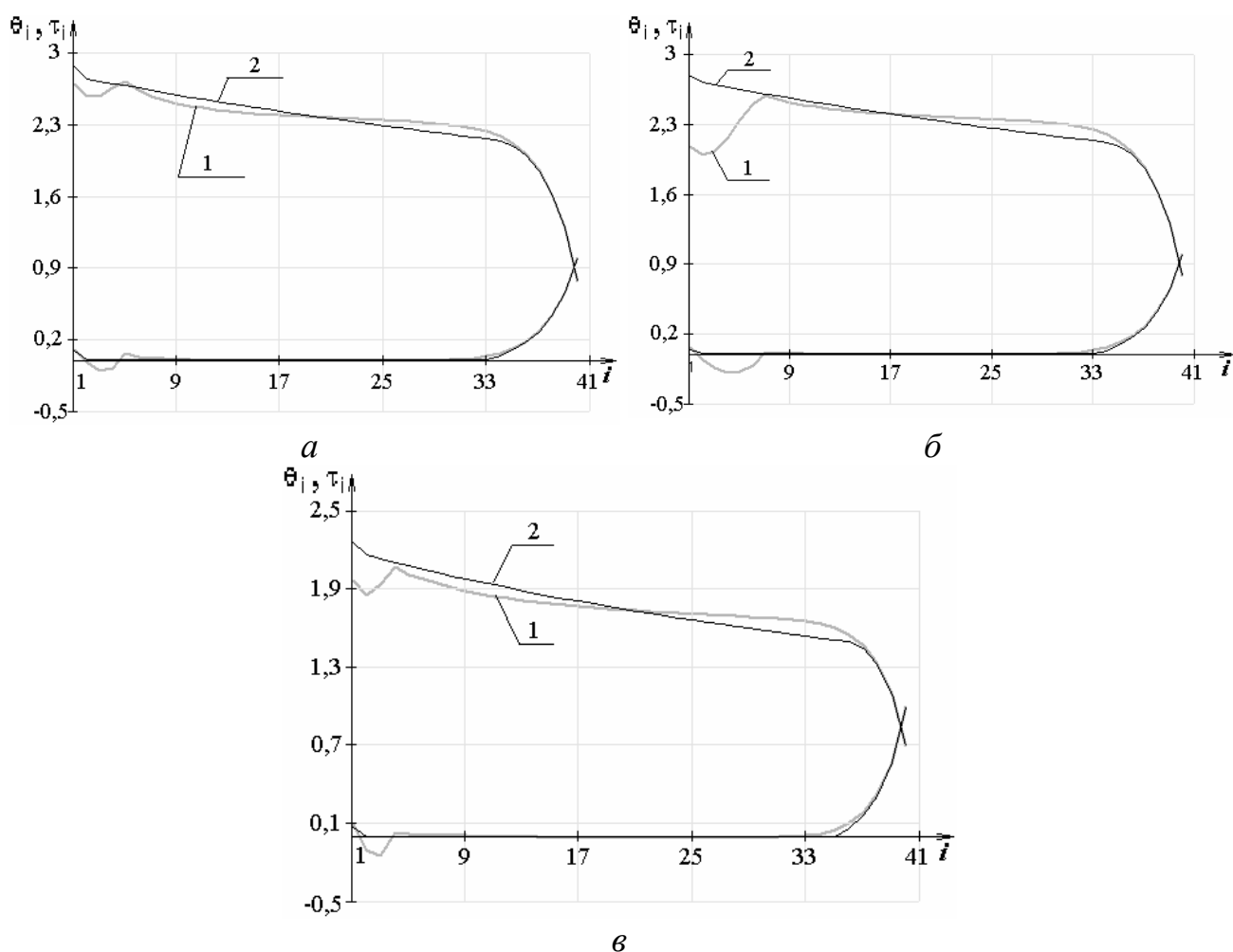


Рис. 4. Сравнение нагрузок в теле намотки от общего числа витков:
1 – при продольном сжатии ленты, 2 – при его запрете

Далее оценим влияние соотношения D/d . Как следует из рис. 5, увеличение этого параметра приводит к существенному росту приведенных нагрузок в теле намотки и расширению всего тела намотки.

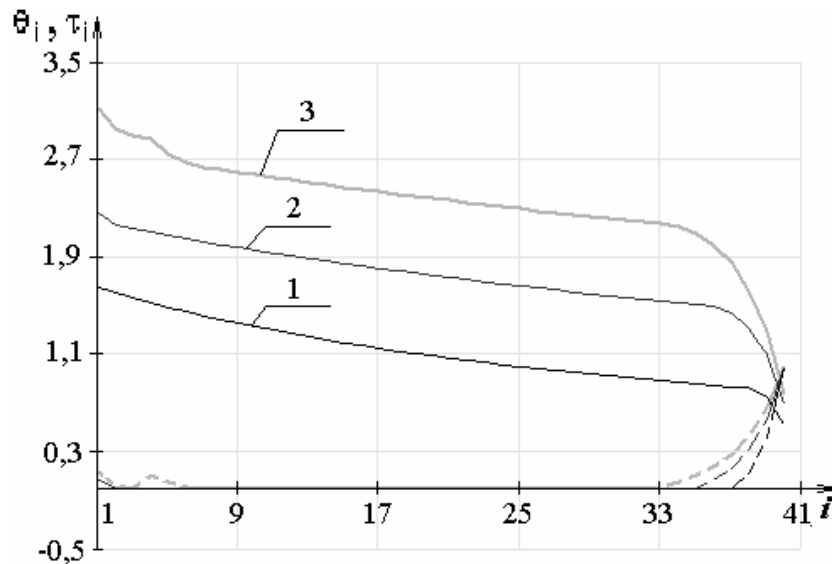


Рис. 5. Сравнение приведенных нагрузок в теле катушки при разном соотношении $D/d = 150; 300; 500$

Для законов изменения натяжения (рис. 1) определяем давление ленты на бобину и расширение тела катушки. На рис. 6 представлено влияние этих законов на нагрузку в теле катушке. Как видно из графиков, натяжение в нижнем витке и давление на бобину при $100 \leq D/d \leq 150$ зависят от изменения натяжения в тяговом органе (рис. 6а). Расхождение составляет 14 %. Однако при $D/d > 150$ изменение законов натяжения не оказывает влияние на натяжение в первом слое и давление на бобину (рис. 6б).

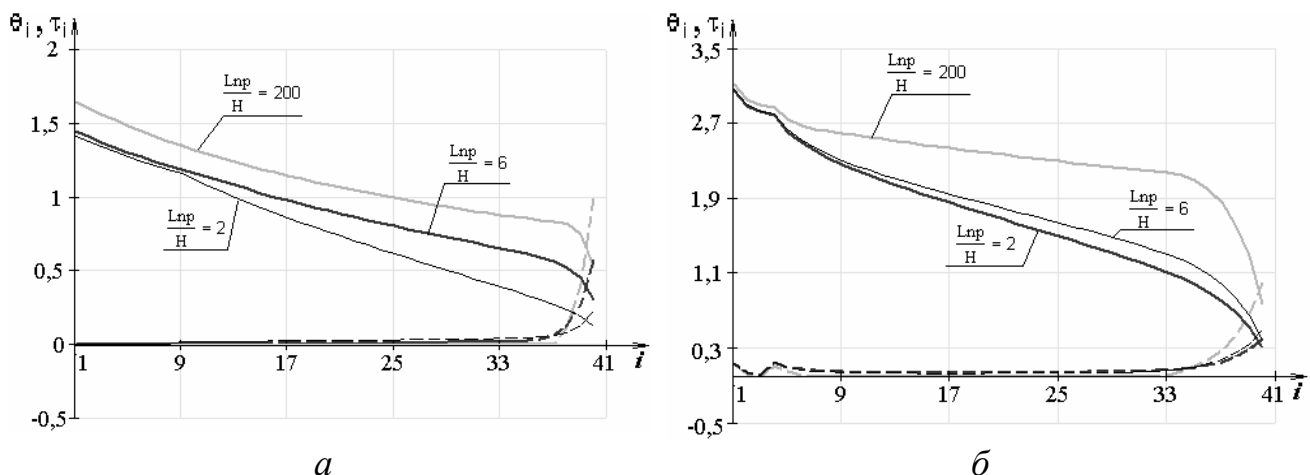


Рис. 6. Сравнение нагрузок в теле катушке для разных законов изменения натяжения

На рис. 7 показаны зависимости приведенных нагрузок и расширения тела катушки от разного количества витков $N = 20; 40; 80$. Как следует из графиков, с увеличением общего числа витков давление на бобину и расширение катушки возрастают.

На рис. 8 сопоставляются нагрузки в теле намотки при разных значениях коэффициента анизотропии $\omega = 58; 61; 65$ соответствующих лентам РТЛ-7800, РТЛ-3150, РТЛ-5000. Расхождение значений нагрузок на бобину и в теле намотки не превышает 4 %.

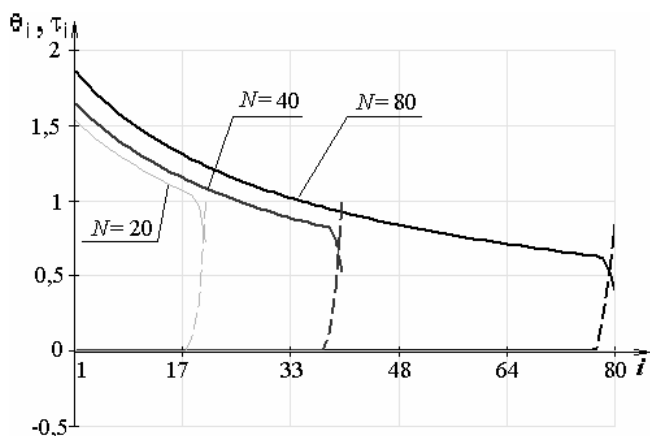


Рис. 7. Сравнение нагрузок в теле намотки при общем числе витков $N = 10; 40; 80$

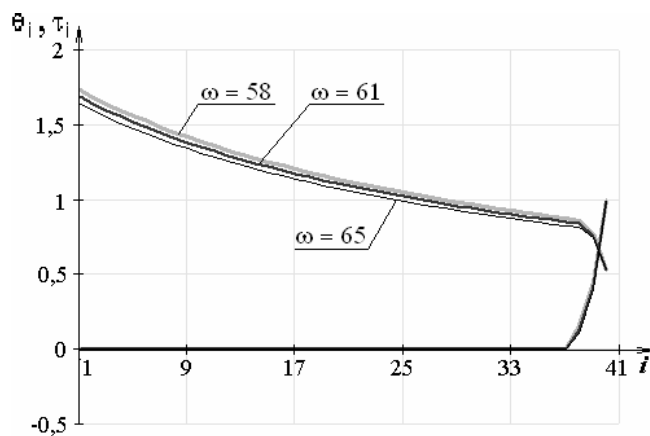


Рис. 8. Сравнение нагрузок в теле намотки при разных значениях коэффициента анизотропии $\omega = 58; 61; 65$

Выводы

1. Игнорирование коэффициента стесненности приводит к занижению расчетных нагрузок на 27 – 30 %.
2. Допущение продольного сжатия ленты вызывает занижение расчетных нагрузок до 90 %.
3. Витки трения в бобине существенно влияют на нагрузку на бобину. Увеличение витков трения от 0 до 6 уменьшает расчетную нагрузку вдвое.
4. Существенные факторы, определяющие нагрузки на бобину – $f_{i,j}$, i_{mp} , D/d , а факторы L_{np}/H и N воздействуют при $D/d \geq 150$.

Литература

1. Ковальский Б. С. Теория многослойной навивки каната // Докл. АН СССР. – 1950. – Т. LXXIV, № 3. – С. 429-432.
2. Тарнопольской Ю. М., Розе А. В. Особенности расчета деталей из армированных пластиков. – Рига: Зинатне, 1969. – 274 с.
3. Панченко Е. В. Разработка модели резинокросового каната в многослойной намотке на основе универсального пакета конечно-элементного моделирования ANSYS/ED 6.1 // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 11. – С. 68-73.
4. Панченко Е. В. Результаты исследования конечно-элементной модели резинокросовой ленты в бобинном органе намотки // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. ИГТМ НАН Украины. – 2005. – Вып. 62. – С. 155-163.

Рекомендована к публикации д.т.н. Заболотным К.С.
Поступила в редакцию 27.03.06

БЕЗОПАСНОСТЬ ЛОКОМОТИВНОГО ТРАНСПОРТА ШАХТ НА ТЯЖЕЛОМ ПРОФИЛЕ ПУТИ

Обоснована необходимость разработки отраслевого стандарта по безопасной перевозке людей и грузов локомотивами в выработках с уклонами от 0,005 до 0,05 для предприятий угольной промышленности Украины. Приведены частные решения уравнения движения поезда для определения его массы при откатке электровозами и дизелевозами на тяжелом профиле пути. Предложены технические решения повышения показателей эффективности торможения шахтных поездов для расширения области применения локомотивной откатки без снижения безопасности.

Обґрунтована необхідність розробки галузевого стандарту по безпечному перевезенню людей і вантажів локомотивами у виробленнях ухилами від 0,005 до 0,05 для підприємств вугільної промисловості України. Приведені частні рішення рівняння руху потягу для визначення його маси при відкатці електровозами і дизелевозами на важкому профілі колії. Запропоновані технічні рішення з підвищення показників ефективності гальмування шахтних потягів для розширення області застосування локомотивної відкатки без зниження безпеки.

The necessity of development industry standard on safe transportation of people and loads by locomotives in making with slopes from 0,005 to 0,05 for the enterprises of coal industry by Ukraine. Particular solutions of equalization motion train are resulted for determination of mass by electric locomotives on the heavy profile of the way. Technical solutions increase indexes efficiency braking trains mines are offered for expansion of application of locomotive domain without the decline of safety.

Введение. С 1973 г. в горной промышленности типовыми решениями [1] расширена область применения локомотивной откатки на выработки с завышенным (тяжелым) профилем рельсового пути (от 5 до 50 ‰). При этом эффективность средств торможения шахтных поездов не возросла. Торможение осуществлялось колодочным и в последние годы электродинамическим тормозами локомотивов. На серийных локомотивах рельсовые тормоза не нашли широкого применения, вагоны типоразмерного ряда тормозного оборудования не имеют. Тормозной механизм шахтных локомотивов за всю историю горного машиностроения модернизации не подвергался, по показателям параметрической надежности он является неработоспособным. Таким образом расширение области применения локомотивной откатки до 0,05 было реализовано без наличия технических средств на это мероприятие за счет снижения показателей безопасности.

Состояние вопроса. В настоящее время в отрасли разработаны и испытаны с участием НГУ опытные образцы шахтных электровозов высокого технического уровня с гидротормозной системой и электронным автоматическим управлением тяговыми двигателями в режиме тяги и торможения, что позволяет расширить область применения локомотивной откатки на тяжелый профиль пути без снижения безопасности.

На шахты Украины в последнее время поступают зарубежные дизелевозы, опыта эксплуатации которых не имеется, а также в отрасли разрабатываются и изготавливаются электровозы с кислотными батареями и отечественные

дизелевозы во взрывобезопасном исполнении, применение которых на тяжелом профиле пути отраслевыми нормативами не предусмотрено.

Цель работы – повышение эффективности торможения шахтных поездов за счет совершенствования средств управления тормозными механизмами локомотивов и расширение области применения локомотивной откатки на тяжелый профиль рельсового пути без снижения показателей безопасности.

Материалы исследований. Документом, в последние годы регламентирующим организацию транспорта на тяжелом профиле пути, являлся ДНАОП 1.1.30-7.04-93 «Типовые решения по безопасной перевозке людей и грузов локомотивами в выработках с уклоном от 0,005 до 0,05», который устанавливает требования к оборудованию локомотивной откатки и организации движения составов, методику расчета откатки электровозами со щелочными батареями, приводит технологические схемы транспорта и требования к проекту на безопасную перевозку людей и грузов. В настоящее время он потерял силу как нормативный отраслевой документ, так как не соответствует законам Украины и нормативным документам: Декрету КМ Украины «О госнадзоре за соблюдением стандартов, норм и правил и ответственность за их нарушение» №30-93, Постановлению КМ Украины от 10.04.98г. №1024 о приведении в соответствие действующих стандартов международным требованиям, законам Украины «Об охране окружающей среды», «Об охране труда», «Горного закона Украины», «Кодексу законов о недрах». Поэтому организация транспорта локомотивами на завышенных уклонах пути должна быть запрещена на основании отсутствия нормативной базы.

Все это подтверждает необходимость и своевременность разработки отраслевого стандарта по безопасной перевозке людей и грузов локомотивами на тяжелом профиле пути и готовность угольной промышленности к его внедрению и использованию.

Основные задачи, решаемые разработкой стандарта:

- а) методика тягового расчета откатки современными локомотивами, в т.ч. электровозами с кислотными батареями и дизелевозами;
- б) требования к проекту на безопасную перевозку и к организации движения локомотивных составов;
- в) типовые технологические схемы локомотивного транспорта.

Тяговый расчет откатки электровозами на тяжелом профиле пути сводится к определению массы груженного поезда по троганию на максимальном расчетном подъеме и по торможению на максимальном уклоне пути

$$m_{п.тр.} = P_{сц} \left(\frac{1000\psi - 110a - w_{л} - i_{тр}}{110a + w_{с} + i_{тр}} \right), \quad (1)$$

$$m_{п.т} = P_{сц} \left(\frac{1000\psi - 110\gamma_T + w_{л} - i_T}{110\gamma_T - w_{с} + i_T} \right), \quad (2)$$

где $m_{п.тр.}, m_{п.т}$ - допустимые массы груженного состава по условиям трогания и торможения; $P_{сц}$ - сцепная масса локомотива; ψ - коэффициент сцепления колес локомотива с рельсами; a - ускорение поезда при трогании; $W_{л}, W_{с}$ - удельное сопротивление движению локомотива и подвижной единицы состава; $i_{тр}, i_{т}$ - расчетные значения уклонов пути; $\gamma_{т}$ -необходимое тормозное замедление для остановки поезда на нормированном ПБ тормозном пути $l_{т}$;

$$\gamma_{т} = \frac{V_H^2}{2l_{т}},$$

где V_H - номинальная скорость движения локомотива при длительном режиме работы двигателей.

Расчеты для различных условий откатки показывают, что ограничение массы поезда может быть как по тяге (1), так и по торможению (2). Если принять коэффициент весовой нормы

$$K_{в} = \frac{m_{н}}{P_{сц}},$$

где $m_{н}$ -допустимая масса состава по одному из условий, то можно получить решение (1) или (2) относительно $K_{в}$.

Решение (1) относительно $K_{в}$ выполнено численно и представлено на рис.1.

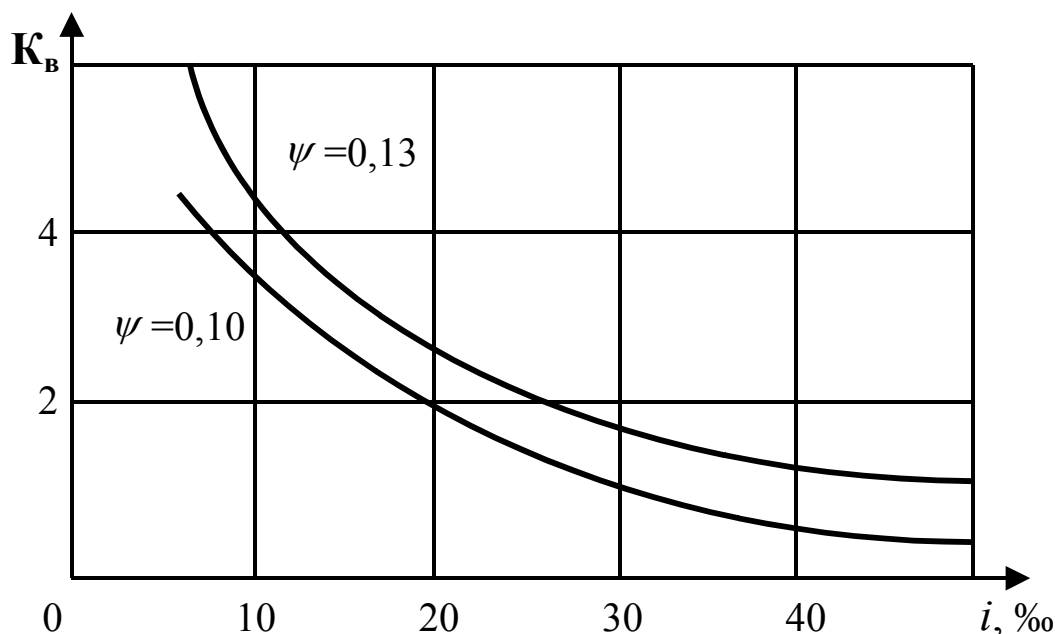


Рис.1. Зависимость допустимого значения $K_{в}$ от уклона рельсового пути

График позволяет определить допустимое количество вагонеток в составе для любого типа подвижного состава на определенном уклоне пути

$$Z = \frac{K_B \cdot P_{сц}}{m_0},$$

где m_0 - тара вагонетки.

Таким образом, масса поезда по тяге на тяжелом профиле пути снижается в 4 раза, а по торможению еще больше.

Для дизелевозов массу груженного поезда необходимо определять по троганию на расчетном подъеме, аналогично электровозной откатке (1), и проверять по торможению на максимальном уклоне определением допустимой по величине регламентируемого тормозного пути скорости движения.

Допустимая скорость движения поезда

$$V_{доп} = \sqrt{\frac{l_T}{4,17} \cdot \frac{1000\psi - K_B(i_T - w_c) - (i_T - w_{л})}{K_B + 1}}.$$

Допустимая скорость движения поезда должна быть не меньше номинальной скорости движения, которая определяется по тяговой характеристике дизелевоза.

Задача определения замедления подвижного состава при торможении является наиболее сложной в теории тяги поездов.

В (2) принято $\gamma_T = \text{const}$. Это условие можно выполнить, если тормозная сила локомотива при торможении на остановку не зависит от скорости движения, что не соответствует действительности. Фактическое значение замедления, как показателя эффективности торможения поезда колодочно-колесным тормозом локомотива, не является величиной постоянной

$$\gamma_T = \frac{B_k(V)}{m_{n.m}},$$

где $B_k(V)$ - тормозная сила локомотива в функции скорости движения.

Установлено [2], что для унифицированной тормозной колодки шахтных локомотивов колодочно-колесный тормоз реализует возрастающую нелинейную характеристику тормозной силы при уменьшении скорости движения (рис.2), а электродинамический тормоз – падающую.

При этом тормозная сила колодочно-колесного тормоза с жесткой передачей имеет колебательный характер с амплитудой колебаний до 30% от среднего значения за счет неровностей опорной поверхности тормозной колодки [2]. Таким образом, тяговый расчет локомотивной откатки по торможению при $\gamma_T = \text{const}$ лишен смысла, выбор массы поезда неопределен и безопасность эксплуатации не будет обеспечена.

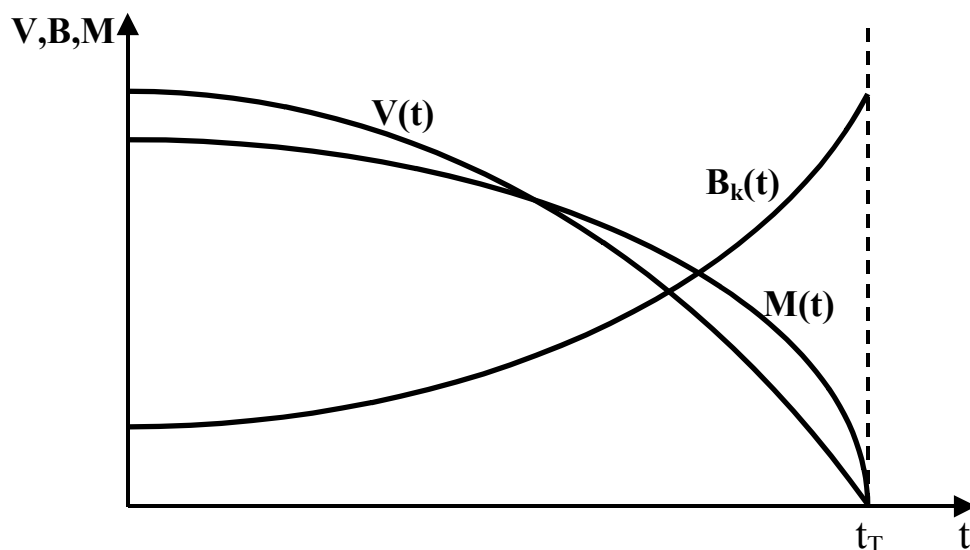


Рис.2. Характер изменения эффективности колодочно-колесного тормоза шахтных локомотивов (V – скорость движения при торможении на остановку; B_k – тормозная сила локомотива; M – мощность торможения; t_T – продолжительность торможения до полной остановки).

Выводы. Результата можно достичь за счет применения следующих технических решений. Электродинамический тормоз необходимо применять в системе автоматического управления тяговыми двигателями совместно с колодочно-колесным тормозом, что позволяет стабилизировать суммарную тормозную силу от скорости движения и получить постоянное значение тормозного замедления поезда γ_T . Применение гидропривода колодного тормоза позволяет исключить колебательный характер тормозной силы, реализовать необходимое для работы системы быстродействие, управлять силой трения в тормозном механизме за счет оптимизации параметров жесткости и демпфирования при проектировании узлов и синтезировать составляющие механизмы в гидротормозную систему высокого технического уровня. Чтобы снять ограничение массы поезда по торможению необходимо размещать тормозное оборудование на прицепной части поезда. США, Англия, Франция, Швеция серийно выпускают шахтные вагоны с тормозным оборудованием. При этом в Англии оборудуют колодными тормозами вагоны грузоподъемностью от 0,75т и выше.

Литература

1. Типовые решения по безопасной перевозке людей и грузов в выработках с уклоном от 0,005 до 0,050.-Донецк: ДонУГИ, 1973.-62 с.
2. Коптовец А.Н., Таран И.А., Денищенко А.В. Оценка неустойчивости тормозной силы и эффективности торможения шахтных поездов // Уголь Украины – 1997.-№6.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Франчуком В.П.
Поступила в редакцию 19.05.06*

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ В УСЛОВИЯХ РЕГУЛИРОВАНИЯ РЕЖИМОВ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЯ

В статье рассмотрены методы определения потребляемой конвейерным транспортом электроэнергии и мощности при различных режимах его работы. Дана характеристика режимам работы угольных конвейеров. Уточнен и дополнен метод коэффициента спроса для конвейерного транспорта. Представлена обобщенная зависимость коэффициента спроса от загрузки ленточных конвейеров.

У статті розглянуті методи визначення спожитої конвеєрним транспортом електроенергії та потужності при різноманітних режимах його роботи. Дана характеристика режимам роботи вугільних конвеєрів. Уточнений та доповнений метод коефіцієнту попиту для конвеєрного транспорту. Представлена узагальнена залежність коефіцієнту попиту від завантаження стрічкових конвеєрів.

In the article the methods of defining electric energy and power consumption by transport at different operating modes are shown. The characteristics of operating modes of mining conveyors are given. The method of demand factor for conveyor transport is specified and enlarged. Generalized dependence of demand factor from belt conveyors load is also presented.

Постановка задачи. Конвейерный транспорт является одним из основных потребителей электроэнергии на угледобывающих предприятиях Украины. Наряду с преимуществами, позволившими конвейеру выполнять функции главного вида шахтного транспорта, существуют и недостатки, к основным из которых относится наличие значительного непроизводительного расхода электроэнергии, вызванного работой конвейера с неполной загрузкой или вхолостую. Поэтому повышение энергоэффективности конвейерного транспорта в первую очередь направлено на уменьшение расходов, связанных с неполной его загрузкой. Для объективной оценки мероприятий регулированию режимов электропотребления, направленных на повышение энергоэффективности, необходимо корректно определять потребляемую конвейером электроэнергию и мощность при различных режимах его работы и загрузки. От точности такой оценки будет зависеть не только необходимость применения тех или иных мероприятий, но и их конечный результат.

Цель. В этой связи целью настоящей работы являются обоснование применения метода, позволяющего с достаточной точностью теоретически определять потребляемую из сети электродвигателем ленточного конвейера электроэнергию и мощность при различных режимах его работы.

Изложение основного материала. Различные режимы работы конвейерного транспорта возникают вследствие неравномерности участковых углеспотоков. В течении добычной смены грузопоток, поступающий на конвейер и определяющий режим его работы, непостоянен и колеблется в значительных пределах. Это отражается на загрузке электродвигателя конвейера, что приводит к изменению тока статора I и коэффициента мощности $\cos\varphi$. Таким образом, каждому режиму работы конвейера будет соответствовать своё значение I и $\cos\varphi$.

Согласно [1], потребляемая из сети мощность электродвигателем конвейера определяется:

$$P_k = \sqrt{3}UI \cos \varphi \cdot 10^{-3}, \text{ кВт}, \quad (1)$$

где I, U – фактическое значение тока (А) и напряжения (В) соответственно данным измерительных приборов;

$\cos \varphi$ – фактический коэффициент мощности двигателя, зависящий от его загрузки.

Данная методика для расчета P_k является достаточно точной, но требует применения измерительных приборов или приборов учёта, что неудобно и затруднительно, а в случае теоретических расчётов просто невозможно.

При изменении загрузки конвейера соответственно будут варьироваться значения I и $\cos \varphi$, что (по (1)) приводит к изменению потребляемой из сети электродвигателем мощности P_k . Поэтому значение последней есть функция поступающего на ленту грузопотока:

$$P_k = f(Q_p), \quad (2)$$

где Q_p – расчетная производительность конвейера при соответствующем режиме работы, т/ч.

В процессе добычи угля конвейерный транспорт шахты по загрузке работает в диапазоне от значения близкого к номинальной производительности $Q_p = Q_n$ до режима работы вхолостую ($Q_p=0$), который возникает при технологических перерывах или авариях очистного оборудования. Охарактеризовать режимы работы конвейерного транспорта по производительности позволяет коэффициент загрузки конвейера $K_{зк}$:

$$K_{зк} = Q_p / Q_n, \quad (3)$$

Учитывая зависимости (2) и (3), нужно отметить, что режим работы конвейера характеризуется соответствующими друг другу значениями P_k и $K_{зк}$, причем P_k принимает значения от близких к номинальному потреблению мощности из сети P_n , до значений, при которых электродвигатель будет потреблять электроэнергию, необходимую на перемещение только тягового органа и преодоления сил сопротивления движению ленты (режим работы вхолостую). Исключить режим холостого хода конвейера – одна из основных задач повышения энергоэффективности шахтного подземного транспорта, решение которой возможно путем регулирования режимов электропотребления для обеспечения номинальной загрузки. Однако для корректной оценки выполнения указанных режимов важно правильно определить потребляемую электродвигателем из сети электроэнергию и мощность для режима холостого хода, номинальной и промежуточных значений загрузки конвейера.

Согласно [2], расчёт электрических нагрузок для низковольтных электроустановок угольных шахт, в том числе и для конвейерного транспорта, выполняется по методу коэффициента спроса K_c , при котором:

$$P_k = K_c P_{уст}, \quad (4)$$

где $P_{уст}$ – установленная мощность электроприемников (сумма номинальных мощностей), кВт.

В методе коэффициента спроса делается попытка распространить эмпирическую формулу на тот случай, когда нагрузка изменяется во времени. Согласно [3], расчёт электрических нагрузок методом коэффициента спроса для электроприёмников с переменным графиком нагрузки не совершенен и требует уточнений и дополнений. Здесь K_c для конвейеров (магистральных и участковых) рекомендуется принимать равным 0,65. В соответствии с [2], значение этой же величины лежит в пределах от 0,55 до 0,7, то есть максимальная потребляемая конвейером мощность при его номинальной загрузке составляет не более 70% от номинальной. В этих значения коэффициента спроса уже заложен запас по мощности применяемого электродвигателя (коэффициент запаса лежит в пределах 1,15-1,25) и усреднённое значение загрузки конвейера, определенное по суточной или годовой производительности. Отсутствие конкретных значений K_c для конвейера при холостом ходе, номинальной загрузке и промежуточных её значениях ограничивает применение данного метода при определении P_k для таких режимов работы конвейерного транспорта.

Проведение мероприятий по регулированию режимов электропотребления конвейерным транспортом потребует разработки режимов его работы, соответствующих новым условиям функционирования (установка аккумулирующих бункеров, повышение загрузки, исключение холостого хода и др.). Такая разработка возможна с использованием аппарата имитационного моделирования работы системы конвейерного транспорта. При моделировании, характеризующимся обработкой большого количества параметров транспортной системы с изменяющимися значениями загрузки в течении различных периодов времени, применение метода коэффициента спроса является наиболее приемлемым с точки зрения простоты и наглядности. Но для того, чтобы обеспечить необходимую для расчётов точность, этот метод требует дополнений и уточнений, определяющих значения K_c для различных режимов работы конвейеров и соответствующих им значений загрузки.

Определить расход электроэнергии конвейерным транспортом с учётом угла наклона выработки, поступающего грузопотока, длины конвейера, можно по методу, изложенному в [4]. Здесь расход электроэнергии одним ленточным конвейером W_k (кВт·ч) определяется:

$$W_k = 0,013L_k\omega\left[Cv_{л}t_p + 0,28Q_p\left(1 \pm \frac{\sin \beta}{\omega}\right)\right], \quad (5)$$

где L_k – длина конвейера, м; ω – коэффициент сопротивления движению: 0,02–0,03 – для стационарных конвейеров; 0,04-0,06 – для конвейеров, установленных в пределах выемочных участков; 0,08-0,12 – для конвейеров работающих в особо тяжёлых условиях; C – масса 1м движущихся частей конвейера, кг/м; t_p – время работы конвейера за расчетный период, ч; β – угол установки конвейера, градус; Q_p – расчётная производительность конвейера за время t_p , т; $v_{л}$ – скорость ленты конвейера, м/с.

Используя (5) и зная t_p , можно найти расход электроэнергии W_k и соответствующее ему значение потребляемой мощности P_k ($P_k = W_k$ при $t_p=1$ ч) для различных значений расчетной производительности конвейера, то есть его загрузки. Необходимо учитывать, что серийно выпускаемый ленточный конвейер имеет электродвигатель определенной мощности, подобранный с достаточным запасом для изменения длины конвейера и угла установки его в наклонной выработке. Поэтому, согласно [5], выбор конвейера должен производиться по графикам зависимости длины от угла установки и производительности ленточных конвейеров, то есть номинальная производительность конвейера Q_n для конкретных условий изменяется и зависит от значения угла β и L_k . Исходя из этого, выполнен расчёт P_k некоторых различных по параметрам ленточных конвейеров по (5), с учётом графика зависимости длины от угла установки и производительности. Определение потребляемой конвейером мощности P_k выполнено для нескольких значений его производительности (от холостого хода до максимальной), после чего в соответствии с (3) и (4) уточнены значения коэффициента спроса для различных режимов.

Таблица 1

Параметры ленточных конвейеров, используемые при расчётах

№, п/п	Суммарная мощность привода, кВт	Максимальная производительность, т/ч	Скорость ленты, м/с	Максимальная возможная конструктивная длина, м	С, кг/м	Ширина ленты, мм
1	200	550	1,6	2000	63,6	1000
2	110	420	2,0	1000	37,5	800
3	500	1250	2,5	1800	119,7	1200

На рис.1 представлены кривые $K_c=f(K_{зк})$, полученные расчетным путем для каждого конвейера табл.1 при изменении его загрузки от $Q_p = 0$ до $Q_p = Q_n$.

Как видно из рис.1, кривые близко расположены и принимают практически одинаковые значения независимо от типа конвейера. Аппроксимируя представленные кривые можно получить обобщенную зависимость K_c от $K_{зк}$ для всех ленточных конвейеров, приведенную на рис.2. Задавая значение $K_{зк}$, характерное тому или иному режиму работы конвейера, по обобщенной кривой определяется K_c , а затем по (4) рассчитывается соответствующая этому режиму потребляемая из сети мощность. Выполненный анализ подтвердил, что если конвейер выбран в соответствии с графиками зависимости длины от угла установки и производительности ленточных конвейеров [5], то подобные кривые рис.1 будут справедливы и для любых допустимых условий их установки.

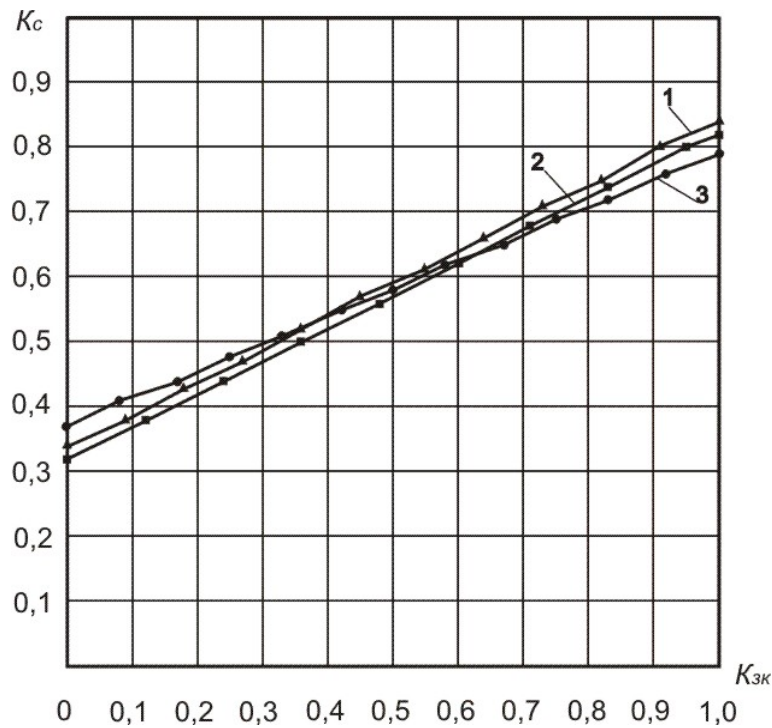


Рис.1. Зависимость $K_c = f(K_{zk})$ для различных ленточных конвейеров угольных шахт

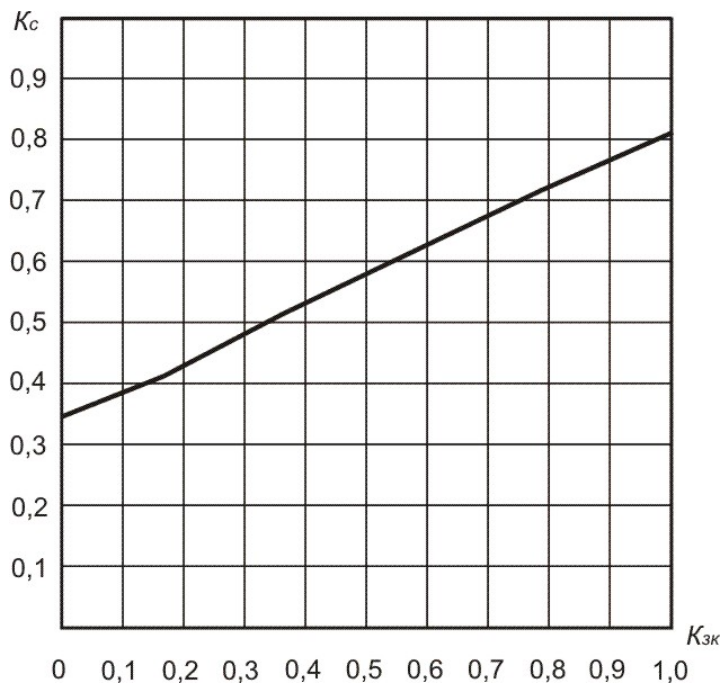


Рис.2. Обобщенная зависимость $K_c = f(K_{zk})$ для шахтных ленточных конвейеров

Анализируя кривую рис.2, можно дать характеристику режимам работы ленточных конвейеров. Режим с номинальной загрузкой характеризуется значениями $K_{zk}=0,9-1,0$ и соответствующими значениями $K_c=0,77-0,82$. В этом режиме потребление электроэнергии из сети будет максимальным, а ее удельный расход (кВт·ч/т) – наименьший по сравнению с другими режимами. Такой ре-

жим работы будет предпочтительным для конвейерного транспорта и должен составлять основу при решении задач по снижению непроизводительного расхода электроэнергии. В режиме холостого хода $K_{зк}=0$, что соответствует $K_c=0,35$. Данный режим характеризуется высоким значением непроизводительного расхода электроэнергии и уменьшение времени работы конвейера в таком режиме – главная задача мероприятий, направленных на повышение энергоэффективности конвейерного транспорта.

Для повышения энергоэффективности конвейерного транспорта необходимо определить оптимальный режим работы конвейерной системы с учётом технологии добычи угля, безопасности и других факторов. Применение предложенной обобщенной кривой позволит теоретическим путём определить потребляемую электродвигателем конвейера из сети электроэнергию и мощность в зависимости от его загрузки. Задавая участковые грузопотоки моделируется множество режимов работы транспортной цепочки с учётом применения угольных аккумулирующих бункеров, число, объем и расположение которых позволят уменьшить удельный расход электроэнергии при передаче груза от добычных участков до приемного устройства угольного подъема. Результаты моделирования помогут определить режим работы конвейерного транспорта, при котором оплата по дифференцированному во времени суток тарифу за потребленную электроэнергию и удельный расход будут наименьшими.

Выводы

1. Определение конкретных значений K_c , соответствующих различным режимам работы конвейера в значительной мере расширяет возможности применения метода коэффициента спроса при моделировании режимов электропотребления конвейерным транспортом угольных шахт.

2. Предложенная обобщенная зависимость $K_c = f(K_{зк})$ для шахтных ленточных конвейеров позволяет просто и с достаточной точностью определить потребляемую мощность, что упрощает решение задач, связанных с повышением энергоэффективности конвейерного транспорта.

Литература

1. Разумный Ю.Т., Заїка В.Т., Степаненко Ю.В. / Энергозбереження: Навч. посібник. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2005. – 166 с.
2. Инструкция по проектированию электроустановок угольных шахт, разрезов, обогатительных и брикетных фабрик / Москва, 1993. – 114 с.
3. Электроснабжение угольных шахт/ Волотковский С.А., Разумный Ю.Т., Пивняк Г.Г. – М.: Недра, 1984. – 376с.
4. Нормирование топливно-энергетических ресурсов и регулирование режимов электропотребления. Сборник инструкций. М.: Недра, 1983. – 224с.
5. Справочник по шахтному транспорту. Справочник/ Э.Я. Базер, А.С. Богомолов, В.П. Гудалов и др. Под ред. Г.Я. Пейсаховича и П.П. Ремизова. – М.: Недра, 1977. – 624 с.

Рекомендована к публикации д.т.н. Выпанасенко С.И.

Поступила в редакцию 20.05.06

ВИКОРИСТАННЯ МЕТОДІВ ШВИДКОГО ПОШУКУ РІШЕННЯ ПРИ ІДЕНТИФІКАЦІЇ ПАРАМЕТРІВ АСИНХРОННИХ ДВИГУНІВ З КОРОТКОЗАМКНЕНИМ РОТОРОМ БЕЗ НАВАНТАЖЕННЯ

Викладено опис використання точних та наближених методів для знаходження оптимального рішення системи нелінійних диференціальних рівнянь, зокрема, генетичного алгоритму та методу покоординатного спуску. Розроблена методика та наведені результати використання обох алгоритмів для ідентифікації параметрів асинхронних двигунів з короткозамкненим ротором в процесі їх випробувань без навантаження.

Изложено описание использования точных и приближенных методов для нахождения оптимального решения системы нелинейных дифференциальных уравнений, в частности, генетического алгоритма и метода покоординатного спуска. Разработана методика и приведены результаты использования обоих алгоритмов для идентификации параметров асинхронных двигателей с короткозамкнутым ротором в процессе их испытаний без нагружения.

The description of exact methods and the methods of approximation for discovering the optimal decision of the non-linear differential equations and genetic algorithm and consecutive coordinate lowering method in particular is worded. The methods and the results of using these two algorithms for the asynchronous motors with the short-circuited rotor parameters identification during the testing without loading are worked out.

Вступ. Аналіз досліджень і публікацій. У відомому [1] методі ідентифікації параметрів асинхронних двигунів (АД) без навантаження в процесі їх прямого пуску знімаються поточні значення фазних струмів та напруг у перехідному процесі. Потім отримані дані відповідним чином фільтруються та зберігаються у дискові файли. Масиви значень у таких файлах налічують від 400 до 4000 дійсних чисел по кожній із фаз. При обробці отриманих даних згідно з [1], прочитані з файлів дані перераховуються в узагальнені часові залежності струму та напруги статора з урахуванням фазового зсуву між фазами двигуна. Потім за допомогою відомої системи рівнянь Парка-Горева з огляду на конструктивні параметри двигуна виконується моделювання його пускового процесу. Невідомими коефіцієнтами у моделі є параметри схеми заміщення (СЗ) асинхронного двигуна, які необхідно ідентифікувати, а результуючою функцією моделювання – залежність струму статора від часу в процесі пуску двигуна.

Цільовою функцією в ході ідентифікації є розбіжність

$$SS = \frac{1}{n} \sqrt{\sum_{k=1}^n [i_{1mod}(t_k) - i_{1real}(t_k)]^2} \rightarrow \min, \quad (1)$$

де n - кількість значень, знятих під час перехідного процесу в реальному двигуні; k - поточний номер значення струму; $i_{1real}(t_k)$ - значення струму статора під час перехідного процесу в реальному двигуні на крокові k ; $i_{1mod}(t_k)$ - те ж саме для перехідного процесу за результатами моделювання з підібраними параметрами.

Поверхня відгуку цільової функції, як показано в [2], має дуже складний вигляд з великою кількістю локальних екстремумів в області, прилеглої до гло-

бального екстремуму. Тому використання градієнтних методів оптимізації, що традиційно використовуються для задач пошуку екстремуму функції багатьох змінних, як і інших ітераційних методів, може призвести до попадання в локальний екстремум або застигання однієї з координат на границі області пошуку. До того ж, існуюча система з 16 диференційних та алгебраїчних рівнянь не дозволяє взяти часткові похідні від цільової функції по координатах, якими є активні та реактивні опори обмоток статора і ротора.

З огляду на зазначене в [1] пропонувалося виконувати ідентифікацію параметрів СЗ методом простого перебору. Такий метод звісно дає точне значення з заданою наперед точністю, але потребує дуже значного обсягу обчислень. Адже при чотирьох координатах і точності розрахунків хоча б 1%, тобто 100 значень по кожній координаті, для пошуку рішення необхідно виконати розрахунок в $100^4 = 10^8$ точках простору координат, у кожній з яких методом Рунге-Кутта 4 порядку розв'язується система із 16 рівнянь на мінімум 400 точках простору часу. Навіть на сучасних ПЕОМ такий розрахунок займає хвилини і навіть десятки хвилин. Це без урахування необхідності обчислення окремо пускових значень параметрів гілки ротора з урахуванням витиснення струму.

В [3] запропоновано альтернативну методику, яка дозволяє обчислювати параметри СЗ на основі різницевих рівнянь в будь-якій точці перехідного процесу пуску, та доведено, що для прийнятної точності їх визначення достатньо 9-10 точок перехідного процесу. При цьому розраховуються як пускові значення параметрів схеми заміщення, так і близькі до номінального режиму. Але, поперше, запропонований метод не значно зменшує кількість розрахунків, оскільки є ітераційним, а по-друге, не дає відповіді – як же визначити той момент, коли параметри СЗ відповідають таким, з якими двигун буде працювати в номінальному режимі.

Постановка задачі. З огляду на все зазначене, актуальною бачиться задача зміни алгоритму роботи програми за рахунок використання методів швидкого пошуку рішення, що призведе до суттєвого зменшення часу на дослідження одного двигуна. Ця необхідність продиктована, насамперед, вимогами виробництва і підвищення вимог до якості виготовленої продукції. Необхідно забезпечити ідентифікацію параметрів кожного з вироблених двигунів, а це – до 100-150 на день. Тобто, обчислення параметрів СЗ та паспортних характеристик АД повинно виконуватися в реальному масштабі часу – поки змінюється двигун на випробувальному стенді, результати випробувань попереднього повинні бути представлені на моніторі та за бажанням збережені в файл чи виведені на друк.

Основний матеріал. Проаналізувавши існуючі алгоритми швидкого пошуку рішення для задач з багатьма параметрами [4, 5], було обрано генетичний алгоритм (ГА) оптимізації для пошуку невідомих параметрів схеми заміщення. В останні роки реалізовано багато генетичних алгоритмів. З цієї причини в даний час під терміном "генетичні алгоритми" ховається не одна модель, а досить широкий клас алгоритмів, часом мало схожих один на одного [5], які споріднені в одному – їх схема побудована на біологічному принципі Дарвіна, природному відборі та мутаціях. Для розглянутої задачі використовувалася схема ГА, що ілюструється блок-схемою на рисунку 1.



Рис. 1. Схема генетичного алгоритму

Тут k - кількість хромосом, або сполучень параметрів схеми заміщення X_1 , X_0 , X'_2 та R'_2 [1], які надалі називаються генами. Значення параметрів – випадкові в області припустимих значень. Після генерації початкового покоління з m хромосом кожна оцінюється на пристосованість по значенню цільової функції (1) при такому сполученні параметрів-генів. Рішення упорядковуються по близькості функції до нуля, і кращі з них отримують пропорційно їх номеру більші шанси на передачу своїх генів наступному поколінню.

Наприклад, $k = 5$, тоді після розрахунку цільової функції для кожної хромосоми і сортування отримаємо якісь рішення

$$SS_1 < SS_2 < SS_3 < SS_4 < SS_5. \quad (2)$$

В кожному сполученні по 4 гени - $X_{1,i}$, $X_{0,i}$, $X'_{2,i}$ та $R'_{2,i}$. Тобто, в наступному поколінні необхідно сформулювати 20 генів. Відповідно до (2), гени кращого рішення залишаються в новому поколінні у кількості

$$G_1 = \frac{k \cdot 100\%}{\sum_{i=1}^k i} \quad (3)$$

відсотків. Гени другого рішення у кількості

$$G_2 = \frac{(k-1) \cdot 100\%}{\sum_{i=1}^k i} \quad (4)$$

відсотків і так далі. Для нашого прикладу з $g = 4$ генами в хромосомі гени з кращої комбінації зустрічатимуться (у відсотках)

$$G_1 = \frac{5 \cdot 100\%}{5 + 4 + 3 + 2 + 1} = 33,3\%$$

$$\text{або у кількості } G_1 = \frac{5 \cdot 4 \cdot 5}{5 + 4 + 3 + 2 + 1} = 6,67 \approx 7 \text{ штук.}$$

Відповідно, гени найгіршого рішення зустрінуться в

$$\text{наступному поколінні } G_5 = \frac{5 \cdot 4 \cdot 1}{5 + 4 + 3 + 2 + 1} = 1,33 \approx 1 \text{ раз.}$$

Відповідна процедура, що виконує описані дії, називається схрещуванням на основі пріоритетів кращих рішень [5]. Але вона не є достатнім інструментом для забезпечення пошуку рішення. Необхідно, щоб на кожному кроці еволюції в генах відбувалися так звані мутації, або незначні відхилення гену нащадка від гену предка. Мутації виконуються аби уникнути ефекту сітки, коли гени з по-

чаткової популяції будуть змішуватись будь-як довго, але всі отриманні рішення будуть точками на вузлах сітки, утвореної генами першої популяції. В запропонованому алгоритмі мутації виконуються наступним чином: вказана дослідником кількість випадково обраних генів нового покоління змінює своє значення випадково в бік зменшення чи збільшення на величину, що дорівнює бажаній точності розрахунків. Тобто, мутації дозволяють реалізувати рухливу сітку у просторі рішень з кроком будь-якої бажаної точності.

Після мутації визначеної кількості генів у новому поколінні оцінюються рішення для кожної з нових хромосом, кращі з яких заміщують гірші хромосоми з минулого покоління і утворюють кінцеве нове покоління. Ступінь заміщення обирається з огляду на характеристику функції, що оптимізується, але в більшості випадків рекомендується замінювати нащадками половину попереднього покоління.

Генетичні алгоритми, як відомо [5], мають гарантовану збіжність при експоненційному зростанні числа поколінь. Але кожне покоління – це час, і якщо намагатися за допомогою генетичного алгоритму знайти рішення, що за точністю відповідало б вимогам до результатів розрахунків, ми втрачаємо можливість досягти головної мети – зменшення витрат часу. Крім того, природа ГА, а саме випадковість багатьох процедур, призводять до того, що для одного АД при повторенні розрахунків параметрів схеми заміщення по експериментальних даних кожного разу будуть отримані різні результати. Великою кількістю поколінь та хромосом у поколінні можна досягти, щоб вони були дуже близькими один до одного, і відповідно, до точного рішення, але це призведе до великих витрат часу на розрахунок. Отже, раціональним є використання ГА для швидкого пошуку області, близької до глобального екстремуму, а потім – використання традиційних методів оптимізації для уточнення значень невідомих.

Серед таких методів, які не потребують взяття часткової похідної від цільової функції по невідомому параметру, можна виділити метод покоординатного спуску [4]. Згідно з ним, всі координати, крім однієї, фіксуються в початковій точці, в той час як ця одна змінюється до тих пір, поки отримане рішення буде кращим, ніж існуюче. Якщо ж такого рішення не може бути отримано, координата фіксується, і виконується пошук по наступній координаті. Координати циклічно перебираються до тих пір, поки з точністю, заданою дослідником, не можна буде знайти жодної зміни координат, які б покращували пошук. Метод покоординатного спуску є ітераційним, а координати початкової точки у просторі рішень для нього випадкові. Тому очікувано, що пошук кінцевого рішення методом покоординатного спуску займе деякий час, але цей час значно менший, ніж за алгоритмом повного перебору, оскільки пошук ми ведемо у невеликій області, прилеглий до точного рішення. Поєднання двох викладених алгоритмів було реалізовано у вигляді програми, інтерфейс головного вікна якої представлений на рисунку 2.

При виконанні досліджень за допомогою неї користувач може вводити і корегувати наступні параметри:

- кількість точок функції опису об'єкту – визначається довжиною даних у файлі з даними про перехідний процес;

- довжина перехідного процесу в секундах (відома за результатами вимірювання);

- кількість пар полюсів двигуна, що досліджується p_f та номінальний струм статора двигуна I_n - згідно з паспортом двигуна;

- активний опір фази статора двигуна R_1 , що визначається попередньо за методикою поділу втрат холостого ходу [1];

- параметри схеми заміщення X_1 , X_0 , X'_2 та R'_2 , згідно з технічною документацією двигуна (очікувані);

- ім'я файлу, в якому містяться поточні значення перехідного процесу струму двигуна під час пуску;

- інтервал пошуку параметрів, у % від очікуваного значення за паспортом двигуна, наприклад, на рис. 1 інтервал складає $\pm 20\%$ від параметрів, введених зліва;

- параметри генетичного алгоритму, а саме кількість хромосом (хромосом) у поколінні, максимальна кількість кроків еволюції та максимальна величина відхилення процедури мутації у відсотках.

Як було зазначено, основною метою при створенні даної методики було скорочення часу розрахунків. Також, з огляду на технічну сторону задачі та випадковий алгоритм, що використовується, необхідно приділити увагу повторюваності результатів досліджень та їх відносній точності. Було виконано відповідний аналіз впливу налаштувань та параметрів ГА на результати роботи програми.

Для визначення оптимальних параметрів генетичного алгоритму з точки зору часу розрахунків, точності та повторюваності їх результатів було проведено математичний експеримент по моделюванню перехідних процесів пуску АД з КЗР з параметрами, взятими у каталозі. Значення струму зберігалися в файли даних, як і в реальному дослідженні [1], після чого, знаючи точні значення, яких потрібно досягти, оцінювалася робота ГА. Результати дослідження наведені в таблиці 1 та на рисунках 3, 4 і 5, де використані наступні позначення: D - відносна (до каталожного значення) ширина області пошуку; m - відсоток хромосом нового покоління, які піддаються мутації; k - кількість хромосом у

Розрахунок параметрів СЗ

Кількість точок функції: 200

Кінцеве значення часу: 0,1

$R_1 =$ 0,526

$p_f =$ 2

$I_n =$ 14,25

$X_1 =$ 0,552

$X'_2 =$ 0,745

$X_0 =$ 88,57

$R'_2 =$ 0,344

Ім'я файлу даних: AK112L2.txt

Створити файл даних

Інтервал пошуку (+/- %): 20

Параметри алгоритму

Кількість хромосом в поколінні: 200

Кількість кроків еволюції: 20

Величина відхилення в мут. (%): 20

Початкове рішення		Покращене рішення	
0,541	0,02	0,544	0,015
0,757	0,016	0,753	0,011
88,924	0,004	88,818	0,003
0,344	0	0,344	0
0,001	0,04	0	0,029

Розрахувати

Рис. 2. Інтерфейс головного вікна програми.

поколінні (величина популяції); n - кількість кроків еволюції, після яких процес розрахунку припиняється; l - кількість точок перехідного процесу, необхідних для обчислення параметрів СЗ; t - час роботи ГА до зупинки; σ - відносна (до середнього значення) дисперсія отриманих результатів параметрів СЗ, за якою оцінюється повторюваність результатів роботи ГА; ss - відносна (до номінального струму статора за каталогом I_{1n}) похибка розрахунків (1).

Таблиця 1.

Вплив на показники якості налагоджувальних генетичного алгоритму.

Кількість точок перехідного процесу				Кількість хромосом у поколінні				Кількість поколінь еволюції			
$D=0,2$	$m=0,2$	$k=200$	$n=20$	$D=0,2$	$l=200$	$m=0,2$	$n=20$	$D=0,2$	$m=0,2$	$l=200$	$k=200$
l	$ss, \%$	$\sigma, \%$	$t, \text{сек}$	k	$ss, \%$	$\sigma, \%$	$t, \text{сек}$	n	$ss, \%$	$\sigma, \%$	$t, \text{сек}$
100	1,7	9,9	1,1	100	4,6	12,6	1,0	5	4,9	13,1	1,1
200	2,2	4,2	3,1	300	1,1	4,3	3,4	10	2,9	8,6	2,2
400	4,8	3,1	8,7	500	1,9	2,6	5,7	20	2,2	4,2	3,1
800	3,6	2,5	24,6	700	1,2	2,2	8,6	30	2,1	3,6	5,9
1500	4,1	2,2	69,6	1000	1,3	1,9	11,1	40	2,0	2,7	7,3
3000	3,8	2	197	2000	1,3	1,2	25,3	50	2,0	2,5	8,1

Наведені в таблиці 1 результати були отримані при незмінності параметрів і налагоджень генетичного алгоритму, крім одного, вплив якого досліджувався. Згідно з класичною теорією планування експерименту, всі незмінні фактори були зафіксовані на рівні середніх значень.

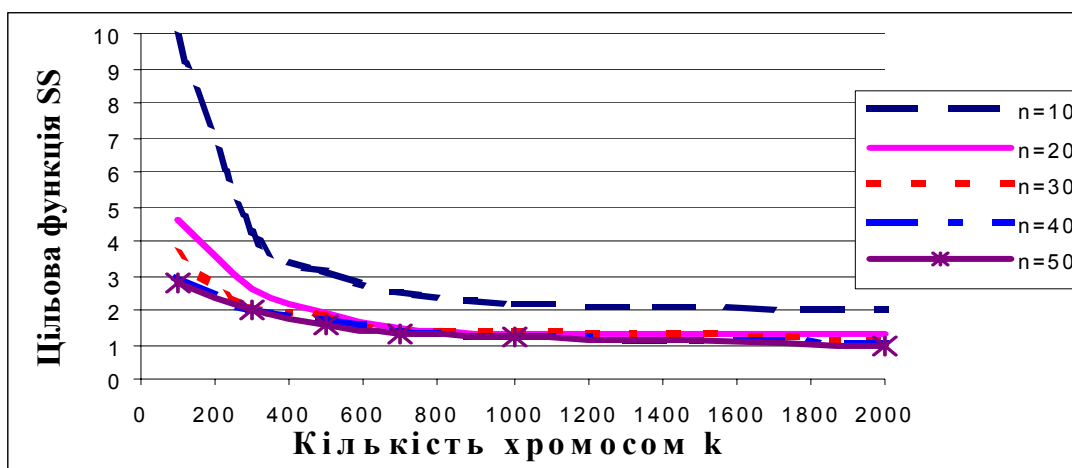


Рис. 3. Залежність цільової функції від кількості хромосом у поколінні m та кількості кроків еволюції k .

Насамперед, було визначено, що найбільший вплив на час розрахунку невідомих параметрів з досліджуваних критеріїв має кількість точок перехідного процесу. В той же час, збільшення кількості точок не призводить до підвищення якості розрахунку, як видно з таблиці 1. Це можна пояснити накопиченням незначних помилок при збільшенні експериментальних точок. Повторюваність зростає з ростом кількості точок, але уже при 200 значеннях струму є прийнятною. Вплив інших параметрів і налагоджень ГА на час перехідного процесу не такий істотний, але значення часу розрахунків $t > 10$ секунд надалі вважаємо

неприйнятним за умов постановки задачі. Таким чином, з табл. 1 можна вивести лише 2 обмеження:

$$200 \leq l \leq 400, \quad k < 1000. \quad (5)$$

При аналізі впливу налагоджень ГА на значення цільової функції (рис. 3) помітно, що найбільший вплив має кількість хромосом у поколінні. При збільшенні початкової популяції в 10 разів з 100 до 1000, наприклад, при 10 поколіннях цільова функція зменшується у 5 разів. Цей ефект менш помітний при збільшенні кількості поколінь, але має місце і при $n = 50$. З рис. 3 також помітно, що значне збільшення поколінь не дає відчутного ефекту, крім переходу від $n = 10$ до $n = 20$. Отже, з точки зору цільової функції, найбільш ефективними для розглянутої задачі є наступні параметри ГА:

$$n \geq 20, \quad k \leq 400. \quad (6)$$

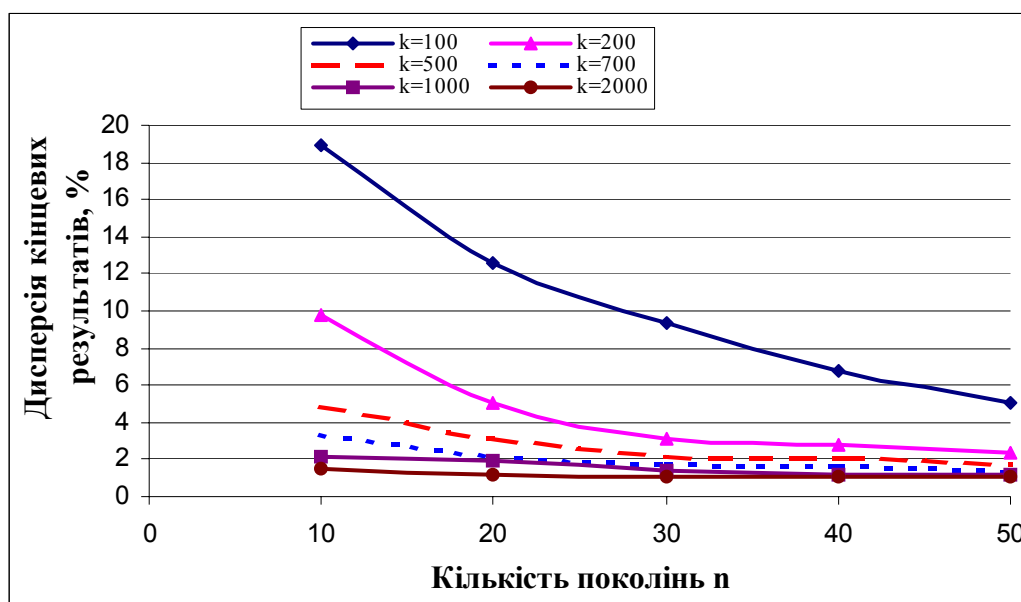


Рис. 4. Вплив на повторюваність результатів кількості поколінь n та кількості хромосом k .

Дисперсія кінцевих результатів (рис. 4) досить суттєво залежить від комбінації кількості поколінь та кількості кроків еволюції. Якщо при $k = 100$ хромосомах дисперсія результатів при повторенні досліджень сягала $\sigma = 12,6\%$, то при $k = 1000$ хромосомах знизилася до $\sigma = 2\%$ на рівні в $n = 20$ поколінь. У той же час при певній кількості хромосом у поколінні, наприклад, $k = 200$, збільшення в 5 разів кількості поколінь з $n = 10$ до $n = 50$ призводить до зменшення відносної дисперсії результатів лише в 2,8 рази, при тому, що час на пошук рішення збільшується в середньому 8 разів (таблиця 1). При більших значеннях k дисперсія взагалі мало залежить від n , але вони неприпустимі за (6), тому надалі вважаємо за оптимальні такі настройки генетичного алгоритму з точки зору повторюваності результатів досліджень:

$$20 \leq n \leq 30, \quad k \geq 200. \quad (7)$$

При аналізі впливу ступеню мутацій на кінцеві результати (рис. 5) було виявлено, що мутації повинні бути присутні у кількості відмінній від нуля. Тобто, коли мутацій немає зовсім, кінцевий результат не може бути знайдений точно, якщо тільки він випадково не випав у вигляді окремих генів якихось хромо-

сом в першому поколінні. Це пояснюється тим, що без мутацій всі наступні покоління – лише лінійна комбінація параметрів у хромосомах попереднього покоління. Поява мутацій величиною хоча б у 5% відразу вдвічі покращує цільову функцію – з 9,7% до 5,6% - та мінімізує випадковість результатів майже до 2% (рис. 5 отриманий при показниках $n = 20$ та $k = 200$). Цікавіше інше – подальше збільшення ступеню мутації, хоча й покращує незначно цільову функцію, але призводить до більш випадкових результатів, що в свою чергу значно збільшує час розрахунків. Таким чином, з огляду на отримані результати, для подальшого дослідження рекомендується

$$0 < m \leq 20\%. \quad (8)$$

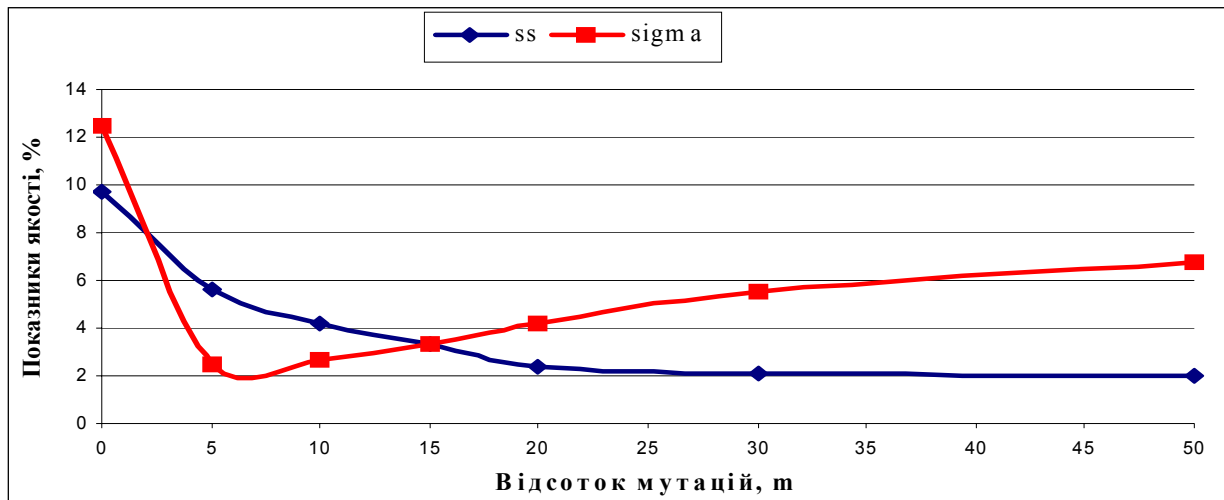


Рис. 5. Вплив мутацій на показники якості генетичного алгоритму: відносну похибку результатів SS та відносну дисперсію σ їх повторюваності.

В ході аналізу було розглянуто чотири фактори, які задаються при випробуваннях і їх вплив на результати роботи програми. Серед критеріїв, за якими оцінювалася якість отриманих результатів, найголовнішим є час випробувань. Зменшення часу випробувань – головна задача даної роботи, яка дозволяє випробовувати кожен з АД, що виробляється і тим самим зменшити витрати, пов'язані з ремонтом двигунів, що не відповідають закладеним при виробництві технічним вимогам. Меншим пріоритет мають критерії повторюваності результатів та точності визначення параметрів. Виходячи з перелічених пріоритетів критеріїв, надалі приймаємо рекомендованими для роботи методики наступні налагодження:

- кількість точок перехідного процесу за (5) – $200 \leq l \leq 400$;
- кількість хромосом у поколінні за (5)-(7) – $200 \leq k \leq 400$;
- кількість кроків еволюції (поколінь) за (6) та (7) – $20 \leq n \leq 30$;
- відсоток мутацій у поколінні за (8) – $0 < m \leq 20\%$.

Для компенсації похибки визначення параметрів СЗ АД використовуємо надалі один з найпростіших методів безумовної оптимізації – метод покоординатного спуску, який легко алгоритмізується. Тобто, коли ГА знаходить точку, яка досить наближена до оптимального рішення, приймається припущення, що в цій області існує тільки один оптимум, і цей оптимум локалізується покоординатно.

Для перевірки викладених теоретичних засад були проведені ряд експериментів за даними з [1] по обробці результатів випробування реальних АД з КЗР на виробництві. Результати цих випробувань наведені в таблиці 2. У таблиці вказані параметри СЗ, отримані за результатами проведення приймально-здавальних випробувань у повному обсязі з використанням навантажувальної машини та побудовою кругової діаграми (колонка "м 1"). Також для порівняння наводяться величини, які були знайдені при використанні попередньої методики [1] (колонка "м 2") та параметри схеми заміщення, які винаходилися в ході дослідження за викладеною методикою (колонка "м 3").

Таблиця 2.

Експериментальна перевірка методу швидкого пошуку параметрів двигунів

Серія та номер двигуна	Параметри СЗ	"м 1"	"м 2"	$\delta_{1-2}, \%$	"м 3"	$\delta_{1-3}, \%$	$\delta_{2-3}, \%$
AK112L2 №010873	$X_I, Ом$	0,511	0,552	8,02	0,543	6,26	1,63
	$X'_2, Ом$	0,745	0,745	0,00	0,754	1,21	1,21
	$X_0, Ом$	89,15	88,57	0,65	88,924	0,25	0,40
	$R'_2, Ом$	0,325	0,344	5,85	0,344	5,85	0,00
AK112L2 №010912	$X_I, Ом$	0,561	0,552	1,60	0,526	6,24	4,71
	$X'_2, Ом$	0,762	0,745	2,23	0,772	1,31	3,62
	$X_0, Ом$	94,49	91,63	3,03	89,797	4,97	2,00
	$R'_2, Ом$	0,324	0,307	5,25	0,308	4,94	0,33
AMA100L4Y3 №019612	$X_I, Ом$	1,249	1,255	0,48	1,23	1,52	1,99
	$X'_2, Ом$	1,618	1,612	0,37	1,638	1,24	1,61
	$X_0, Ом$	75,77	78,54	3,66	78,854	4,07	0,40
	$R'_2, Ом$	0,566	0,574	1,41	0,574	1,41	0,00
AMA100L4Y3 №019610	$X_I, Ом$	1,228	1,232	0,33	1,257	2,36	2,03
	$X'_2, Ом$	1,676	1,659	1,01	1,632	2,63	1,63
	$X_0, Ом$	70,07	78,14	11,52	77,515	10,63	0,80
	$R'_2, Ом$	0,601	0,59	1,83	0,59	1,83	0,00

У таблицях також наведені відносні відхилення δ_{i-j} у відсотках для порівняння даних, що отримані в результаті розрахунку по різних методикам. Величина δ_{i-j} знаходиться за виразом

$$\delta = |x_i - x_j| / x_i, \quad (9)$$

де x_1 - значення параметру, визначене за базовою методикою; x_j - значення того ж параметру, отримане при розрахунках за методикою, що порівнюється; i, j - номери методик, відповідно: 1 – з побудовою кругової діаграми, 2 – методика перебору, 3 – методика швидкого пошуку.

Висновки. Аналізуючи отримані результати, можна зауважити, що знайдені значення практично співпадають зі значеннями, отриманими методом прямого перебору і значно відрізняються від результатів розрахунків за методикою приймально-здавальних випробувань. Це обумовлено тим, що розрахунки двома математичними методами ведуться по одних даних перехідного процесу.

Слід також відзначити інколи вищу точність методики з використанням генетичного алгоритму у порівнянні з методом прямого перебору. Це поясню-

ється тим, що крок по кожній з координат в методі перебору – річ незмінна. Чим він менший, тим точніше розрахунок, але зменшення кроку призводить до експоненційного збільшення часу розрахунків. В генетичному ж алгоритмі простір параметрів не дискретний, тому отримане значення може нескінченно наближатися до дійсної величини невідомого параметра.

Отримані результати не є кінцевими. ГА лише знаходить область глобального екстремуму, далі розрахунок виконується безумовним методом покоординатного спуску. При цьому, в останньому методі можна задати величину кроку по координатах, порівняну з класом точності лабораторних приладів 0,1-0,5% від номіналу очікуваної величини. Це дозволяє при поєднанні нечіткого методу ГА та методу безумовної оптимізації визначати параметри СЗ з будь-якою точністю. Взагалі, надалі можна вважати, що похибка у визначенні параметрів СЗ АД з КЗР за викладеним методом обумовлена тільки недоліками вимірювання та первинної обробки даних. Якщо винайти спосіб більш точного і захищеного від випадкових значень зняття пускових струмів статора, можна говорити про припустимість використання даної методики в якості прийнятно-здавальної при масовому випробуванні двигунів у ремонті та виробництві. Похибки розрахунків можна звести до величин, що регламентуються діючими ДСТУ на результати випробувань АД з КЗР.

Головним результатом виконаних досліджень, що має суттєвий практичний ефект, є значне скорочення часу дослідження одного двигуна за рахунок зменшення кількості і часу обчислень. Фактично, розрахунок параметрів СЗ при рекомендованих налагодженнях ГА виконується в реальному масштабі часу, що дозволяє скоротити сумарний час перебування одного двигуна на випробувальному стенді до кількох хвилин. З урахуванням реальних обсягів виробництва за зміну АД чи їх ремонту на підприємствах Дніпропетровська це дозволяє випробувати кожен двигун, що виходить з виробництва чи ремонту. Застосування подібної перевірки на кожному з двигунів значно підвищить якість кінцевої продукції, суттєво зменшить витрати підприємств, пов'язані із повторною переробкою браку, та відмовами неперевіраних двигунів у замовника.

Література

1. Желдак Т.А. Ідентифікація параметрів асинхронних двигунів з короткозамкненим ротором без навантаження в складі автоматизованого комплексу. Дис... канд. техн. наук: 05.09.03. - Дніпропетровськ, 2002. - 194 с.
2. Бешта О.С., Воробйов О.А., Балахонцев О.В., Худолій С.С. Дослідження поверхні відклику квадратичного критерію якості для процесу пуску асинхронного двигуна // Вісник ХДПУ "Проблеми автоматизованого електропривода. Теорія і практика". - Харків, Основа. - 2001. – Вип. 10. - с. 62-64.
3. Бешта О.С. Ідентифікація параметрів електроприводів в задачах енерго- і ресурсозбереження (розвиток теорії, розробка і впровадження): Дис. ... д-ра техн. наук: 05.09.03. – Дніпропетровськ, 2001. – 344 с.
4. Амосов А.А., Дубянский Ю.А., Копченкова Н.В. Вычислительные методы для инженеров: Учеб. пособие. — М.: Высшая школа, 1994. — 544 с: ил..
5. Джонс М.Т. Программирование искусственного интеллекта в приложениях / М. Тим Джонс; Пер. с англ. Осипов А.И. – М.: ДМК Пресс, 2004. – 312 с.: ил.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Слесаревым В.В.
Поступила в редакцию 22.11.05*

ИССЛЕДОВАНИЕ ЯВЛЕНИЯ ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО РЕЗОНАНСА КАК ФАКТОРА ВОЗБУЖДЕНИЯ КОЛЕБАНИЙ РУДНОЙ НАГРУЗКИ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

Приведены результаты исследований явления параметрического резонанса для барабанной мельницы.

Надані результати досліджень явища параметричного резонансу для барабанного подрібнювача.

The results of the study of the parametric resonance of the drum mill are brought.

Введение. Современные барабанные мельницы являются наиболее распространенными агрегатами для измельчения сырья в горнорудной промышленности.

Исследование характера движения шаровой и рудной нагрузки во вращающемся барабане мельницы имеет большое значение для теории и практики измельчения, руд перед обогащением. Эти задачи связаны с определением зон и областей наиболее интенсивной работы диссипативных сил, в которых преимущественно происходит разрушение материала; расчетом разгрузочных и загрузочных устройств; рациональным профилированием футеровки; выбором оптимальных технологических режимов работы мельницы и т.д. [1].

В этой связи, изучение процессов, происходящих с внутримельничной загрузкой, представляют значительный интерес с теоретической и прикладной точки зрения.

Предполагается, что свободное движение внутримельничной нагрузки во вращающемся барабане мельницы описывается уравнением [2]:

$$\ddot{\theta} - f\dot{\theta}^2 + \omega_0^2 \sin(\theta - \arctg(f)) = 0 \quad (1)$$

В системе (1):

θ - угол отклонения центра тяжести от вертикальной оси, рад.;

f – коэффициент трения;

g – ускорение свободного падения;

R – радиус барабана мельницы, м.

При этом частота колебаний системы может быть приближенно оценена по формуле:

$$\omega_0^2 = \frac{g}{R} \sqrt{1 + f^2} \quad (2)$$

Как следует из уравнения (1), характер движения материала не зависит от его массы, а определяется радиусом барабана мельницы R и коэффициентом трения f .

Исследовав систему (1), в зависимости от коэффициента трения f , было получено следующее нелинейное дифференциальное уравнение [3]:

$$\ddot{\theta} - f\dot{\theta}^2 \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) + \frac{g}{R} \cdot \sin(\theta) - \frac{fg}{R} \cdot \cos \theta \cdot \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) = 0 \quad (3)$$

Целью данной работы является исследование влияния параметра R (радиус вращения нагрузки) на колебательные процессы в системе (3) и нахождение областей параметрического резонанса.

Выполнение исследований. Одним из наиболее вероятных механизмов возбуждения колебаний нагрузочного момента привода мельницы, являются колебания внутренних слоев нагрузки барабана, вызванные периодическим изменением радиуса вращения [4].

За счет наносности барабана, т.е. несовпадения его геометрической оси с осью вращения, параметр R (радиус вращения нагрузки) будет изменяться по закону:

$$R = R_0 + r \cdot \sin(\omega \cdot t) \quad (4)$$

R_0 – средний радиус вращения, м.;

r – малый радиус, м.;

ω – частота изменения параметра R , кратная частоте вращения барабана, рад/с.

Из классической литературы [5] известно, что параметрический резонанс в системе (3) возможен, если отношения частот $2\omega_0 / \omega \approx n$, где $n=1,2,3\dots$

При этом ширина областей резонанса будет интенсивно определяться значениями n и r .

Наглядно расположения областей параметрического резонанса демонстрируются диаграммами Айнса-Стретта для управления Матье, которые структурно близко к уравнению (1).

При наличии диссипации в системе (3) имеем:

$$\ddot{\theta} - f\dot{\theta}^2 \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) + \rho\dot{\theta} + \frac{g}{R} \cdot \sin(\theta) - \frac{fg}{R} \cdot \cos \theta \cdot \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) = 0, \quad (5)$$

области возникновения резонанса сужаются и он возможен при малых значениях n и больших r .

Если диссипация нелинейная и ρ возрастает с увеличением θ , то в системе при параметрическом резонансе устанавливаются колебания с определенной амплитудой.

Выполнить анализ исследования системы (5) сложно, поскольку с учетом (4) получим выражение:

$$\ddot{\theta} - f\dot{\theta}^2 \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) + \rho\dot{\theta} + \frac{g}{R_0 + r \cdot \sin(\omega \cdot t)} \cdot \sin(\theta) - \frac{fg}{R_0 + r \cdot \sin(\omega \cdot t)} \cdot \cos \theta \cdot \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) = 0, \quad (6)$$

которое неразрешимо аналитически. Поэтому исследование (6) выполнялось с помощью ПК.

Для этого выражение (6) было приведено к виду:

$$\begin{cases} \ddot{\theta} = F(\theta, \dot{\theta}) \\ F(\theta, \dot{\theta}) = f\dot{\theta}^2 \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) - \rho\dot{\theta} - \frac{g}{R} \cdot \sin(\theta) + \frac{fg}{R} \cdot \cos \theta \cdot \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) \\ R = R_0 + r \cdot \sin(\omega \cdot t) \end{cases} \quad (7)$$

Параметры системы (7) являются:

θ – угол отклонения центра тяжести от вертикальной оси, рад;

f – коэффициент трения;

g – ускорение свободного падения;

R_0 – средний радиус вращения (определяет собственную частоту колебаний системы), м.;

r – амплитуда изменения радиуса вращения, м.;

ω – частота изменения радиуса, рад/с.;

ρ – коэффициент демпфирования.

Для расчетов процессов системы (7) была составлена программа, которая для определенных значений параметров системы (7) и начальных условий $\theta(0)$ и $\dot{\theta}(0)$ позволяет рассчитывать процессы $\theta(t)$ и $\dot{\theta}(t)$.

При выполнении расчетов константами были следующие данные: радиус вращения нагрузки $R = 2,2$ м.; частота вращения барабана $\omega = 1,73$ рад/с.; коэффициент трения $f = 0,8$; начальные условия $\theta(0) = 0,5$ рад; $\dot{\theta}(0) = 0$ рад.

Для исследования явления параметрического резонанса в системе (7) были проведены несколько этапов расчета, по каждому из которых были сделаны определенные выводы.

На первом этапе расчеты выполнялись при введении в систему нелинейной диссипации, когда необратимые потери энергии возрастают пропорционально скорости изменения угла θ , т.е. $\rho = 0,01 \text{ с}^{-1}$. В этом случае в системе возникают установившиеся колебания с определенной амплитудой. На рис. 1 представлена зависимость амплитуды установившихся колебаний $A(\theta)$ от параметра r .

Анализируя график рис.1 можно сделать вывод о том, что с ростом значения малого радиуса вращения и наличии нелинейной диссипации в системе (7), амплитуда колебаний рудной нагрузки увеличивается. Следовательно, в системе (7) возможны параметрические возбуждения колебаний при определенных значениях параметра r .

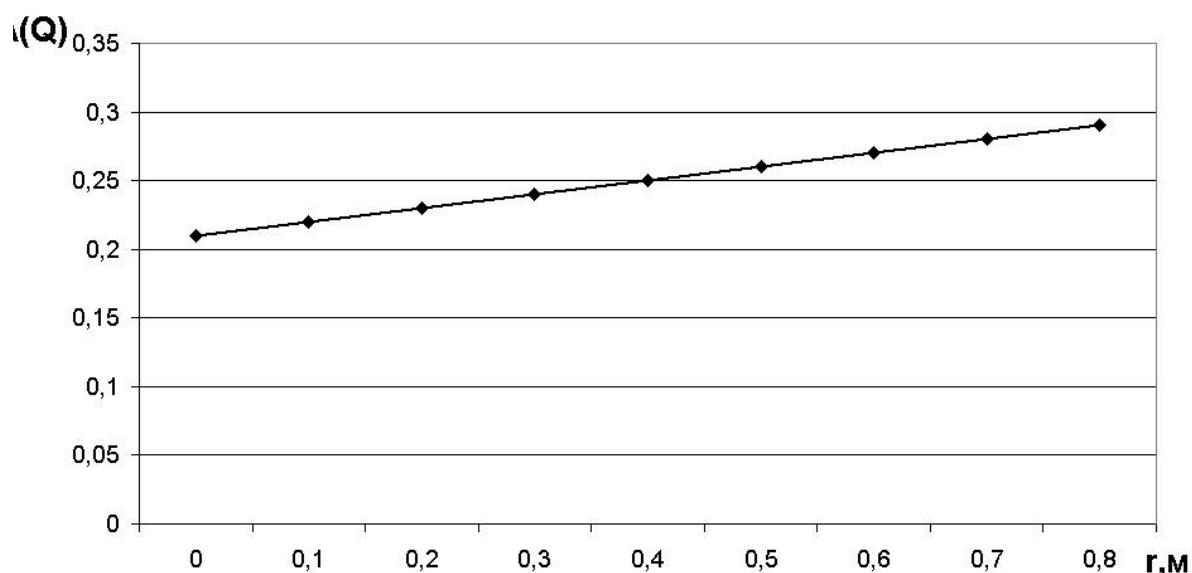


Рис. 1. Зависимость амплитуды установившихся колебаний $A(\theta)$ от малого радиуса r для мельницы МРГ- 40000×7500.

На втором этапе проводились исследования областей возникновения параметрического резонанса в системе (7). На рисунке 2 представлена зависимость амплитуды установившихся колебаний $A(\theta)$ от отношения частот $2\omega_0 / \omega$. Далее, на рисунке 3 представлена зависимость амплитуды колебаний $A(\theta)$ от среднего радиуса вращения нагрузки R_0 . Расчеты проводились при значениях параметров $r = 0,1$ м., $\rho = 0,01$ с⁻¹ и изменяющимся R_0 .

Анализируя график рис.2 и рис.3 можно сделать вывод о том, что существует определенный диапазон значений параметров r и R_0 , при которых в рассматриваемой системе (7) возникает параметрический резонанс.

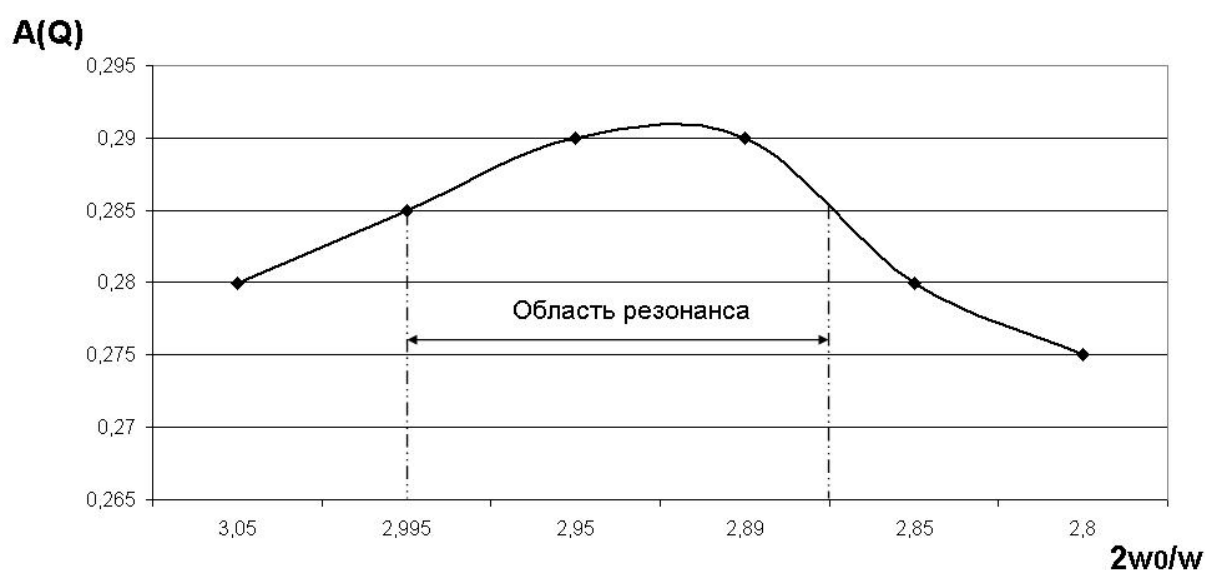


Рис. 2. Зависимость амплитуды установившихся колебаний $A(\theta)$ от отношения частот $2\omega_0 / \omega$ для мельницы МРГ- 40000×7500.

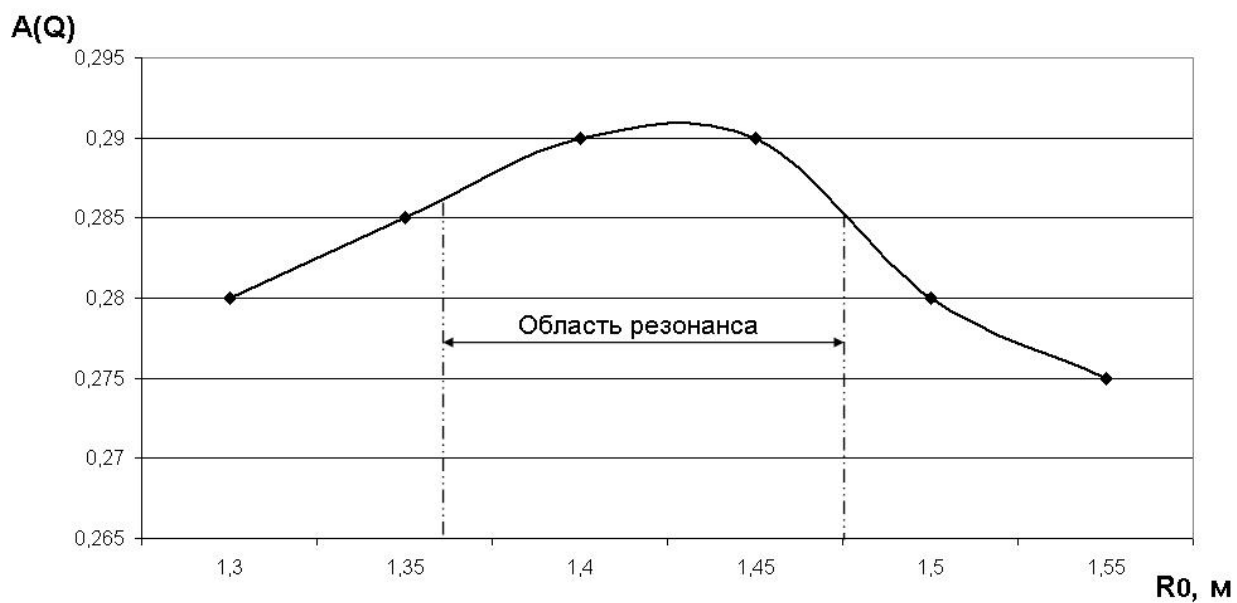


Рис. 3. Зависимость амплитуды установившихся колебаний $A(\theta)$ от среднего радиуса вращения нагрузки R_0 мельницы МРГ- 40000×7500.

На рисунке 4 представлен график переходного процесса для заданных значений параметров.

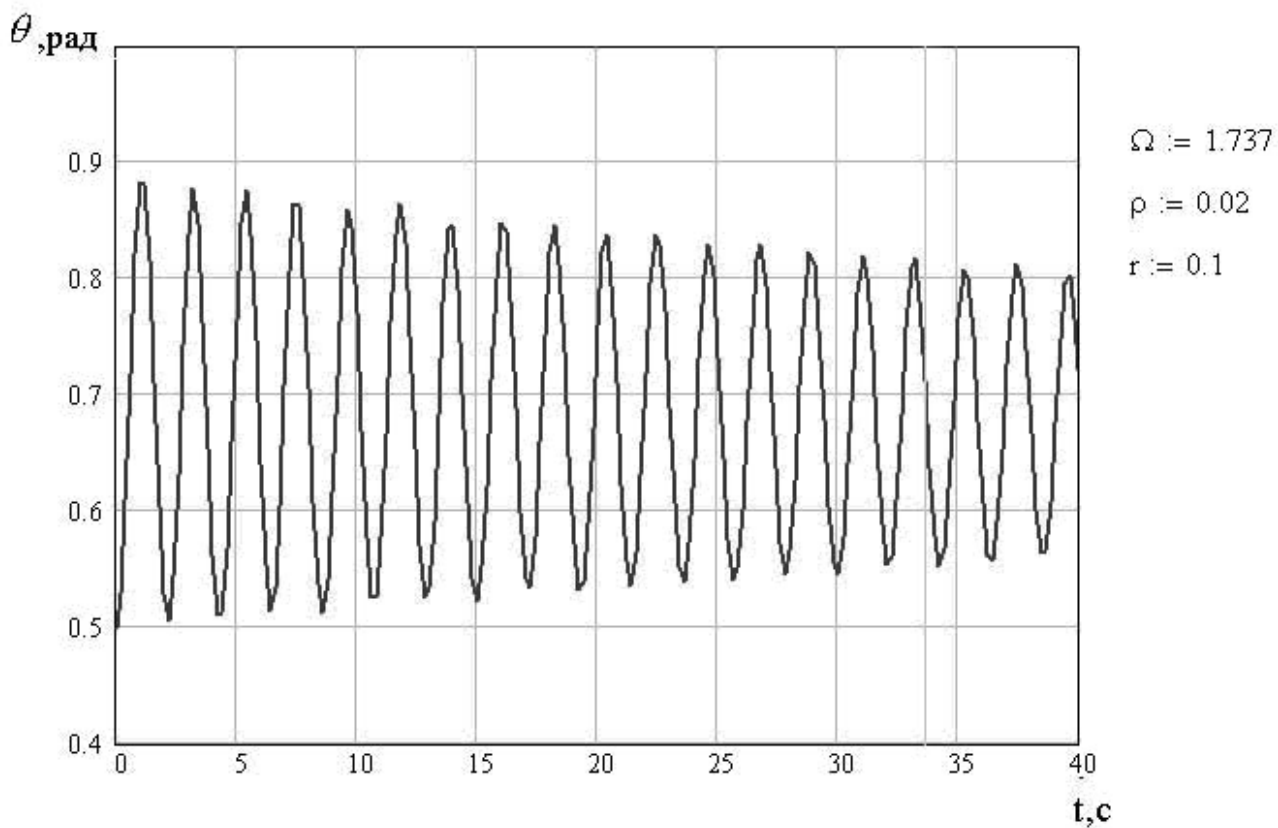


Рис. 4. Решение уравнения (7) численным методом для мельницы МРГ- 40000×7500.

Выводы. В рассмотренной механической системе (7), которая описывает движение материала в барабанной мельнице, при определенных значениях параметров малого радиуса вращения и коэффициента демпфирования возникают параметрические возбуждения колебаний.

Дальнейший интерес представляет исследование возможности усиления явления параметрического резонанса в системе (7), т.е. расширения областей его возникновения или увеличения амплитуды установившихся колебаний при нелинейной диссипации.

Литература

1. Сокур Н.И., Потураев В.Н., Бабец Е.К., Дробление и измельчение руд.- Кривой рог: «ВЭЖА», 2000 – 290 с.; ил.
2. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы/Под. ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского.- 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1982. -366с.
3. Новицкий И. В., Шевченко Ю. А. Моделирование процесса возникновения колебаний рудной нагрузки барабанных мельниц. Сб. научн. трудов НГУ. Дн-ск. – 2005. – № 22. – С. 108-113.
4. Марюта А.Н. Теория моделирования колебаний рабочих органов механизмов и ее положения. 1991 г.
5. Каударер Г. Нелинейная механика. – М.: Изд. иностр. лит. , 1961. – 386 с.
6. Коротич В.И. Теоретические основы окомкования железорудных материалов. – М.: Металлургия, 1966. – 122с.
7. Інтенсифікація процесів подрібнення та вплив електродинамічних чинників / Г.Г. Півняк, В.І. Кириченко, В.В. Кириченко та ін. //Доп. НАН України. Сер. Енергетика. – 2000. – 12. – С. 112-118.
8. Новицкий И.В. Автоматическая оптимизация процессов самоизмельчения руд в барабанных мельниках: Днепропетровск: Системные технологии, 2000 – 195с.
9. Технологічні розрахунки показників збагачення корисних копалин: Навч. Посібник / І.К. Младецький, П.І. Пілов. – Дніпропетровськ: НГУ, 2005 - 156 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Слесаревым В.В.
Поступила в редакцию 24.04.06*

УДК 621.695:622.276

© Е.А. Кириченко, В.В. Евтеев, В.Г. Шворак, А.В. Романюков

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ КОЛЕБАНИЙ ТРАНСПОРТНОГО ТРУБОПРОВОДА ЭРЛИФТНОГО ГИДРОПОДЪЕМА ПРИ МОРСКОМ ВОЛНЕНИИ

Сформулирована начально-граничная задача, в рамках которой выполнены расчеты по определению собственных частот и параметров напряженно-деформированного состояния транспортного трубопровода глубоководного эрлифтного гидроподъема во время вертикальных колебаний при морском волнении. Приведенные результаты исследования служат исходными данными при обосновании параметров глубоководных гидроподъемов.

Сформульована початково-гранична задача, в рамках якої виконані розрахунки з визначення власних частот і параметрів напружено-деформованого стану транспортного трубопроводу глибоководного ерліфтного гідропідйому під час вертикальних коливань при морському хвилюванні. Приведені результати дослідження служать початковими даними при обґрунтуванні параметрів глибоководних гідропідйомів.

The initial-boundary task is formulated, within the framework of which one the calculations on determination of own frequencies and parameters of tensely-deformed state of the transport pipeline of an deep-water airlift hydraulic hoisting are executed during vertical oscillations at marine agitation. The reduced results of research serve by basic data at the substantiation of parameters of deep-water hydraulic hoisting.

Современный этап развития отечественной экономики характеризуется дефицитом некоторых цветных металлов, добываемых из континентальных месторождений. В то же время, в глубинах Мирового океана обнаружены значительные по объему залежи полиметаллических руд, а также месторождения нефти и газа. Национальная программа исследований и освоения ресурсов Азово-Черноморского бассейна, других районов Мирового океана определяет освоение этих месторождений как важнейшую задачу экономики Украины.

Данная статья посвящена актуальной проблеме, заключающейся в разработке научно обоснованного метода расчета параметров глибоководного гидроподъема, учитывающего специфику новой области применения эрлифтов.

Разнообразие методов расчета эрлифтов можно объяснить применением этих установок в различных областях народного хозяйства. В основном расчетные методики носят прикладной характер, базируются на использовании эмпирических коэффициентов и поэтому применимы лишь для ограниченных условий.

Так, предложенный В.Г. Гейером и Н.Г. Логвиновым расчетный метод [3], основывается на использовании безразмерных расходных характеристик и применим для эрлифтов с короткими подводными трубами, сопротивление которых не оказывает существенного влияния на параметры рабочих режимов установок. Б.А. Белов предложил метод для расчета эрлифтных буровых снарядов с гибкой подъемной трубой [2]. Разработанный метод ориентирован для определения параметров установок при бурении скважин на шельфе и не может быть использован для глибоководных гидроподъемов.

Наиболее существенные результаты по расчету параметров глибоководных эрлифтов получены в Донецком техническом университете [1, 4, 7] с использованием нового критерия подобия α_d – относительного динамического погружения смесителя. Так в работе Б.И. Адамова [1] обосновывается целесообразность применения односмесительного эрлифта при $\alpha_d = 0,675$, что, по мнению автора, соответствует максимальному значению к.п.д. установок. Результаты исследований, выполненных Н.И. Скорыниным [7], говорят о преимуществе многосмесительной конструкции эрлифтов, однако предложенная методика позволяет определить только одну точку на расходной характеристике гидроподъема, соответствующую экономичному режиму работы установки. В работе [4] А.В. Игнатов приходит к выводу о том, что при всех сочетаниях подводящей трубы и твердых частиц, а также их плотности существует минимум удельных энерго-

затрат, соответствующий оптимальному значению объемной консистенции пульпы, равному 0,06.

Кроме вышеуказанных, широкое распространение получили методы М. Вебера, Г. Грабова, Х. Безе, Г. Клаусса, Уэки-Сиро, Хазитеодороу, Полярского, использующие различной сложности уравнения гидродинамики многофазных смесей.

Следует отметить, что все известные методы справедливы для расчета параметров эрлифтного течения в случае неподвижного прямолинейного трубопровода, в то время как в реальных морских условиях транспортный трубопровод принимает изогнутую деформированную форму в толще воды, а также испытывает вертикальные колебания вследствие волновой качки. В данной работе предпринята попытка частично восполнить этот пробел.

Целью данной статьи является определение параметров вертикальных колебаний эрлифтного трубопровода и расчет его напряженно-деформированного состояния под действием волновых нагрузок.

Для достижения поставленной цели на основе разработанных методик и их программно-алгоритмического обеспечения [5] были выполнены расчеты по определению собственных частот и параметров напряженно-деформированного состояния добычного трубопровода при вертикальных колебаниях.

Разработанные методики расчета собственных значений заключается в использовании передаточных матриц, аналогично импедансному методу в теории электрических колебаний и колебаний жидкости в пневмогидросистемах.

Транспортный трубопровод представляет собой ступенчатую трубную конструкцию, состоящую из нескольких секций труб различного типоразмера. Кроме того, по высоте подъемного трубопровода расположены значительные сосредоточенные массы различного функционального предназначения.

Для расчетов использовались исходные данные по определению динамики и прочности трубного става для базового варианта трубной системы подъема производительностью 100000 тонн в год по сухому сырью с глубины 6000 м.

Кроме того, были выполнены некоторые параметрические расчетные исследования для става различной длины (длина варьировалась в диапазоне от $L = 1000$ м. до $L = 6000$ м. с шагом в 1000 м., L – длина трубопровода) при заданных колебаниях его коренного конца, которые возникают при качке судна на волнах различной бальности. При этом бальность волн рассматривалась в диапазоне от 0 до 9 единиц, амплитуда вертикальных перемещений коренного конца трубопровода изменялась от 0,03 до 10 м. с частотой качки от 1,4 до 0,5 с⁻¹.

При расчете вертикальных колебаний трубного става влияние наличия сосредоточенных масс в точках $x = x_i$ учитывалось с помощью условий сопряжений:

$$u_{i+1}(x_i, t) - u_i(x_i, t) = 0; \quad (1)$$

$$EF_i(x_i) \frac{\partial u_{i+1}(x_i, t)}{\partial x} - EF_i(x_i) \frac{\partial u_i(x_i, t)}{\partial x} - M_i \frac{\partial^2 u_i(x_i, t)}{\partial t^2} = 0, \quad (2)$$

где u – вертикальное смещение; x – вертикальная координата, направленная вертикально вниз; t – время; E – модуль Юнга; F – площадь поперечного сечения трубопровода по металлу.

Первое условие определяет равенство продольных смещений в точках сопряжений соседних участков трубопровода; второе – равенство осевых сил с учетом сил инерции массы M_i .

В местах изменения диаметров участков става второе условие сопряжения записывалось в виде:

$$EF_{i+1}(x_i) \frac{\partial u_{i+1}(x_i, t)}{\partial x} = EF_i(x_i) \frac{\partial u_i(x, t)}{\partial x}. \quad (3)$$

Для формулировки граничных условий было принято, что коренной конец трубопровода жестко связан с массой подъемно-спускового механизма – $M_{н.с.м.}$, которая соединена с судном посредством демпфера, а ходовой конец трубопровода жестко связан с массой технологической платформы – $M_{пл.}$. При этом внутреннее продольное усилие в нижнем сечении трубопровода уравнивается силой инерции массы платформы, так что граничное условие при $x = L$ запишется в виде:

$$EF \frac{\partial u(L, t)}{\partial x} - M_{пл} \frac{\partial^2 u(L, t)}{\partial t^2} = 0, \quad (4)$$

В верхнем сечении трубопровода внутреннее усилие уравнивается силой инерции сосредоточенной массы $M_{н.с.м.}$ и реакциями демпфирования компенсатора волновой качки и упругой заделки, так что граничное условие при $x = 0$ имеет вид:

$$EF \frac{\partial u(x, t)}{\partial x} = -M_{н.с.м.} \frac{\partial^2 u(x, t)}{\partial t^2} - k \frac{\partial u(x, t)}{\partial x} - k_1(u(x, t) + A \sin \omega t), \quad (5)$$

где k и k_1 соответственно коэффициенты демпфирования и жесткости компенсатора; A , ω – амплитуда и частота морских волн.

Начальные условия, т.е. закон смещения сечений става в начальный момент времени $t = 0$, и начальная скорость задавались в виде:

$$u(x, 0) = u_0(x), \quad \frac{\partial u(x, 0)}{\partial t} = 0, \quad (6)$$

где $u_0(x)$ – смещение сечений, соответствующее вертикальному равновесному состоянию.

При расчете собственных вертикальных колебаний амплитуда морских волн полагалась равной нулю, а нижнему сечению (ходовому концу) давалось приращение $u_L = 3$ м. при нулевой начальной скорости.

В результате расчетов были определены первые три собственные частоты продольных колебаний трубного става:

$$\omega_1 = 0,537 \text{ сек} ; \omega_2 = 1,864 \text{ сек} ; \omega_3 = 3,322 \text{ сек} .$$

Информация по частотному спектру необходима для отстройки от резонансных режимов при различных силовых и кинематических параметрах возбуждения.

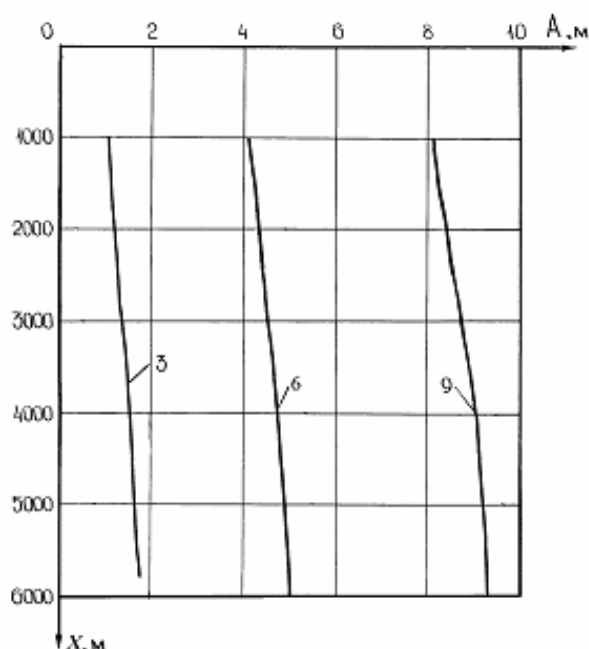


Рис. 1. Зависимость амплитуды вертикальных колебаний ходового конца добычного трубопровода от его длины при различной бальности поверхности моря

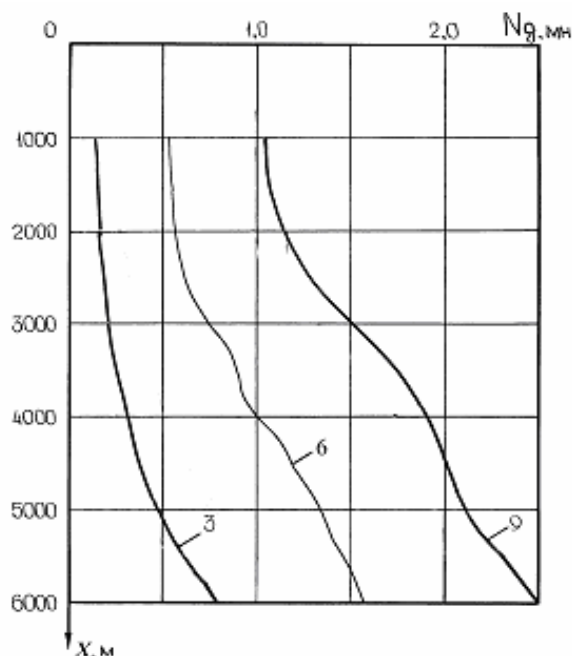


Рис. 2. Зависимость амплитуды динамической составляющей нормального усилия на коренном конце от длины става при вертикальных колебаниях различной бальности

Результаты расчета параметров вертикальных колебаний представлены на графиках рис. 1-4. Именно, на рис. 1 показана амплитуда ходового конца при варьировании длины трубопровода для волнения моря 3, 6 и 9 баллов, что соответствует номеру кривой на графике. Как видно, с возрастанием длины конструкции амплитуда колебаний ходового конца монотонно возрастает почти по линейной зависимости.

Как оказалось, наиболее значительную динамическую добавку к статическому напряженному состоянию вносят вертикальные колебания [6].

В результате расчетов установлено, что максимальные значения нормальных усилий в поперечных сечениях трубопровода соответствуют его коренному концу для различных длин конструкции и бальности волнения моря. Значение амплитуд динамических нормальных усилий приведено на рис. 2, который соответствует условиям рис. 1. Из рис. 2 видно, что величины нормальных усилий быстро нарастают в зависимости от длины конструкции свыше 4000 м., причем градиент нарастания прямопропорционален бальности моря. В предельном случае (длина става – 6000 м., волнение – 9 баллов) динамическая составляющая нормальной силы превышает 40% от статической компоненты.

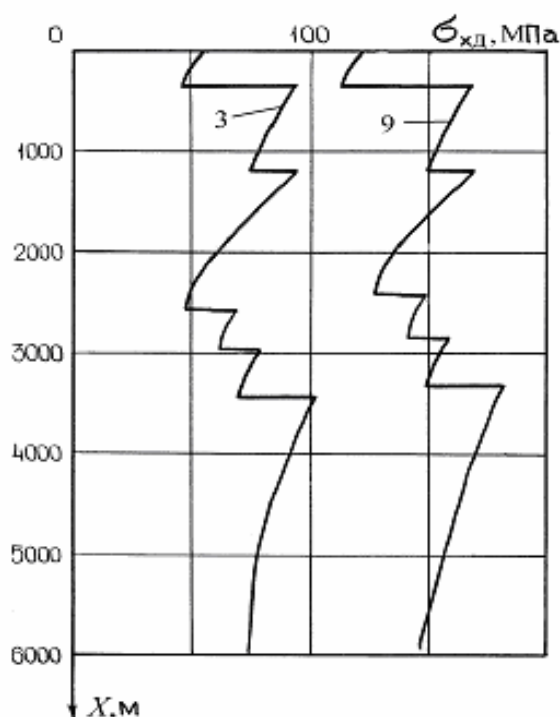


Рис. 3. Распределение амплитуд динамического нормального напряжения по длине става при общей длине $L = 6000$ м. для различной балльности поверхности моря

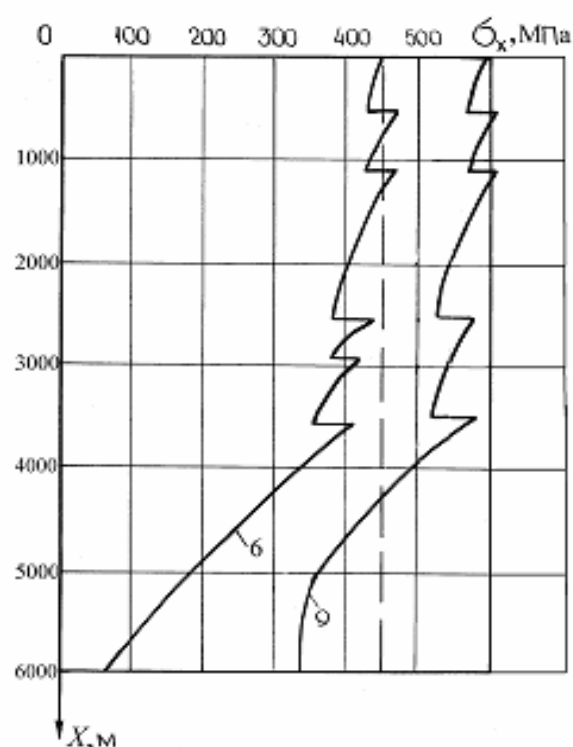


Рис. 4. Распределение суммарных нормальных напряжений по длине става при общей длине $L = 6000$ м

Анализ динамических нормальных напряжений в элементах става показал, что при длине конструкции до 3500 м. максимальные напряжения соответствуют коренному концу трубопровода для всего исследуемого диапазона волнения моря, а при больших длинах максимум динамических напряжений смещается к середине трубопровода.

На графике рис. 3 показано распределение динамического нормального напряжения по длине става для разной балльности волнения моря. Броски напряжения соответствуют изменению типоразмеров трубных секций конструкции става, которые приведены в табл. 1.

Таблица 1

Геометрия добычного трубопровода

Диаметр участка, м.	0,225	0,221	0,218	0,212	0,242	0,320
Длина, м.	2569	547	534	2042	220	58

С точки зрения прочностного расчета наибольший интерес представляют максимальные суммарные нормальные напряжения, которые получаются наложением динамической амплитуды напряжений на их статическое распределение. Указанное положение представлено на рис. 4 для предельной длины трубопровода (6000 м.) в условиях волнения моря 6 и 9 баллов. Из рисунка следует, что при предельно допустимом уровне напряжений $[\sigma] = 450$ МПа (на рис. 4 показано пунктиром) при 9-ти балльном шторме конструкция попадает в условия разрушения.

Дальнейшим этапом исследований является модификация известных методов расчета эрлифтных течений с учетом вертикальных колебаний транспортного трубопровода при морском волнении и, в конечном итоге, обоснование параметров глубоководных гидроподъемов, обеспечивающих работоспособность и энергосбережение установок в составе горно-морских добычных комплексов.

Приведенные результаты исследования прочностных динамических характеристик трубного става могут быть полезны также при определении технологии отработки разрабатываемого месторождения, а также при установлении границ возможного использования добычного комплекса.

Литература

1. Адамов Б.И. Исследование и разработка глубоководных эрлифтных установок для подъема твердого материала: Автор. дис...канд. техн. наук. – Донецк., 1982. – 192с.
2. Белов. Б.А. Исследование и разработка технологических параметров и конструктивных схем эрлифтных снарядов для бурения неглубоких скважин в море: Автор. дис...канд. техн. наук. – М., 1980. – 194 с.
3. Гейер В.Г., Логвинов Н.Г. О свойствах безразмерных характеристик эрлифтов // Разработка месторождений полезных ископаемых. – Киев: Техніка. – 1973. – № 31. – С. 51-56.
4. Игнатов А.В. Разработка эрлифтных и насосно-эрлифтных подъемов гидросмеси с больших глубин: Автор. дис...канд. техн. наук. – Донецк., 1988. – 243 с.
5. Кириченко Е.А. Исследование собственных частот продольных колебаний трубного става глубоководного гидроподъема // Геотехническая механика: Сб. науч. тр. ИГТМ НАН Украины. – Дніпропетровськ: Поліграфіст. – 2000. – Вып.18. – С. 75-80.
6. Куликов Д.В., Кириченко Е.А. Определение напряженно-деформированного состояния трубного става при воздействии квазистатических и волновых нагрузок // Геотехническая механика: Сб. науч. тр. ИГТМ НАН Украины. – Дн-ск: Поліграфіст. – 1998. – Вып.9. – С. 81 – 86.
7. Скорынин Н.И. Исследование и разработка глубоководных многосмесительных эрлифтных установок для подъема горных масс: Автор. дис. канд. техн. наук. – Донецк., 1984. – 205 с.

Рекомендована к публикации д.т.н. Самусей В.И.

Поступила в редакцию 16.05.06

УДК 622.333.013.3; 622.273.3; 622.4-50; 681.5: 622 .817.478

© В.А. Бойко, А.В. Бойко

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМЫ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ВЫБРОСОВ ШАХТНОГО МЕТАНА В ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ И ЕГО ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

Розглянуто два шляхи утилізації метану бідних метаноповітряних сумішей – спалювання суміші з використанням регенеративних теплообмінників в установці на поверхні шахти і термокаталітичного спалювання метаноповітряних сумішей з допустимою Правилами безпеки у вугільних шахтах концентрацією метану безпосередньо в гірничих виробках. Розглянуто шляхи використання енергії утилізації метану: на нормалізацію теплових умов у виробках шахти влітку і зимою, для провітрювання шахти й забезпечення теплом поверхневого комплексу та інфраструктури

шахти, а також для виробки електроенергії. Запропоновані схеми енергозбереження отриманої від утилізації метану теплової енергії для забезпечення можливості її сезонного нерівномірного використання.

Рассмотрены два пути утилизации метана бедных метановоздушных смесей – сжигания смеси с использованием регенеративных теплообменников в установке на дневной поверхности шахты и термокаталитического сжигания метановоздушных смесей с допускаемой Правилами безопасности в угольных шахтах концентрацией непосредственно в горных выработках. Рассмотрены пути использования тепла утилизации метана: на нормализацию тепловых условий в горных выработках летом и зимой, для проветривания шахты и теплоснабжения поверхностного комплекса и инфраструктуры шахты, а также для производства электроэнергии. Предложены схемы сохранения полученной от утилизации метана тепловой энергии для обеспечения возможности ее сезонного неравномерного использования.

In accordance with results of analyses of energy consumption, spent on technological processes in mines, capable to use heat energy produced by methane utilization directly in mine headings, such as: all-year-round cooling of air for deep horizons, heating of air passed through mine in winter, mine network ventilation by artificially formed heat draft, - an energetic valuation have been carried out.

The ways of usage of heat energy excess, produced by underground system of methane utilization, for mines surface complex and infrastructure supply have been proposed. Schemes and means of methane utilization immediately in mine headings and storage of heat recovered under catalytic combustion, when seasonally irregularly used, have been discussed.

Общепризнано, что технический прогресс и благосостояние населения любой страны в значительной степени зависят от успехов решения проблем энергетики, а в странах с умеренным и холодным климатом – еще и от топливной промышленности. Энергоносители в значительной степени определяют стоимость вырабатываемой энергии, а уровень технологии производства и, в частности, затраты энергии на производство единицы продукции, - ее себестоимость и конкурентоспособность. На современном этапе развития мирового общества основными энергоносителями являются газ, нефть, уголь и уран. Уровень производства и объем потребления энергии за последние 50 лет увеличились более чем втрое, а при ограниченных запасах энергоносителей это ведет к ускоренному их исчерпанию. Согласно последним прогнозам, запасы нефти будут исчерпаны приблизительно через 30 лет, запасы газа - в пределах 50 лет, а угля хватит для всего мирового общества приблизительно на 200 лет [1]. Запасы энергии урановых руд Земли значительно больше, но при современном настрое общества, напуганного авариями на АЭС и топтанием на месте с разработкой источников энергии на основе управляемых термоядерных реакций, основные надежды возлагаются на использование угля и экологически чистых источников энергии, среди которых, в первую очередь, гидроэнергия мирового океана, солнечная энергия, тепло Земли. По запасам каменного угля, которые оцениваются на разведанных глубинах до 1800 метров величиной около 116 млрд. тонн, Украина находится в значительно лучших условиях, чем мировое сообщество в целом, так как этих залежей хватит для удовлетворения ее потребностей на период 400-450 лет. Правда, этот уголь еще предстоит добыть, а при современных и перспективных горногеологических и горнотехнических условиях - это непростая проблема, к решению которой надлежит готовиться заблаговременно, уже теперь. Основные трудности добычи угля в Украине обусловлены возрастанием глубины ведения горных работ - средняя глубина шахт Украины уже теперь превышает 720 метров, 34 шахты ведут работы на глубине большее 1000 метров, а 4 шахты перешли отметку 1400 метров.

Процесс добычи угля на шахтах Украины стал не только еще больше опасным, но и более дорогим из-за возрастания стоимости электроэнергии, материалов, оборудования. От успеха решения этих проблем на шахтах Донбасса зависит не только себестоимость и конкурентоспособность добываемого угля, но и выживание угольной промышленности Украины в будущем. Комплекс проблем, связанных с добычей угля на больших глубинах, привлекает пристальное внимание не только научно-технической общественности Украины, оказавшейся в сложном положении дефицита энергоносителей для обеспечения нужд народного хозяйства страны и вынужденной покупать третью часть потребляемого угля, 75% -газа и 84 % - нефти. Суммарная стоимость потребленных Украиной в 2005 году энергоносителей превысила \$15 млрд, хотя реальные затраты на энергоносители оказались несколько меньше из-за несравнимо малой, против мировых цен, добытых в стране энергоносителей. Если сохранить в 2006 году потребление энергоносителей на уровне прошлого года, то перспектива приобрести их по мировым ценам на уголь и нефть и новым договорным с Россией и Туркменистаном ценам на природный газ, потребует заплатить: -за 35 млн. тонн угля (мировая цена - \$57 за тонну) - \$2 млрд., за 9 млн. тонн нефти (мировая цена \$60 за баррель) – \$4 млрд., за 60 млрд. кубометров природного газа, цена которого является великой тайной, но уже теперь любому жителю страны ясно, что до выборов она не будет меньше \$95/1000 м³, а в последующие 9 месяцев имеет шанс составить \$200/1000 м³, то есть потребуется заплатить за газ \$10.5 млрд. В годовом разрезе только за купленные энергоносители Украина должна будет заплатить порядка \$16.5 млрд. Но ведь и добытые внутри страны уголь, нефть и природный газ не будут получены бесплатно! Отсюда вытекает нерадостный вывод, что стоимость потребляемых Украиной энергоносителей равна утвержденному на текущий год бюджету страны. Тот факт, что и другим странам энергоносители обходятся дорого, для нас малоутешителен, поскольку платежеспособность любой страны зависит от состояния ее экономики, а в этом отношении по известным причинам революционными достижениями Украина похвалиться не может. Надежды на скорый выход из серии следующих чередой друг за другом кризисов нет, никто не может указать то чудодейственное звено, ухватившись за которое можно решить возникшие перед народом Украины проблемы. Что касается энергетического кризиса, то его преодоление возможно и без привлечения иностранной помощи, займов и покупки чужих энергоносителей, но потребует коллективных усилий всего народа и достаточно длительного периода времени. Решение этих проблем интересует не только Украину, но и мировое сообщество в целом, и требует организации и проведения длительных трудоемких и дорогостоящих научно-исследовательских и прикладных работ по разрабатываемым государствами целевым программам, поэтому нельзя надеяться на их успешное и быстрое решение каким-либо коллективом ученых, но поиск путей решения отдельных вопросов проблемы и их обсуждение не должны быть сняты с повестки дня как бесполезные поскольку могут оказать существенную помощь в выработке стратегии и тактики решения проблемы и подготовке рациональных научно обоснованных планов проведения исследований.

Ниже будут рассмотрены лишь некоторые аспекты проблемы, связанной с охраной окружающей среды от выбросов шахтного метана и использованием энергии метановоздушных смесей с малой (довзрывной) концентрацией метана, сокращенное название которых далее в тексте – бедные МВС.

Известно, что 90 % шахт Украины газовые, а более 2/3 из них сверхкатегорные [2]. При действующей технологии добычи угля, способах борьбы с метаном и ограничениях Правил безопасности в угольных шахтах (далее - ПБ), направленных на предотвращение скоплений метана и его взрывов, основная масса метана выделяется из открытых поверхностей угольных пластов, раздробленного выемочными машинами и механизмами угля, выработанного пространства лав, а также из почвы и кровли призабойного пространства непосредственно в атмосферу добычного участка. В соответствии с требованиями ПБ, метан в зоне работы добывающих машин может быть разбавлен воздухом, который поступает в шахту с дневной поверхности, до концентрации не более 2% (местные скопления), на выходе из лав на вентиляционный штрек – до 1 % (а при наличии аппаратуры автоматической газовой защиты, которая непрерывно контролирует содержание метана, здесь допускается его концентрация 1.3%). В общешахтной исходящей струе газовой шахты содержание метана должно составлять не более чем 0.75%. Это значит, что на разбавление одного кубометра метана до такой концентрации и удаления его из шахты необходимо подать в горные выработки 133 кубометра чистого воздуха. Цена удаления метана из шахты и обеспечения безопасности работ средствами вентиляции оказывается довольно высокой. Например, даже для сверхкатегорной шахты со сравнительно невысокой относительной метанообильностью 20 кубических метров на тонну суточной добычи угля для шахты с суточной производственной мощностью 5000 тонн угля на-гора, в окружающую среду будет выброшено ежесуточно 100000 кубометров метана стоимостью по действующим с начала текущего года \$10000, а для этого потребуется работа вентилятора с подачей 200-250 м/с³ воздуха с мощностью двигателя около 1500 кВт, который даже при очень хорошем аэродинамическом качестве сети за сутки израсходует минимум 36000 кВт-ч электроэнергии. Такие затраты энергии были бы вполне приемлемыми, но, к сожалению, в Донбассе есть большое количество шахт, которые тратят на тонну добытого угля около 150 кВт-ч энергии, из которых на долю вентиляции приходится около 60 %. Причинами таких больших затрат энергии являются высокая метанообильность шахт, потери воздуха в сети шахтных выработок по пути к забоям, низкий коэффициент полезного действия вентилятора и неудовлетворительное аэродинамическое качество (большое аэродинамическое сопротивление) сети горных выработок. Проблема борьбы с метаном в шахтах актуальна во всех развитых странах, везде ведутся работы по добыче неразбавленного воздухом метана высоких концентраций, которые обеспечивают системы шахтной дегазации и дегазации скважинами повышенного диаметра, пробуренными с дневной поверхности. Такие работы ведутся в ограниченном объеме и в Украине, но, к сожалению, из-за их недостаточной технической вооруженности и организации проведения, они, как правило, имеют низкую эффективность, а полученный с помощью дегазации некондиционный метан выбрасывается из “свечек” дегаза-

ционных станций в окружающую среду. Но даже такой варварский метод удаления метана из горных выработок шахты оказывается экономически целесообразным, так как дает значительную экономию затрат электроэнергии на удаление метана, по сравнению с разбавлением и удалением средствами вентиляции, и повышает безопасность работ в шахте, уменьшая вероятность скоплений метана, загазования выработок и взрывов. Такое положение с выбросами дренированного метана в окружающую среду сложилось непреднамеренно, так как в Украине практически не решался вопрос его использования: сравнительно небольшие объемы дренированного на отдельной шахте метана не давали возможности ставить и решать вопрос о повышении концентрации метана путем извлечения его из МВС одним из доступных современных методов (например, с использованием криогенной техники), сбор и хранение МВС из нескольких шахт для дальнейшей обработки и использования тормозились отсутствием хранилищ и сети для централизованного транспортирования, сбора и хранения дренированного метана, сравнительно небольшие и нестабильные концентрации метана в таких смесях полностью исключали возможность их использования в сетях Газпрома из соображений предотвращения взрывоопасных смесей. Практика использования дренированных МВС для нагревания воды в котельных шахт не давала большой экономии из-за малой потребности в такой воде на самой шахте, а об использовании ее для потребностей инфраструктуры шахты никто не думал, так как в советские времена не возникало проблем дефицита энергоносителей, в частности – природного газа. Только теперь, под давлением энергетического голода, Украина начала думать об использовании дренированного из шахт метана для получения электроэнергии, а на НВО им. Малышева ведутся работы по созданию двигателя внутреннего сгорания для работы на дренированных из шахт МВС с нестабильной концентрацией метана для привода генераторов электроэнергии. Полезный опыт в этом направлении имеется в ФРГ, а в самой Украине давно разработаны научно-производственным объединением 'МАНПРИБОР' в г. Николаеве и серийно выпускаются мощные турбогенераторные двигатели, которые предназначены, главным образом, для потребностей ВМФ, но с успехом работали на созданных на их основе мощных энергопоездах 'Маяк' и плавучих электростанциях 'Северное сияние' на строительстве БАМа, реконструкции порта Дудинка, а также в Чехословакии на электростанции в г. Брно. НПО 'МАНПРИБОР' имеет возможность поставить газовой шахте комплектную электроустановку с газотурбинным двигателем мощностью от 2850 до 27500 кВт. Для шахт с дебитом дренированного метана 17 кубометров в минуту наиболее пригодна установка с двигателем ГТД6000, способная на протяжении гарантийного десятилетия производить около 20 млн. кВт-ч электроэнергии ежегодно при стоимости 6-7 копеек за кВт-ч. [3]. Такие установки могли бы использоваться не менее чем на 50 из тех 102 шахт Украины, где применялась дегазация. Стоимость одной установки составляет \$2 млн., но, к сожалению, министерство топлива и энергетики не имеет возможности выделить финансирования на приобретение хотя бы одной исследовательской установки. Есть надежда, что создаваемые в Харькове на НПО им. Малышева двигатели будут более дешевые и нетребовательные в обслуживании и смогут использоваться как приводы генерато-

ров электроэнергии при питании их МВС систем дегазации. Но дренированный метан составляет лишь небольшую часть от того, что выделяется в горные выработки и имеет после разбавления воздухом малую (как правило, меньшую 1%) концентрацию. К сожалению, пока не созданы промышленные установки, способные использовать метан исходящих струй газовых шахт. Взрывчатые и горючие свойства метана сильно затрудняют его использование: при концентрациях до 5-6% смесь невзрывчатая, но и не горит самостоятельно, при концентрациях от 5-6 до 14-16% смесь взрывчатая, а при больших концентрациях смесь спокойно горит, требуя для сжигания каждого процента метана двух процентов кислорода. Для предотвращения взрывов метана максимально допустимая его концентрация в атмосфере горных выработок установлена в 3 раза меньше нижнего порога взрываемости, но и для невзрывчатых концентраций безопасность требует для сжигаемого метана дегазационных систем иметь содержание в 1,5-2 раза больше верхнего предела взрываемости, то есть необходимо обеспечить концентрацию 25-30% метана в смеси. Это существенно затрудняет задачу утилизации шахтного метана, уменьшая диапазон возможных способов его использования. Наилучшим способом было бы получение чистого метана, но наши исследования, выполненные еще в 70-х годах минувшего века по проблеме шахты будущего с целью создания в них нейтральной взрывобезопасной атмосферы, показали, что идеальные для разделения больших объемов смесей методы криогенной технологии непригодны для исходящих струй шахт по экономическим показателям из-за их большой энергоемкости. Даже при использовании наиболее выгодных циклов двойного дросселирования, цикла Кеезома, цикла Капицы экономически выгодно обрабатывать смеси с содержанием метана более 25%. Но, во-первых, такие смеси уже возможно использовать как топливо для теплоэлектростанций и двигателей внутреннего сгорания, во-вторых, такие смеси дают лишь управляемые или надежно контролируемые системы шахтной дегазации, и объемы их небольшие, что исключает возможность использования криогенного разделения смесей. Попытки использования метана исходящих струй шахт как дополнительного топлива в котельных на угле могут дать ощутимый эффект лишь при значительных количествах сжигаемого угля или при сжигании смесей с большими концентрациями метана. При нормированной ПБ концентрации метана в исходящей струе шахты не более чем 0.75% кубометр смеси содержит лишь 7.5 литров метана. При теплотворной способности кубометра метана 36000 кДж полное сжигание метана из кубометра смеси исходящей струи шахты может дать лишь 270 кДж, что повысит температуру продуктов сжигания лишь на 220°C. Для дожигания 18,5% кислорода, которые остались в воздухе, необходимо еще 57 граммов чистого углерода (100 г угля). Поскольку в рассмотренном выше примере из шахты удаляется 12000-15000 кубометров бедной МВС каждую минуту, то для дожигания метана, который содержится в ней, нужно ежедневно сжигать 30-36 вагонов угля и построить на шахте электростанцию мощностью около 200000 кВт с суточным производством 5 миллионов кВт-ч электроэнергии. Но, во-первых, все газовые шахты не могут быть электростанциями, так как при сравнительно небольших мощностях они будут иметь невысокий коэффициент полезного действия, во-вторых, если шахты будут сжигать добывае-

мый ими уголь для получения электроэнергии, то исчезнет сырье для коксохимии и топливо для народного хозяйства. Огромные расходы воздуха для проветривания газовых шахт исключают возможность извлечения метана методами ионизации, электризации, центрифугирования, не говоря уже о разделении диффузией. Из изложенного выше не следует делать вывод, что надо отказаться от идеи использования шахтного метана как нерешаемой. Современное состояние науки и техники извлечения метана из смесей с малыми его концентрациями пока не позволяет использовать метан исходящих струй газовых шахт, но и не исключает возможности решения этой проблемы. Для этого необходимо вести целенаправленный поиск путей и средств решения проблемы, используя уже имеющиеся опыт и достижения в других отраслях техники.

Начало работ по промышленной нейтрализации вредных и ядовитых смесей паров и газов с воздухом положено в Швеции фирмой **ADTEC** при обезвреживании выбросов паров растворителей цеха покраски кузовов автомобилей. По сути решалась задача экологии, но избранный путь ее решения - сжиганием, хотя и эффективный, требовал больших затрат топлива, так как пары растворителей (сами по себе горючие и взрывчатые) при таких малых концентрациях (сотые и тысячные частицы процента) не горят. Тогда и возникла идея с целью экономии топлива обратиться к применению регенеративных нагревателей. Разработка и промышленная реализация этой идеи принадлежит академику П.Л. Капице, решалась она применительно к созданию способа и технологии ожигения воздуха, которые получили мировое признание как 'цикл Капицы'. Теперь с помощью цикла Капицы получают во всем мире миллионы кубометров кислорода для дутья при производстве чугуна и стали, газовой сварки, потребностей медицины и др. Благодаря применению регенеративных накопителей холода («насадки»), при циклическом дросселировании сжатого воздуха достигается его глубокое охлаждение и сжижение при низких (0.6 МПа) давлениях сжатия. Применение тепловых регенераторов в мартеновских печах, при выплавке стали, обеспечивает существенную экономию топлива за счет отдачи насадке тепла газов - продуктов горения перед их выбросом в атмосферу. Заслуга шведов не в разработке новой идеи, а в применении уже известной технологии для решения новых инженерных задач, в данном случае - экологической. Родившиеся при этом технология и устройство сжигания вредных газообразных примесей получили название **Combuchanger**. За последнее десятилетие в промышленность развитых стран внедрено более 500 таких установок. Весомые технико-экономические показатели и успешное внедрение этой технологии привлекли внимание ФРГ, в результате родилась новая могущественная объединенная корпорация **W.R. GRACE & Co**, которая, наряду с расширением работ по дожиганию вредных выбросов промышленных предприятий, осуществила разработку и создание новой, более совершенной модификации процесса сжигания газообразных выбросов, именуемую **VOCSIDIZER**. Параметры новой технологии разрешают применить ее для утилизации бедных дозврывных концентраций МВС исходящих струй газовых шахт. Выросшие габариты и тепловая мощность установок разрешили изменить тактику их работы: если в малых установках сжигания вредных примесей для компенсации уноса тепла про-

дуктами сжигания, идущими на выброс, приходилось подавать горючий газ, то теперь при сжигании больших объемов МВС с концентрацией метана свыше 0.1% процесс сгорания становится самоподдерживающимся, а при несколько больших концентрациях обеспечивается выделение избыточного тепла, которое может быть использовано для производства энергии для потребностей потребителя. В соответствии с требованиями безопасности, при сжигании дозврывных концентраций метана установлен двойной запас - МВС сжигается при максимальной концентрации метана не более 2.5% (нижняя граница взрывчатости метана составляет 5%). Объединенная германо-шведская корпорация чистых технологий (**Grace tec systems**) рассчитывает реализовать технологию сжигания дозврывных МВС на шахте с дебитом исходящей струи до 1 миллиона кубометров в час. Создание и освоение технологии утилизации МВС дозврывных концентраций открывает возможность использования практически всего шахтного метана, так как дает возможность утилизировать некондиционные и взрывчатые смеси, подмешивая их в исходную струю шахты и получать смесь с концентрацией 2.5%, подаваемую на утилизацию в установку [4]. Интересные перспективы использования шахтного метана открывают исследования, которые ведутся в МГТУ, ЦАГИ и объединении 'МОВЕН' – это работы по центробежному разделению МВС с помощью снабженных разделителями осевых и центробежных вентиляторов. По данным [5], из исходящей струи шахты может быть получена МВС с содержанием метана 3-3.5%. К сожалению, в статье нет сведений о полноте извлечения метана из исходящей струи шахты и энергоемкости этого процесса, что не позволяет судить о практической ценности предлагаемого метода разделения МВС.

Установка **VOCSIDIZER** по своей конструкции достаточно проста и хорошо продумана конструктивно, что дает шансы на ее успешное применение на шахте. Принцип действия установки представлен на рис.1.

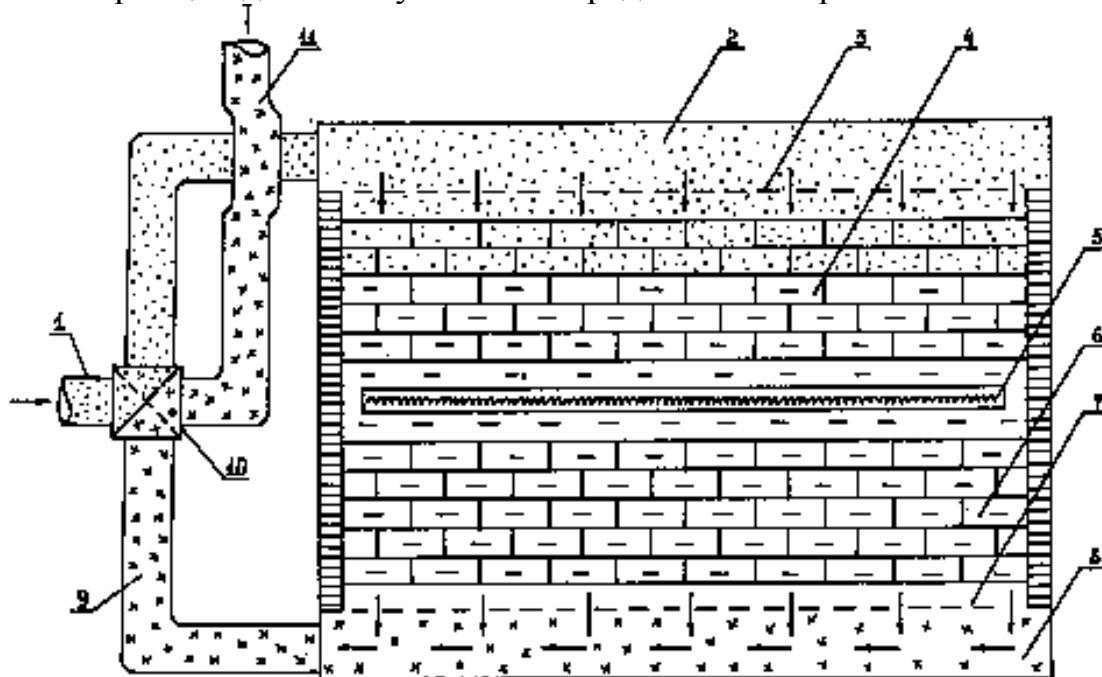


Рис. 1. Принцип действия установки **VOCSIDIZER**

Метановоздушная смесь дозрывных концентраций (исходящая струя шахты с содержанием метана до 0.75% или обогащенная до 2.5% метана, при добавке к ней некондиционной, дренированной дегазацией, метановоздушной смеси) поступает в установку по подающему воздухопроводу 1 и направляется в левый распределительный коллектор 2, из которого через поддерживающий оградительный экран 3 поступает в теплообменную керамическую постель 4 и течет мимо пускового нагревателя 5, через такую же теплообменную постель 6, оградительный экран 7, распределительный коллектор 8, воздухопровод 9 и направляется переключающей заслонкой 10 в выпускной воздухопровод 11. Пуск установки осуществляется включением пускового нагревателя 5, что обеспечивает подъем температуры прилегающей к нему части керамической подушки до температуры начала горения метановоздушной смеси. Подается горючая смесь, начинается процесс сгорания метана в зоне пускового нагревателя и происходит расширение области нагрева керамической подушки продуктами сгорания, которые идут к выпускному воздухопроводу. После образования достаточной для самоподдержания процесса горения метановоздушной смеси прогретой зоны керамической постели пусковой нагреватель отключается, а установка начинает работать в циклическом режиме, для обеспечения которого нужно периодически переключать заслонку. При этом только подающий и выпускной трубопроводы сохраняют свое назначение, а все другие элементы установки изменяют свои функции: левый распределительный коллектор из подающего метановоздушную смесь превращается в отводящий продукты сгорания, а прилегающая к нему керамическая постель накапливает тепло для того, чтобы на следующем цикле, после переключения, отдавать его на подогрев идущей на сгорание метановоздушной смеси. В фирменной информации воздухо-распределительные каналы и прилегающие к ним керамические постели названы «верхними» и «нижними», что может создать у читателя неверное представление о конструкции (наклонной или вертикальной). В реальной установке для утилизации метана исходящей струи шахты, во избежание влияния естественной тяги на режим работы и теплообменные процессы в ней, речь может идти лишь о горизонтальной симметричной конструкции, поэтому в приводимом здесь описании конструкции установки и принципа ее действия наименования элементов частично изменены.

Отбор энергии в работающей установке может быть осуществлен тремя вариантами:

- частичным забором нагретых до температуры около 1000°C продуктов сгорания из зоны горения в термической постели;
- нагреванием воды в трубопроводах, заложенных в керамических постелях;
- забором всего (или большей части) объема продуктов горения при сравнительно низких температурах.

Выбор варианта отвода энергии определяется потребителем на стадии проектирования установки утилизации шахтного метана, но пока такого опыта по шахтным установкам утилизации тепла метана исходных струй шахт нет, поэтому нет и соответствующих рекомендаций. Корпорация **W. R. GRACE & Co**, хотя и приводит варианты, которые рекомендуются, однозначно склоняется к

варианту использования энергии утилизируемого шахтного метана для производства пара и подачи последнего на турбину привода электрогенератора. Больше того, признавая, что стоимость сооружения установки утилизации шахтного метана будет довольно высокой, корпорация приводит ожидаемую расчетную стоимость полученной на ней электроэнергии и рентабельность, в сравнении с электроэнергией, выработанной стандартными тепловыми станциями, при трех величинах стоимости выработанной ими электроэнергии - 34, 88 и 102 доллара за 1000 кВт-ч для утилизационных установок при сроке их службы 10, 20 и 30 лет. Расчеты показали, что при утилизации метана только исходящих струй со средней концентрацией 0.4% на протяжении нескольких лет не будет получено никакой выгоды, если не считать экологического эффекта сокращения выбросов в окружающую среду. При работе установки на более богатых смесях, получаемых путем смешения исходной струи с дренированной дегазацией МВС, рентабельность повышается как с ростом концентрации метана в утилизируемой смеси, так и с увеличением срока эксплуатации установки. Тем не менее, даже при минимальных ценах на электроэнергию, она не превышает 54%, а при максимальной цене электроэнергии, выработанной на электростанции, 10 центов за кВт-ч составляет лишь около 30%. Необходимо признать, что в расчетах рентабельности установок, которые приводятся фирмой, фигурируют пугающе высокие цены стоимости электроэнергии (наименьшая из них соответствует пока еще действующей в Украине отпускной цене на электроэнергию для населения), больших экономических выгод это не обещает, что ставит под вопрос наличие инвесторов таких долгосрочных проектов. Судить о реально достижимых экономических показателях установки утилизации метана исходящих струй невозможно без учета стоимости оборудования, материалов и строительно-монтажных работ, которые в Украине не производятся. Но и предварительные расчеты показывают, что начинать работы по использованию шахтного метана в Украине надо с хорошо отработанного в практике Германии метода – производства электроэнергии на автономных электроустановках с генераторами переменного тока, использующих в качестве приводов двигателя внутреннего сгорания, работающими на кондиционных метановоздушных смесях шахтных дегазационных сетей. Создание и эксплуатация такой установки не сопряжены со строительством хранилищ газа. Выработанная электроэнергия будет тут же использоваться для питания электрооборудования шахты, а при избытке ее – подаваться в сеть энергосистемы электроснабжения. Создание экспериментальной установки на одной из газовых шахт Донбасса возможно уже сейчас, до завершения работ на заводе им. Малышева, путем приобретения комплектной энергоустановки у НПО “Машпроект”, а при наличии валюты - у Германии. Опыт эксплуатации такой энергоустановки позволит научиться правильно эксплуатировать действующую систему дегазации и обеспечить надежную подачу кондиционной МВС, научиться правильно эксплуатировать энергоустановку и воочию убедиться в ее экономической эффективности, организовать подготовку специалистов по эксплуатации систем дегазации и утилизации метана для производства электроэнергии для крупных газовых шахт Донбасса. Этот этап работы не требует ни научных изысканий, ни больших проектных работ, поскольку базируется на заимствовании хорошо апробированного зарубежного опыта. Наряду с этим, на пер-

спективу следует вести поиск экономичных способов извлечения метана и путей использования бедных МВС исходящих струй шахт и некондиционных, дренажных дегазацией смесей, как **непосредственно в шахте, так и на дневной поверхности**. Очевидно, необходимо уделить особое внимание повышению эффективности дегазации, превратив ее в надежно контролируемую, а затем - и управляемую систему, обеспечивающую максимальное извлечение кондиционных, пригодных для использования МВС. Такие работы, хотя и в ограниченном объеме, из-за отсутствия финансирования на исследовательскую проверку, ведутся Отделением инженерных проблем горного дела АИН Украины, вместе с НГУ, как в направлении создания средств контроля и управления подземными системами шахтной дегазации [6], так и по использованию энергии метана бедных МВС. Ниже приводятся основные сведения о предложенном нами способе использования энергии метана непосредственно в горных выработках, который базируется на современных достижениях аэрологии шахт, техники нормализации тепловых условий в горных выработках глубоких шахт и безопасного регулирования проветривания газовых шахт, и ставит своей целью существенное повышение технико-экономических показателей вентиляции и нормализации микроклимата в горных выработках глубоких шахт. При разработке способа и средств решения этой задачи ставилась цель максимально упростить систему извлечения энергии метана и приблизить ее к объектам использования. Суть разработки излагается ниже на основе схемы, приведенной на рис.2.

На исходящей струе отдельной лавы или группы их (участка, яруса, горизонта или панели) располагается станция регулирования проветривания и утилизации метана. Система регулирования проветривания выполняет свои стандартные функции распределения воздуха между добычными забоями при изменении газовыделений и поддерживает стабильную концентрацию метана в исходящих струях лав – регламентируемые ПБ 1.3% метана. Принцип построения, средства и алгоритм функционирования системы регулирования проветривания газовой шахты приведены в [7]. Для используемых практически на всех газовых шахтах Украины столбовых систем разработки утечки воздуха на пути от лав до станции утилизации утечки воздуха отсутствуют, что обеспечивает подачу к ней МВС с той же концентрацией метана 1.3%. При такой концентрации кубометр смеси содержит 13 литров метана, термокаталитическое сжигание которого обеспечит выделение 450 кДж тепла и прирост температуры продуктов горения на 380 °С. Понятно, что при такой концентрации метана и такой температуре МВС не горит открытым пламенем и взорваться не может, поскольку температура продуктов горения в два раза меньше температуры вспышки метана. Сжигание метана, исходя из условий безопасности, должно быть только беспламенным, термокаталитическим. Стойкий термокатализ при платино-палладиевых катализаторах начинается при 180 °С, в нашем случае температура продуктов сжигания в два раза выше, что должно позволить использование недорогих катализаторов. Станция утилизации метана имеет в своем составе фильтр 1 для очистки воздуха от пыли, батарею 2 термокаталитических катализаторов, термонагреватель 3 и устройство запуска термокатализа 4, систему трубопроводов 5, насос для циркуляции воды и систему 7 регулирования расхода охлаждающей воды. Рядом со станцией расположен вентиляционный шлюз.

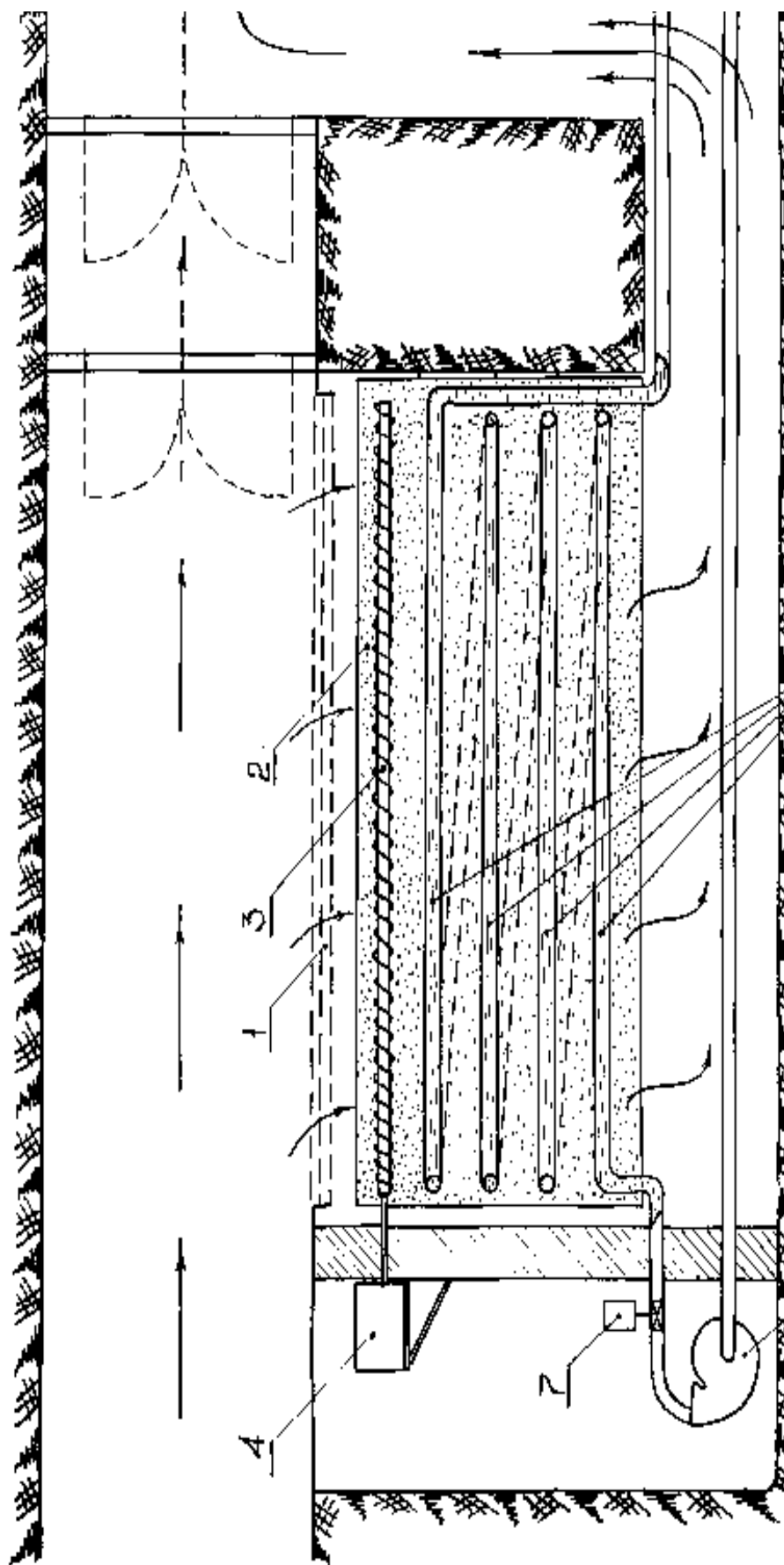


Рис.2. Схема способа использования энергии метана в горных выработках

Работа станции утилизации метана осуществляется таким образом: при открытой двери вентиляционного шлюза, который предназначен для вспомогательного регулирования дебита воздуха, прохода людей и проезда вагонеток с материалами, при выключенном насосе циркуляции охлаждающей воды включается питание нагревателя пусковой секции термokatалитического блока и его разогрев до температуры начала термokatализа. По окончании прогрева рабочего объема термokatализатора дверь шлюза закрывается, струя МВС течет через пористую стену блока термokatализа, и тепло от термokatалитического сгорания метана прогревает весь объем блока, включая размещенные в нем трубы с охлаждающей водой. Пусковой подогреватель термokatалитического блока выключается, температура блока термokatализа дальше поддерживается только за счет термokatалитического горения метана, включается насос циркуляции охлаждающей воды и начинается регулируемый отвод тепла сгорающего при термokatализе метана в зависимости от потребностей потребителей тепловой энергии. Тепловая энергия, полученная при работе станции утилизации метана, отводится двумя путями – охлаждающей водой и нагретой при термokatализе струей продуктов сжигания МВС, которая прошла через блок.

Тепло нагретой воды может быть использовано для следующих целей:

- теплоснабжение внутришахтной холодильной абсорбционной установки, осуществляющей нормализацию тепловых условий на подготавливаемых горизонтах ниже действующего;
- теплоснабжение поверхностного комплекса шахты, включая подогрев холодного воздуха, подаваемого в шахту зимой;
- теплоснабжение инфраструктуры шахты, включая отопление и подачу горячей воды для жилого комплекса рядом с шахтой или агрокомплекса;
- теплоснабжение энергетического комплекса производства электроэнергии.

Тепло нагретого воздушного потока может быть использовано для:

- обеспечения проветривания шахты за счет искусственной тепловой тяги;
- накопления тепла во вспомогательном аккумуляторе энергии при его неравномерном или сезонном использовании.

Выполненные в 70-х годах минувшего века Институтом технической теплофизики АН УССР научно-исследовательские работы по созданию и промышленно-исследовательской проверке шахтной холодильной абсорбционной установки на основе серийного бромистолитиевого агрегата АБХА-2500, который выпускался заводом 'Пензахиммаш', подтвердили возможность и целесообразность использования абсорбционных холодильных машин на шахтах и выявили пути улучшения их технико-экономических показателей. Для повышения приведенного теплового коэффициента холодильной машины (то есть выработки холода, полученного за счет единицы тепла) в шахтных холодильных абсорбционных бромистолитиевых установках предложено использовать двухступенчатую регенерацию раствора с повышенным тепловым потенциалом греющего тепла, вместо заложенной в АБХА при их разработке одноступенчатой схемы с низким тепловым потенциалом греющей воды или пара. Такая модернизация АБХА обеспечила значительное возрастание приведенного холо-

дильного коэффициента (почти в два раза) и позволила достичь одинаковых с лучшими компрессионными установками холодильных коэффициентов. Но экономически АБХА намного выгоднее, так как они могут работать на дешевой тепловой энергии шахтных котельных в то время, как компрессионная холодильная установка требует для питания только электроэнергии, которой шахта не вырабатывает. Агрегат АБХА-2500 при холодопроизводительности 2.5 Гкал/ч обеспечивает подачу охлаждающей воды с температурой 7°C $500 \text{ м}^3/\text{ч}$, но требует 7 т/ч пара, 180 т/ч горячей воды при температуре 100°C и $750 \text{ м}^3/\text{ч}$ охлаждающей воды с температурой 26°C . АБХА является крупногабаритным сооружением с общим весом 100 тонн, поэтому на основе результатов его испытаний был сделан вывод, что эта установка перспективна для использования только на поверхности [8]. Понятно, что подача огромного количества охлаждающей и греющей воды и пара на глубину 1000 м и больше, даже при наличии на шахте мощной котельной, является трудной (а для пара - практически нерешаемой) задачей, что наряду с большими размерами и весом установки привело к такому обоснованному выводу. Но ситуация коренным образом изменяется, если открывается возможность получать горячую воду и даже пар непосредственно на глубоких горизонтах рядом с холодильной установкой. Что касается габаритов и веса холодильной установки, то, во-первых, она монтируется из отдельных узлов и блоков, которые не требуют выполнения точных сборочных работ, во-вторых, в той же работе [8] приводятся сведения о разработке нового ряда АБХМ холодопроизводительностью 0.5, 1.0 и 5.0 Гкал/ч , то есть при необходимости получения большой холодопроизводительности имеется возможность монтировать холодильную установку из агрегатов меньшей мощности. Кстати, такая практика широко использовалась на шахтах Донбасса применительно к компрессионным холодильным установкам. Турбокомпрессоры также являются крупногабаритными и тяжелыми машинами, поэтому при большой потребности в холоде приходится монтировать в руддворе центральную холодильную установку с несколькими турбокомпрессорами. Например, на шахтах 'Кировская', №29, им. Калинина было установлено по две ШХТМ-1300, на шахтах 'Прогресс', №21-бис, №6 'Красная звезда' – по три таких же установки в руддворах на глубинах 1100-1400 м, на шахте № 4-21 - четыре, а на шахте 'Петровская' – 6 таких установок.

Вопрос выбора местоположения, мощности ее агрегатов и суммарной тепловой мощности станции утилизации нами не рассматривается, но уже и теперь ясно, что она должна быть стационарным сооружением с довольно длительным сроком существования, что может повлечь частичное изменение схемы проветривания лавы (панели, блока или крыла шахты), необходимость сооружения дополнительных выработок для отвода горячих струй из шахты и накопления тепла возле объектов потребления их тепловой энергии.

В мировой практике нет опыта проектирования, строительства и эксплуатации больших термokatалитических камер для сжигания бедных метановоздушных смесей, а тем более - создания и эксплуатации их в подземных условиях. В то же время нет сомнения, что эти проблемы настанет пора решать в поисках альтернативных источников энергии, а использование энергии шахт-

ного метана может дать не только экономический эффект, но и помочь в решении проблемы создания нормальных условий и безопасности работы, то есть является социально важной проблемой.

Использование энергии сжигаемого непосредственно в горных выработках метана для проветривания блока или всей шахты основывается на проветривании сети горных выработок шахты за счет тепловой тяги, которую создает разность объемного веса воздуха свежей и отработанной струй. Для современной глубокой шахты с вертикальными стволами естественная тяга практически равна разности веса столбов воздуха в клетьевом и скиповом стволах. Тепловая тяга может быть подсчитана из зависимости

$$h_e = 13.6 \times P_0 \times \left(e^{\frac{H}{R \cdot T_{cp1}}} - e^{\frac{H}{R \cdot T_{cp2}}} \right),$$

где P_0 - давление воздуха на дневной поверхности в мм. рт. ст., H - глубина горизонта ведения горных работ, м, T_{cp1} и T_{cp2} - соответственно средняя температура поступающей и исходящей струй, °С. Как видно из формулы, величина тяги зависит от атмосферного давления, глубины ведения горных работ и средних температур свежей и исходящей струй проветриваемой шахты воздуха. Поскольку температура воздуха поступающей свежей струи известна и определяется погодными условиями на дневной поверхности в теплое время года и принятой из условий предотвращения обмерзания стволов зимой (+2 °С), то для обеспечения необходимой для проветривания шахты за счет тепловой тяги необходимо изменять температуру исходящей струи. Для определения необходимой температуры продуктов сгорания МВС необходимо провести расчет проветривания блока (шахты): определить расход воздуха для проветривания, выбрать и рассчитать сеть горных выработок, определить величину ее аэродинамического сопротивления и требуемый для ее проветривания перепад давления. Далее провести тепловой расчет шахты, определить температуру горного массива на глубине ведения горных работ и тепловыделения от производственных процессов, от окислительных процессов угля и горных пород, определить с учетом этих параметров температуру воздуха в характерных точках шахты. Приняв величину тепловой тяги равной рассчитанному перепаду давления сети для ее проветривания, найти из приведенной выше зависимости необходимую среднюю температуру исходящей струи воздуха, а дальше, учитывая адиабатическое охлаждение воздуха за счет расширения при подъеме на-гора и температуру исходящей струи по результатам теплового расчета шахты, найти необходимый прирост температуры воздуха при нагревании. Это довольно сложный расчет, выполнять его необходимо для конкретных условий, поэтому из-за ограниченного объема статьи здесь приведены лишь короткие сведения о содержании расчета. Проведение такого расчета в настоящее время хотя и трудоемко, но доступно, поскольку академик А. Н. Щербань и его школа разработали научные основы тепловых расчетов шахт. Практически, для любой сверхкатегорной шахты придется решать вопрос, как использовать избыточную тягу или уменьшить температуру исходящей струи воздуха. Эта задача решается регулированием теплопроизводительности станции утилизации метана (выше, при

описании схемы установки подземной утилизации метана, обращено внимание на устройства регулирования расхода МВС через термokatалитический блок). Какие-либо рекомендации по этому поводу преждевременны, поскольку изложенные выше сведения носят характер идеи по развитию перспективного, на наш взгляд, направления решения комплексной проблемы - предотвратить выбросы шахтного метана в окружающую среду и рационально использовать его энергию. При написании этой статьи автор прежде всего преследовал цель обратить внимание научно-технической общественности Украины на необходимость решения проблемы использования шахтного метана как из требований экологии, по предотвращению разрушения озонового слоя Земли, так и для комплекса прикладных задач угольной промышленности при добыче угля в глубоких шахтах, включая аспекты создания нормальных климатических и безопасных условий работы шахтеров.

Выводы

1. Для повышения безопасности газовых шахт предлагается создать и использовать систему термokatалитического сжигания метана бедных метановоздушных смесей непосредственно в условиях подземных выработок шахт, работающую на разрешенной Правилами безопасности в угольных шахтах метановоздушной смеси исходящих струй выемочных участков, оснащенных системами автоматической газовой защиты и регулирования проветривания, надежно обеспечивающими содержание метана 1.3%.

2. Рассмотрена структура и принцип действия станции подземного термokatалитического сжигания метана исходящих струй добычных участков, способы и средства обеспечения необходимой для ее работы стабильной по содержанию метана метановоздушной смеси за счет функционирования системы автоматического регулирования проветривания шахты.

3. Предложены и обоснованы пути использования тепла утилизации шахтного метана для нормализации тепловых условий в горных выработках глубоких шахт, их проветривания за счет тепловой тяги, а также для теплоснабжения поверхностного комплекса, инфраструктуры региона и производства электроэнергии.

4. Предложенные способы, средства и пути использования шахтного метана исходящих струй шахт, наряду с повышением безопасности работ в горных выработках газовых шахт, пригодны для решения задач социального, технико-экономического и экологического плана.

Литература

1. Проблеми стратегії розвитку вугільної промисловості України /Півняк Г.Г., Пілов П.І., Бондаренко В. І., Саллі В.І.,Сургай М.С. та ін./ Сборник научных трудов НГУ.- Днепропетровск.- 2003.-№17.- Т 1. -С 3- 11.
2. Левкин Н.Б. Предотвращение аварий и травматизма в угольных шахтах Донбасса.- Донецк: "Донбасс", 2002.- 392 с.
3. Газотурбинные двигатели ГТД, проспекты НПП «МАШПРОЕКТ» и производственного объединения «ЗОРЯ». - Николаев, издательство НПП «МАШПРОЕКТ», 2000.- 300 с.
4. Helmut L. Stohr. Novel technology to produce energy from coal mine ventilation air and low-calorie- CBM. W.R. Grace & Co, Conn.

5. Ельчанинов Е. А. Извлечение метана из вентиляционных потоков для промышленного использования в теплоэнергетических установках. -М.: Горный информационно- аналитический бюллетень.- МГТУ.- 1999.- №8.- С. 49-50
6. Бойко В. А., Мирошник Г. А., Фрундин В.Е. Комплект технических средств контроля и управления дегазационными системами//Уголь Украины.- Киев.-1998.- №1
7. Абрамов Ф. А., Бойко В.А. Автоматизация проветривания шахт (Теоретические основы и технические средства).- Киев: Наукова думка, 1967.- 310 с.
8. Щербань А. Н., Кремнев О. А., Журавленко В.Я. Руководство по регулированию теплового режима шахт. - М.: Недра, 1977.-360 с.

*Рекомендована к печати д.т. н. Голинько В.И.
Поступила в редакцию 06.04.06*

УДК 502.7 + 55 (477.8)

© Г.І. Рудько

УПРАВЛІННЯ ЕКОЛОГІЧНОЮ БЕЗПЕКОЮ ТЕХНОПРИРОДНИХ ГЕОСИСТЕМ

Розглянуті наукові та методичні основи управління екологічною безпекою. Визначені екологічні функції геологічного та суміжного середовища. Обґрунтовано поняття "екологічна ємність" техноприродної геосистеми для різних типів геологічного середовища. Розглянуто медико-екологічні аспекти системи "людина — геологічне середовище". Запропоновано підхід до використання ГІС-технологій для управління станом техноприродних геосистем.

Рассмотрены научные и методические основы управления экологической безопасностью. Определены экологические функции геологической и сопредельной среды. Обосновано понятие "экологическая ёмкость" техноприродной геосистемы для разных типов геологической среды. Рассмотрены медико-экологические аспекты системы "человек — геологическая среда". Предложен подход к использованию ГИС-технологий для управления состоянием техноприродных геосистем.

The scientific methodical fundamentals of ecological safety technogene-natural geosystems are considered. The ecological functions of the geological and contiguous environment are determined. The concept "ecological capacity" technogene-natural geosystems for different types of the geological environment is proved. The medical and ecological aspects of system "the human — the geological environment" are considered. The approach to use of GIS-technologies for control of the condition technogene-natural geosystems is offered.

Об'єктом наукового дослідження в сфері управління екологічною безпекою є геологічне та суміжні середовища в межах техноприродних геосистем (ТПГ) з точки зору чинників, які характеризують ресурсний потенціал території з метою розробки технічних рішень для проведення впровадження оптимізаційних заходів.

Геологічне середовище в межах ТПГ розглядається з позицій наступних основних ресурсних функцій:

1. Ресурсної, як мінеральної основи біосфери (ландшафтного комплексу літосферного простору).

2. Ресурсної, як корисних копалин для забезпечення сировинно-енергетичних проблем суспільства.

3. Ресурсної, як літосферного простору для будівництва інженерних споруд і комунікацій.

Екологічна безпека техноприродних геосистем досягається шляхом реалізації методологічних принципів, технологічних засобів та технічних рішень в межах цих систем, з позицій керованого контролю геологічними процесами: геодинамічними, ландшафтно-геохімічними, гідрогеологічними, радіологічними та геофізичними.

Екологічна безпека ТПГ — це такий її стан в межах розрахункового періоду, який забезпечує функціонування системи в режимі, що виключає порушення гомеостазису. Такими властивостями характеризується будь-яка з геологічних систем: «людина-геологічне середовище» («техногенний об'єкт — геологічне середовище»), які можуть розглядатися як техноприродні геосистеми різного об'єму, функціонального призначення та оптимального періоду функціонування.

Якщо стан техноприродної системи параметризувати до головних її чинників, то вона набуде такого вигляду:

$$Kб(ТПГ) = \frac{W_{Pec}(t)}{[ГП]} \rightarrow KC \approx (V(P)/V(T)), \quad (1)$$

де, $Kб$ — коефіцієнт екологічної безпеки; W_{Pec} — вартість ресурсного потенціалу, в рамках відповідного часу (t); V — об'єм геологічного простору, який є просторовою складовою частиною системи; P — природна організація геологічного середовища (тип геологічного середовища); T — техногенний вплив на геологічне середовище; $ГП$ — геологічні процеси в межах системи та її стан в умовах оптимального функціонування; KC — чинники критичного стану системи; $V(P)$ — об'єм геологічного середовища, який знаходиться в межах природної організації системи; $V(T)$ — об'єм геологічного середовища, який знаходиться в межах впливу техногенної складової геосистеми; Pec — ресурсний потенціал геологічного і суміжних середовищ.

У територіальному відношенні екологічна безпека геологічного середовища (ГС) може бути розрахована в межах техноприродних геосистем територіально-адміністративних комплексів: (країна, область, район); функціонально-виробничих комплексів (гірничо-промислові, нафтогазові, гідротехнічні, енергетичні та інші), промислово-міські агломерації (ПМА), і т. п.

Геодинамічні функції геологічного середовища та його екологічна ємність

Критерієм, який би дозволив з екологічної точки зору охарактеризувати екологічний стан геологічного середовища є термін «екологічна ємність геологічного середовища». Екологічною ємністю геологічного середовища є інтегральні показники, які характеризують геодинамічні, геохімічні, гідродинамічні, радіоекологічні процеси, що проходять в межах досліджуваного об'єму геологічного простору, як в природно-історичному, так і в техногенно-зміненому режимах, створюючи відповідні екологічні умови функціонування геосистеми «людина-геологічне середовище».

Основні екологічні чинники цієї складної системи визначають геологічне середовище як мінеральну основу біосфери (геодинамічні, геохімічні, гідродинамічні, радіоекологічні процеси), основний постачальник енергетичних ресурсів (весь спектр техногенно-змінених процесів), та літосферний простір для будівництва інженерних споруд і комунікацій (геодинамічні, геохімічні, гідродинамічні, радіоекологічні процеси).

Необхідно відмітити, що ряд процесів, які самі по собі не є катастрофічними, в процесі сумарного ефекту підсилення (синергетичні ефекти) стають катастрофічними.

Якщо формалізувати екологічну ємність геологічного середовища до рівня алгоритмів та рівнянь, то вона може бути описана відношенням:

$$E = \frac{[V][LS][t][\Sigma P][\Sigma T]}{[Heod][Heox][Hidro][Rad]}, \quad (2)$$

де E – ємність геологічного середовища; $[V]$ – об’єм геологічного середовища; $[LS]$ – літолого-стратиграфічні комплекси геологічного середовища; $[t]$ – тектонічна організація геологічного середовища; $[\Sigma P]$ – природні умови і фактори стану геологічного середовища; $[\Sigma T]$ – техногенні умови і фактори стану геологічного середовища; $[Heod]$ – геодинамічні процеси; $[Heox]$ – геохімічні процеси; $[Hidro]$ – гідрогеологічні процеси; $[Rad]$ – радіоекологічні процеси.

Екологічна ємність геологічного середовища в значній мірі визначає його стійкість до впливу природних і антропогенних факторів.

Основні закономірності ієрархії чинників, які характеризують екологічну ємність геологічного середовища показані на рисунку 1.

Стійкість геологічного середовища може бути формалізована до формули:

$$СГС = \frac{ПУП + ТУП}{ПСГС + ТСГС}, \quad (3)$$

де СГС — стійкість геологічного середовища; ПУП — природні умови геологічних процесів; ТУП — техногенні умови геологічних процесів; ПСГС — природна стійкість геологічного середовища; ТСГС — техногенна стійкість геологічного середовища.

Необхідно відмітити диференціацію і залежність ємності геологічного середовища від його типу. Кожному типу геологічного середовища відповідає його певна екологічна ємність, яка і може стати інструментом регулювання техногенного навантаження.

Стійкість геологічного середовища до техногенних порушень та екологічна ємність і можуть бути тими параметрами, з допомогою яких і оцінюється екологічні функції літосферного простору.

З поняття екологічної ємності геологічного середовища витікає поняття його техногенно-екологічної безпеки. Техногенно-екологічна безпека геологічного середовища — комплекс нормованих параметрів, які забезпечують рівноважний його екологічний стан та межі порушення гомеостазису і забезпечують нейтралізацію синергетичних ефектів в системі «людина — геологічне середовище».

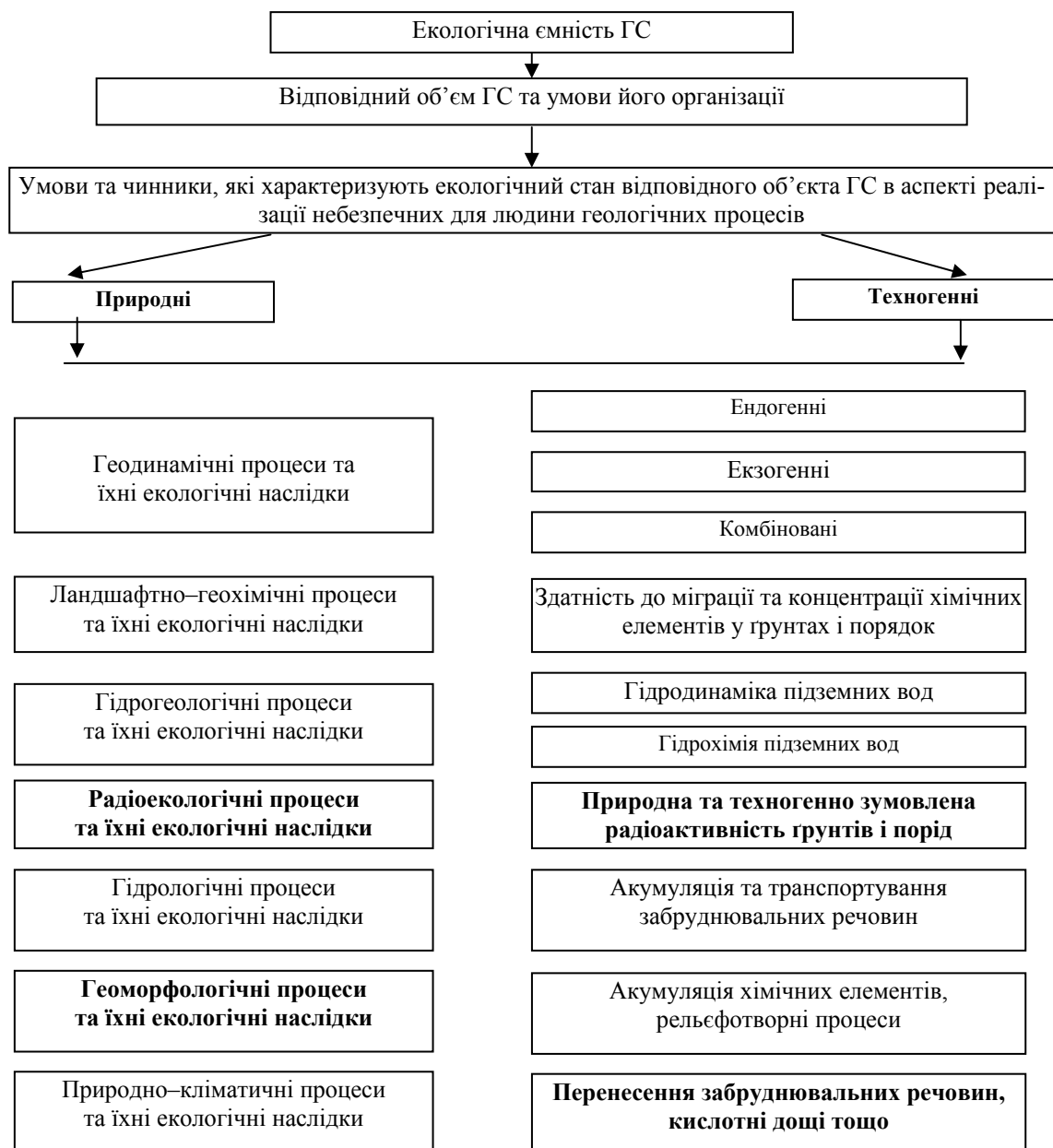


Рис. 1. Основні закономірності ієрархії чинників, які характеризують екологічну ємність геологічного середовища

Процедура розрахунку екологічної безпеки ГС в межах ТПГ зведено до матричної основи, яка реалізується наступними процедурами:

розрахунок		екологічне		розрахунок ризику техно-
екологічної		районування,		генного впливу на технічні
безпеки ГС в	→	ОВНС,	→	об'єкти та здоров'я населення рі-
межах ТПГ		екоаудит		зних чинників

Результат оцінки ризику екологічного стану ГС в межах ТПГ полягає в розробці моделі управління екологічною безпекою ТПГ:

$$СУ = \Phi \cup B \cup П \cup O, \quad (4)$$

де, СУ – система управління; Φ — функція управління; B — часовий етап управління; П — частина керованого літосферного простору в межах ТПГ; O — організаційний рівень, $\cup$ — знак співставлення.

Основним інструментом екологічних функцій літосферного простору є стійкість геологічного середовища до техногенних порушень та екологічна ємність ГС в межах ТПГ.

З поняття ємності геологічного середовища в межах ТПГ випливає поняття їх екологічної безпеки. Екологічна безпека геологічного середовища ТПГ — комплекс нормованих параметрів, які забезпечують їх рівноважний екологічний стан до межі порушення гомеостазису та нейтралізації синергетичних ефектів.

Платформенний тип геологічного середовища та його еколого-геологічні параметри (на прикладі геодинамічних процесів)

Платформенний тип геологічного середовища досліджений в межах різних районів Східноєвропейської платформи. Основні чинники геологічного середовища платформеного типу це літолого-стратиграфічні комплекси, тектонічна організація геологічного середовища, гідрогеологічні, ландшафтно-геохімічні та радіоекологічні умови і фактори.

Геодинамічні процеси в межах платформених комплексів

Геодинамічні процеси в межах платформених комплексів характеризуються приуроченістю до басейнових геосистем.

В межах таких басейнових систем як Дніпро та Волга, а також інших систем «схил — водотік» з відносно постійним режимом ерозійної діяльності, досить добре працює закономірність формування схилових процесів в залежності від геометричних показників системи. При цьому середовище розвитку зсувів розглядається як однорідна система при деформаційних властивостях зсувів, що контролюються залежністю висоти від крутизни [1, 2].

Таким чином, для геодинамічних процесів в межах геологічного середовища платформеного типу, їх механізм, динаміка, масштаби та інтенсивність контролюється басейновими системами, їх динамічною інтенсивністю впливу на відповідні літолого-стратиграфічні комплекси порід та гідрогеологічні умови схилів.

Закономірності формування та розвитку зсувів в природних умовах контролюються гідролого-кліматичними факторами розвитку річкової системи, що обумовлює її режим ерозії, тектонічними умовами геологічного середовища, однорідністю середовища розвитку зсувів та гідрогеологічними параметрами.

Оскільки річкові схили є історичним місцем будівництва міст та промислово-міських агломерацій населених пунктів сільського типу та інфраструктури селітебних зон, то в їх межах і відмічена найбільш суттєва техногенно обумовлена активізація зсувів.

Таким чином, слід констатувати, що основним фактором активізації зсувів в межах геологічного середовища платформеного типу є техногенний фактор.

Для платформеного типу геологічного середовища функціонування та розвиток басейнових систем контролюється структурно-тектонічними, природно-кліматичними та техногенними факторами, які і є індикатором екзогеодинамічних процесів басейнових геосистем.

Основну проблему для платформеного типу геологічного середовища складають техногенно обумовлені зсуви, які досить важко прогнозуються у зв'язку з непередбачуваністю та масштабністю техногенного впливу на геологічне середовище [3, 4, 5].

Гірськоскладчастий тип геологічного середовища та його еколого-геологічні параметри (на прикладі геодинамічних процесів)

Гірськоскладчастий тип геологічного середовища характеризується комплексом умов і факторів, які принципово по різному характеризують екологічну ємність геологічного середовища. З точки зору розвитку геологічних процесів в межах гірськоскладчастих областей особливо інтенсивно розвинуті геодинамічні процеси. Надзвичайно активно ці процеси протікають в межах областей альпійської епохи складчатості (Карпати, Крим, Кавказ, Памір).

Для регіону Малого Кавказу (на прикладі 2223 зсувів різних типів, масштабів і активності, які займають площу 50985 га) питання екологічної безпеки ТПГ повинно вирішуватись в двох аспектах:

- регіональне сейсмічне районування з урахуванням максимальної сили сейсмічного поштовху (відповідно до масштабу 1:200 000).
- локальне мікросейсмічне районування території відповідно до масштабу 1:2000 – 1:10000 [6, 7].

За результатами дослідження геодинамічних умов Паміру (на прикладі зони зчленування південного Тянь-Шаню та Паміру) розроблена методика оцінки інженерного ризику таких гірських областей, яка передбачає складання спеціалізованих еколого-геологічних карт масштабу 1:100000, доповнених еколого-геологічними картами масштабу 1:25000 і 1:10000. Розробка комплексних схем інженерного захисту сейсмоактивних районів ґрунтується на інженерно-геологічній типізації та районуванні територій, розрахунковій оцінці стійкості схилів при різному сейсмічному впливі, врахуванні результатів прогнозу розвитку сейсмогенних зсувів.

Таким чином, розглянувши геодинамічні моделі платформеного та гірськоскладчастого типів геологічного середовища необхідно відмітити, що саме процес формування структурно-тектонічних умов території є одним з пріоритетних функцій геологічного середовища. Вони визначають геодинамічні умови території, обґрунтовуючи обмеження використання геологічного середовища як літосферного простору та формування інших екологічних функцій літосфери.

Медико-екологічний аспект геологічного середовища

За результатами багаторічних досліджень феномену взаємодії людини з геосферним простором (насамперед із геологічним середовищем), пропонується своя інтерпретація впливу на стан здоров'я людини одного з основних чинників довкілля - геологічного середовища. Геологічне середовище, як мінеральна основа біосфери, основний постачальник енергетичних ресурсів та літосфе-

рний простір для будівництва інженерних споруд і комунікацій, безсумнівно, впливає на стан організму людини.

Характеристика умов взаємодії людини як біологічної системи з геологічним середовищем складається по таких основних напрямках:

- геофізична сфера, яка є результатом глобальних, регіональних та локальних трансформацій, що визначають для будь-якої території;

- формування електромагнітних полів, радіаційної обстановки і т. ін., під дією яких людина може знаходитися постійно;

- ландшафтна сфера, що є індикатором впливу певних хімічних елементів на стан здоров'я населення, в тому числі стосовно функціонування системи "грунт — рослина — організм людини", "грунт — рослина — тварина — організм людини" та ін.;

- підземна й поверхнева гідросфера, яка є джерелом впливу на організм;

- місцеві продукти харчування та питна вода;

- здоров'я людини є функцією таких факторів: соціально-економічних (Φ_c), генетичних (Φ_g), екологічних (Φ_e) та рівня медичного обслуговування (Φ_m):

$$Z = f(\Phi_c, \Phi_g, \Phi_e, \Phi_m) \quad (5)$$

Вважаючи (для місцевих умов) Φ_c , Φ_m — const, спрощуємо формулу до вигляду:

$$Z = f(\Phi_g; \Phi_e), \quad (6)$$

де $\Phi_e = \Phi_x \wedge \Phi_v \wedge \Phi_{\text{геоф}}$; Φ_x — фактор впливу харчування; Φ_v — фактор впливу питної води; $\Phi_{\text{геоф}}$ — фактор впливу геофізичних умов.

Виходячи з того, що мікроелементи, як найбільш біоактивна й мінлива частина раціону, є визначальним фактором при формуванні структури захворюваності, оскільки, як правило, кожна людина отримує з продуктами харчування достатню кількість необхідних мікроелементів.

Дана модель створена для якісної та напівкількісної оцінки ризику виникнення захворювань, пов'язаних з геохімічними та гідрохімічними умовами проживання населення.

Особливості еколого-геохімічних параметрів Карпатської гірськоскладчастої області полягають в інтенсивному впливі мікроелементів, в тому числі активних мікроелементів високої рухомої активності.

Отже, природна геофізсфера — це феномен, який обумовлює формування і розвиток неоднорідності фізичних сфер Землі. Згідно з цим, в зонах тектонічних порушень спостерігається розвиток електромагнітного випромінювання, яке безсумнівно має суттєвий вплив на здоров'я населення.

Інший аспект, що впливає на здоров'я населення, — це газові еманції, які виділяються в межах тектонічно напружених зон і є надзвичайно небезпечними. Підтверджується, що геопатогенні зони в значній мірі можуть бути обумовлені вищевикладеними умовами, які характеризують механоелектричне випромінювання та газові еманції.

На території Карпатської складчастої області поширені такі хвороби: лейкози, тромбо-облітеруючі хвороби, лімфогранулометози, злоякісна короткозорість, глаукома, злоякісні новоутворення, нефрити. Ризик виникнення цих хвороб пов'язаний з нестачею, надлишком або дисбалансом вмісту мікроелементів в ґрунтах та ґрунтових водах. Питна вода є головним джерелом надходження в організм людини лише F, Sr, Br, J. Решта есенціальних мікроелементів надходять з продуктами харчування (Co, Fe, Cu, Zn, Mn, V).

Пріоритетними факторами ризику виникнення мікроелементозів слід вважати: відсутність або надзвичайно малу кількість F, J у питних водах; сезонні підвищення рівнів Sr, Mn, Cu в ґрунтових водах; дисбаланс між надходженням Mn і Fe, Cu і Zn в ґрунтах і воді; локальні гео- та гідрохімічні аномалії, приурочені до виходу підземних вод на денну поверхню.

З цими факторами пов'язані прояви таких хвороб, як:

— тиреотоксикоз (недостача J); карієс, затримка окостеніння скелету у дітей (недостача F на фоні підвищених вмістів Sr, а також гострого дефіциту Zn і V);

— тромбооблітеруючий артрит (недостача V, Zn, Cr), залізодефіцитна анемія (погіршення всмоктування Fe при підвищеному надходженні Mn), глаукома (тотальний дефіцит есенціальних мікроелементів), лейкози, злоякісні новоутворення (локальні геохімічні аномалії).

В подальшому, на базі застосування ГІС технологій передбачається районувати території за ступенем екологічного навантаження на них і виділяти ділянки з різним впливом на здоров'я населення, що сприятиме ефективнішому застосуванню управлінських рішень.

Отже за результатами виконаних досліджень були теоретично обґрунтовані техноприродні геосистеми та здійснена їх математична формалізація.

Проведена порівняльна характеристика різних типів геологічного середовища та аналіз його екологічних функцій. Це дозволило науково обґрунтувати поняття “екологічна ємність геологічного середовища”. Екологічна ємність геологічного середовища визначається інтегральними показниками, які характеризують геодинамічні, геохімічні, гідродинамічні, радіоекологічні та геофізичні процеси, що проходять в межах досліджуваних техноприродних геосистем в природно-історичному, та техногенно-зміненому режимах, створюючи відповідні екологічні умови функціонування системи “людина-геологічне середовище”.

Охарактеризований вплив геологічного середовища на здоров'я людини. Розглянута модель якісної та напівкількісної оцінки ризику виникнення захворювань, пов'язаних з геохімічними та гідрохімічними впливом на здоров'я населення.

Література

1. Демчишин М.Г. Учёт ослабленных зон в делювиальных накоплениях на склонах при оценке устойчивости территорий // Методы расчета устойчивости склонов в условиях Украины. К., 1972. С. 33-34.
2. Демчишин М.Г. Прогноз и предупреждение оползневых явлений на территории Украины. (Препринт./ АН УССР Институт геологических наук; 82-18). К., 1982.
3. Рудько Г.І. Геодинаміка та прогноз небезпечних геологічних процесів в Українських Карпатах //Тези доп. Міжнар. Симпоз. «Геодинаміка гірських систем Європи». Львів–Яремча 10—17 квітня 1994 р. Львів, 1994. С. 20.

4. Рудько Г.І. Визначення просторово-часових закономірностей прогнозу та розрахунків зсувонебезпечності території (на прикладі південно-східного Передкарпаття)// Матеріали наук.-техн. конф., м.Київ, 28—30 жовтня 1997 р. Київ, 1997. Ч. 1. С. 27—32.

5. Рудько Г.І. Научные и методические основы разработки методологической базы риска возникновения природных и техногенных катастроф (на примере западного региона Украины)// Тез. докл. междунар. конф. «Экологическая геология и рациональное недропользование. Становление научного направления и образования», г.Санкт-Петербург, 18—20 ноября 1997 г. СПб., 1997. С. 87—89.

6. Рудько Г.І., Бойчук М.Д. Еколого-геологічні аспекти медичних проблем Червоноградсько-Соснівської промислово-міської агломерації. Екологические аспекты загрязнения окружающей среды: Тез. докл. междун. науч.-практ. конф., г. Киев, 26—28 марта 1996 г. Ч.1. К., 1996. С. 35—37."

7. Рудько Г.І., Вишинський С.К. Проблема сірконосності центральної частини Передкарпатського прогину. Прогноз на основі зональності «нафта—газ—сірка» і шляхів міграції вуглеводнів у бік платформи// Мінеральні ресурси України. 1997. № 1-2. С. 44-51.

Рекомендована к публикации д.т.н Зборовским А.В.

Поступила в редакцию 27.04.06

УДК 622.831.325.3

© Н.Ф. Кременчуцкий, О.А. Муха, И.И. Пугач,
Л.Н. Антоненко, Е.В. Столбченко

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УЧАСТКОВ ТРУБ ШАХТНЫХ СЕТЕЙ

У статті розроблено методику розрахунку нерозгалужених газопроводів зі змінною в процесі експлуатації довжиною.

В статье разработана методика расчета неразветвленных газопроводов с изменяемой в процессе эксплуатации длиной.

In article the methods of calculation undivided gas pipeline with variable length in the exploitation are developed.

Угольная промышленность является одной из основных отраслей народного хозяйства, требующей постоянного внимания и участия со стороны научно-исследовательских и проектных организаций. Увеличение глубины разработки угольных месторождений при существующей технологии добычи полезного ископаемого приводит к ухудшению санитарно-гигиенических условий труда горнорабочих и повышению опасности возникновения взрывоопасной смеси из угольной пыли и метана.

Повышение производительности и скорости подвигания забоев очистных и подготовительных выработок с применением новой техники и технологии ведения горных работ привело к росту интенсивности метановыделения. Все возможности борьбы с метаном путём вентиляции исчерпаны, и, вследствие этого, особое значение приобретают активные способы управления газовыделением. Имеющиеся в этом направлении достижения во многих случаях не обеспечи-

вают норм концентрации метана в рудничном воздухе, предусмотренных правилами безопасности. Вследствие этого сдерживается внедрение или использование на полную мощность новейшей высокопроизводительной техники, и вопросы борьбы с газом приобретают значение не только с точки зрения безопасности и комфортности труда горнорабочих, но и возможности дальнейшего прогресса в механизации и автоматизации горных работ.

Существующие методики определения основных параметров дегазации основаны на базе натурных исследований. При этом предлагаемые аналитические расчеты большинства опубликованных научных работ основаны на опытных данных, применительно к конкретным горно-геологическим условиям и носят рекомендательный характер. Несмотря на существующее разнообразие предлагаемых решений, практика исследований уровня дегазации на угольных предприятиях указывает на несовершенство существующих методик расчета параметров дегазации. Фактические параметры работы дегазационной сети во многих случаях не отвечают расчетным. Поэтому уточнение действующих методик расчета параметров дегазации является актуальной научно-практической задачей, которая требует всестороннего изучения и решения.

Данный вопрос рассмотрен в соответствии с «Комплексной программой дегазации угольных пластов» по направлению 21 – «Разработка и внедрение компьютерной технологии для повышения эффективности контроля за шахтными вентиляционными системами с учетом внедрения комплексной дегазации» в рамках научно-исследовательских работ национальной программы «Украинский уголь. Программа развития угольной промышленности на 2001–2010 годы», утвержденной постановлением Кабинета Министров Украины № 1205 от 19 сентября 2001 г.

Предлагается расчет участков трубопровода изолированного отвода метана, трубопровода местного проветривания тупиковых выработок, газопроводов дегазационных сетей.

Для сетей трубопроводов, длина которых в процессе эксплуатации меняется, целесообразно вести предварительный расчёт параметров простых (без разветвлений) участков, входящих в сеть.

При расчётах определяются оптимальные значения движения воздуха на участках, диаметр труб участка, аэродинамическое сопротивление 1 пог. м участка. Критерием оптимальности приняты стоимости амортизации и ремонта участка трубы в течение 1 года и стоимость электроэнергии, затрачиваемой вентиляторной установкой (вакуум-насосом) на продвижение воздуха (метано-воздушной смеси (МВС)) на этом участке. Расходы на амортизацию и ремонт трубопровода принимаются в % от стоимости трубы. Стоимость 1 пог. м трубы определяется эмпирической формулой вида [1].

$$k_m = b_0 + b_1 D + b_2 D^2,$$

где D – диаметр трубы на участке, м; b_0 , b_1 , b_2 – коэффициенты эмпирической формулы.

Стоимость электроэнергии, затрачиваемой вентиляторной установкой на продвижение воздуха по участку с достаточной точностью можно определить

по формуле [2]

$$3_9 = \frac{Q_y h_y}{1000 \eta_e} T_i c,$$

где Q_y – расход воздуха, проходящего на участке, м³/с; h_y – депрессия участка, Па; η_e – коэффициент полезного действия вентилятора; T – число часов работы вентилятора в течение года; C – стоимость 1 кВт·ч потребляемой энергии, грн.

При расчёте параметров участка определяется оптимальная скорость движения воздуха, оптимальный диаметр и оптимальные потери давления на 1 пог. м трубопровода.

Стоимость затрат электроэнергии в течение года вентилятором на продвижение МВС в простом участке трубопровода в сумме со стоимостью амортизации и ремонта участка трубы в течение года равна:

$$W = \frac{Q}{1000 \eta_e} \left[\frac{4\alpha L}{D} U^2 TC \right] + 0,01 r L (b_0 + b_1 D + b_2 D^2), \quad (1)$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода, Н·с²/м⁴; r – процент стоимости участка трубы, отчисляемый на амортизацию и ремонт, %.

Выражаем диаметр через расход и скорость движения МВС по трубе, используя закон непрерывности потока [3]

$$D = 1,13 \frac{Q^{0,5}}{U^{0,5}}, \quad (2)$$

тогда уравнение (1) запишется в виде

$$W = \frac{Q}{1000 \eta_e} \left[\frac{2,12 \beta L U^{0,5}}{Q^{0,5}} U^2 TC \right] + \frac{rL}{100} \left[b_0 + 1,13 b_1 \frac{Q^{0,5}}{U^{0,5}} + 1,28 b_2 \left(\frac{Q^{0,5}}{U^{0,5}} \right)^2 \right],$$

где β – безразмерный коэффициент трения; $\beta = 1,67\alpha$.

$$\frac{dW}{dU} = 2,5 \cdot 0,0021 \beta L Q^{0,5} T C U^{1,5} - 0,0127 L b_2 \frac{Q}{U^2} - 0,5 \cdot 0,0113 L b_1 \frac{Q^{0,5}}{U^{0,5}} = 0.$$

Принимая исходные данные: $\beta = 0,03$; $L = 500$ м; $Q = 0,6$ м³/с; $T = 24 \cdot 365 = 8760$ ч; $C = 0,167$ грн, $b_2 = 24,365$, $b_1 = 111,35$

т. к. $\frac{d^2 W}{dU^2} > 0$, оптимальная скорость будет $U_{opt} = 2,449$ м/с.

Для принятых исходных данных диаметр, соответствующий оптимальной скорости:

$$D = 1,130,6^{0,5} / 2,449^{0,5} = 0,56 \text{ м}$$

Если в состав простого участка трубы входит местное сопротивление, депрессия которого определяется по формуле [2]

$$h_{м.с.} = \xi \rho U^2 / 2,$$

где ξ – коэффициент местного сопротивления, то суммарная стоимость затрат электроэнергии вентилятором на продвижение МВС на участке, включающем местное сопротивление в течение года в сумме со стоимостью амортизации и

ремонта трубы в течение того же времени, будет определяться по формуле

$$W = \frac{Q}{1000\eta_6} \left[(4\alpha L D^{-1} U^2 + 0,5\xi\rho U^2) TC \right] + 0,01rL(b_0 + b_1 D + b_2 D^2). \quad (3)$$

После исключения из формулы диаметра трубы согласно (2) и замены Q и α формула (3) примет вид

$$W = \frac{Q}{1000\eta_6\rho_{cp}} \left[\left(2,12\beta L (\rho_{cp} U M^{-1})^{0,5} + 0,5\xi\rho_{cp} U^2 \right) TC \right] + 0,01rL(b_0 + b_1 D + b_2 D^2),$$

где M – массовый расход воздуха, кг/с; ($M = Q\rho_{cp}$).

Ушаков К.З. [2] считает, что если $\rho = var$, то расчет следует производить по массовому расходу воздуха в трубопроводе, который в соответствии с законом сохранения массы постоянен.

При решении уравнения, находим оптимальную скорость на участке трубы, включающей местное сопротивление

$$\frac{dW}{dU} = \frac{MTC}{1000\eta_6\rho_{cp}} \left(5,3\beta L (\rho_{cp} M^{-1})^{0,5} U^{1,5} + \xi\rho_{cp} U \right) + 0,01rL(b_1 + 2b_2 D) = 0. \quad (4)$$

Принимая ранее принятые исходные данные, а также $\rho_{cp} = 1,3$, $M = 0,6 \cdot 1,3$, $\xi = 0,7$ оптимальная скорость на участке будет $U_{onm} = 2,318$ м/с.

При определении оптимального диаметра простого участка трубы стоимость затраченной электроэнергии и амортизации с ремонтом трубы за год определяется по формуле (1).

Используя закон непрерывности, скорость воздуха в формуле (1) определяется выражением

$$U = 4Q/\pi D^2 = 1,27Q/D^2.$$

Годовые затраты на электроэнергию, амортизацию и ремонт участка трубы находится из уравнения

$$W = \frac{Q}{1000\eta_6} \left[3,87\beta L Q^2 D^{-5} TC \right] + 0,01rL(b_0 + b_1 D + b_2 D^2).$$

Оптимальный диаметр определяется при решении уравнения

$$\frac{dW}{dD} = \frac{5 \cdot 0,00387 Q^3 \beta}{\eta_6 D^6} TC + 0,01r(2b_2 D + b_1) = 0.$$

Величина оптимального диаметра при заданных исходных данных будет

$$D_{onm} = 0,37 \text{ м.}$$

При наличии местного сопротивления суммарные затраты определяются уравнением

$$W = \frac{QTC}{1000\eta_6} \left(2,48\alpha L Q^2 D^{-5} + 0,31\xi\rho Q^2 D^{-4} \right) + 0,01rL(b_0 + b_1 D + b_2 D^2).$$

Оптимальное значение диаметра определяется при решении уравнения

$$\frac{dW}{dD} = \frac{Q}{1000\eta_6} \left[\left(-5 \cdot 3,87\beta L Q^2 D^{-6} - 4 \cdot 0,806\xi\rho Q^2 D^{-5} \right) TC \right] + 0,01rL(2b_2 D + b_1) = 0.$$

При заданных данных $D_{onm} = 0,732$ м.

Определяем оптимальную величину аэродинамического сопротивления

1 пог. м участка трубы.

Аэродинамическое сопротивление 1 пог. м трубы определяется формулой

$$R = 6,48\alpha/D^5 = 3,9\beta/D^5.$$

Диаметр трубы

$$D = \frac{1,31\beta^{0,2}}{R^{0,2}},$$

Подставляем в формулу (4) вместо диаметра и скорости движения воздуха расход воздуха и аэродинамические сопротивления.

Получим уравнение

$$W_1 = \frac{Q^3 TC}{1000\eta_e} \left[\frac{2,4\beta \cdot 1,27^2}{\left(\frac{1,31\beta^{0,2}}{R^{0,2}}\right)^5} + \frac{0,5 \cdot 1,27^2 \xi \rho}{\left(\frac{1,31\beta^{0,2}}{R^{0,2}}\right)^4} \right] + 0,01rL \left(b_0 + b_1 \left(\frac{1,31\beta^{0,2}}{R^{0,2}} \right) + b_2 \left(\frac{1,31\beta^{0,2}}{R^{0,2}} \right)^2 \right).$$

При решении уравнения, находим оптимальное аэродинамическое сопротивление 1 пог. м участка трубы

$$\frac{dW}{dD} = \frac{Q^3 TC}{1000\eta_e} \left[\left(2,4 \cdot 1,27^2 / 1,31^5 \right) + 0,8 \cdot 0,5 \cdot 1,27^2 \xi \rho R^{-0,2} / (1,31^4 \beta^{0,8}) \right] + 0,01rL \left(-0,4b_2 1,31^2 \beta^{0,4} R^{-0,6} - 0,2b_1 1,31 \beta^{0,2} R^{-0,8} \right) = 0.$$

При принятых исходных данных оптимальная величина аэродинамического сопротивления 1 пог. м участка трубы $R_{opt} = 122,5 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$.

Количество воздуха выпускаемого (засасываемого) воздуха (МВС) в местах фланцевого соединения можно обозначить через $q_1, q_2, \dots, q_n$ и Q_0 – количество воздуха (МВС) в начальном (конечном) сечении трубопровода.

Количество воздуха (МВС), проходящее на каждом из участков будет равно: участок первый Q_0 , участок второй (Q_0+q_1) , участок третий $(Q_0+q_1+q_2)$, участок $n - (Q_0 + \sum_{i=1}^{n-1} q_i)$.

Длины участков обозначаются через $L_1, L_2, \dots, L_n$. Общее сопротивление сети равно сумме сопротивлений всех участков

$$H_0 = H_1 + H_2 + H_3 + \dots + H_n = \sum_{i=1}^{n-1} H_i.$$

Стоимость воздухопровода равна сумме стоимости всех участков сети.

Стоимость ежегодных затрат для установки находится из выражения

$$W_{эл.} = \left(Q_0 + \sum_{i=1}^{n-1} q_i \right) H_i \frac{TC}{1000\eta} + 0,01rL_T n_y (b_2 D^2 + b_1 D + b_0),$$

где $Q_0 + \sum_{i=1}^{n-1} q_i$ – производительность установки, $\text{м}^3/\text{с}$; $\sum_{i=1}^n H_i$ – потери давления в сети, Па; n_y – количество участков трубопровода.

Разработанная методика может быть использована при расчетах неразветвленных газопроводов. К ним относятся воздухопроводы местного проветривания тупиковых выработок, изолированного отвода МВС из тупика вентиляционной выработки и другие. В них выпуск или всасывание воздуха происходит в местах фланцевого соединения звеньев трубопровода по всей длине трубы. Расчет может вестись при постоянном сечении трубопровода по всей длине.

Материалы статьи рекомендуются проектным организациям для использования при проектировании шахтных вентиляционных систем, а также для вентиляционных расчетов на действующих шахтах при реконструкции систем изолированного отвода метана.

Литература

1. Кременчуцкий Н. Ф., Муха О. А. Определение оптимального диаметра дегазационного трубопровода при одновременном учете стоимости труб газопровода и расходуемой вакуум-насосом электроэнергии // Научн. тр. НГА Украины. – 2002. – № 13. – С. 212-218.
2. Аэрология горных предприятий / Ушаков К. З., Бурчаков А. С., Пучков Л. А., Медведев И.И. -М.: Недра, 1987. – 421 с.
3. Лобаев Б.Н. Расчет воздухопроводов. – К.: Госстройиздат, 1959. – 183 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Голинько В.И.
Поступила в редакцию 30.03.06*

УДК 622.807

© В.Ю. Тыщук

ИССЛЕДОВАНИЯ ВОДНЫХ РАСТВОРОВ «ЕКОМ» ДЛЯ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ В КАРЬЕРАХ

Представлены результаты исследований нового средства борьбы с пылью при массовых взрывах в карьерах, позволяющего снизить пылевыведение на 51,8%.

Наведені результати досліджень нового засобу боротьби з пилом при масових вибухах у кар'єрах, що дозволяє знизити пиловиділення на 51,8%.

The results of researches means dust suppression during mass explosions in the quarry the permit lower concentration dust in the 51,8 %.

При подрывании горных пород взрывом в карьерах выделяются большие объемы пыли, что приводит к загрязнению атмосферы не только самих карьеров, но и окружающих территорий.

Наши исследования показали, что на границе санитарно-защитной зоны (СЗЗ) от карьеров, равной 1500 м, запыленность воздуха в 59-201 раз превышает максимально разовую предельно-допустимую концентрацию для жилых массивов, которая составляет 0,3 мг/м³.

Дальнейший рост производства, наблюдающийся в последнее время, ведет к увеличению объемов взрывных работ, и неизбежно будет способствовать

повышению пылевыведения. В связи с этим, решение проблемы борьбы с пылевыми выбросами при массовых взрывах в карьерах является важной и актуальной задачей.

Решение этой проблемы связано с выполнением работ в рамках Национальной программы улучшения состояния безопасности, гигиены труда и производственной среды на 2001-2005 г.г., которые проводились Украинским государственным научно-исследовательским институтом безопасности труда и экологии в горнорудной и металлургической промышленности (НИИБТГ) по договору между НИИБТГ и Фондом социального страхования от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний Украины.

Наиболее распространенным на карьерах способом борьбы с пылью при массовых взрывах, является формирование внутренней, в скважинах, и внешней, на поверхности блока, гидрозабойки. Гидрозабойка представляет собой полиэтиленовый рукав, наполненный пылеподавляющим средством – водой [1]. Механизм пылеподавляющего действия водяной гидрозабойки заключается в том, что после взрыва вода, взаимодействуя с пылегазовым факелом, увлажняет и осаждает пыль.

Недостатком воды, как пылеподавляющего средства, является то, что она быстро испаряется с поверхности твердых частиц пород, особенно в сухую жаркую погоду, что снижает эффективность пылеподавления.

Более эффективным является, разработанное НИИБТГ, средство пылегазоподавления при массовых взрывах в карьерах – углещелочной реагент (УЩР). Использование его в способе пылеподавления с внутренней, в скважинах, увлажненной забойкой и увлажненным защитным экраном на поверхности блока, позволяет повысить эффективность пылегазоподавления. Однако, для горнорудной промышленности необходим более широкий набор средств борьбы с вредными выбросами при массовых взрывах в карьерах.

В связи с этим, в качестве такого средства был принят и исследован раствор «Эком», являющийся разработкой предприятия «ВПК» г. Киев.

В рамках вышеуказанного договора проводились исследования УЩР в качестве средства пылегазоподавления при массовых взрывах, который показал свою высокую эффективность. Результаты наших исследований пылегазоподавляющей способности УЩР были описаны ранее. Не освещенными остались вопросы установления возможности использования водных растворов «Эком» для пылеподавления при массовых взрывах.

Целью работы является исследование пылесвязывающих свойств водных растворов «Эком» и определение перспективы их использования для борьбы с пылью при массовых взрывах в карьерах.

Исходя из цели, решались следующие задачи: определить коагуляционную способность водных растворов «Эком»; установить оптимальные концентрации растворов для пылеподавления; исследовать пылеподавляющую способность водных растворов «Эком» в промышленных условиях при производстве массовых взрывов.

Рассмотрим прежде всего рецептуру «Эком». По данным предприятия «ВПК» вещество «Эком» содержит следующие ингредиенты:

- неионогенные поверхностно-активные вещества – оксиэтилированные алкилфенолы, которые понижают поверхностное натяжение раствора и улучшают его смачивающие свойства;

- поликарбоксилаты (сополимеры и полимеры на основе полиакриламида, полиакриловых и других карбоновых кислот), обладающие водоудерживающими, пленкообразующими, пластифицирующими и агрегирующими свойствами;

- метасиликат натрия (натриевое жидкое стекло), обладающий способностью агрегировать и гранулировать дисперсные частицы пород и повышать силу адгезии раствора с твердыми частицами;

- карбомид (мочевина), повышающий гидротропные свойства раствора, т.е. улучшает растворимость остальных его ингредиентов и снижает температуру замерзания раствора.

В соответствии с поставленными задачами, прежде всего, проведем исследование коагулирующих свойств раствора, которые способны обеспечить эффективное предотвращение загрязнения атмосферы пылью даже после испарения влаги с поверхности мелкодисперсных частиц пород. При этом поднявшиеся в атмосферу укрупненные коагуляционные структуры пыли не способны будут разноситься по карьеру и выноситься за его пределы, а осядут непосредственно в пределах подорванного взрывом блока пород. Это подтверждается результатами исследований запыленности атмосферы карьеров и окружающей среды после проведения массовых взрывов. Например, проведенными нами исследованиями установлено, что в атмосфере на границе СЗЗ присутствует 90,28 % пылинок размером менее 5 мкм, а в атмосфере над блоком содержание пыли данной фракции составляет 21,9% от общей ее массы. Масса пыли размером 4,2-15 мкм в жилых массивах составляет 9,02 %, а над блоком - 26,64 %. Пыль размером 15-100 мкм в атмосфере жилых массивов составляет всего 0,7 %, а в пылегазовом облаке - 51,49 %. Следует обратить внимание на два последних значения содержания пылевидных фракций размером 15-100 мкм в атмосфере карьера и жилых массивов. Они свидетельствуют о том, что пыль размером более 15 мкм в крайне низком количестве способна выноситься за пределы карьерного пространства.

Представленные результаты указывают на необходимость применения средств, обеспечивающих коагуляцию пыли, которая образуется после массовых взрывов.

В связи с этим, определим коагулирующую способность водных растворов «Эком» относительно пыли. Согласно классическим положениям, теории коагуляции коллоидных систем количественной мерой процесса коагуляции, является скорость коагуляции: $\nu = -d\dot{v}/dt$, представляющая собой изменение числа частиц $\dot{v}$ во времени t [2].

Рассмотрим кинетику коагуляции пылевидных частиц в растворе «Эком». Исследования зависимости скорости коагуляции от концентрации раствора C показывают, что если C мало, то $\nu = 0$.

Далее в узком интервале концентрации, наблюдается быстрый рост ν до некоторого значения, не изменяющегося в дальнейшем с увеличением C . В свя-

зи с этим, можно выделить три четко разграниченных зоны: устойчивости, медленной коагуляции $C_{к.м.}$ и быстрой коагуляции $C_{к.б.}$ коллоидной системы.

Далее в узком интервале концентрации наблюдается быстрый рост ν до некоторого значения, которое не изменяется с дальнейшим увеличением C .

Поскольку с ростом C снижается высота энергетического барьера U , то частицы начинают слипаться. Вероятность эффективных актов увеличивается с ростом C и при $C > C_{к.б.}$ энергетический барьер снижается до такого значения, что все частицы его преодолевают. При этом вероятность эффективных взаимодействий становится равной единице и с дальнейшим ростом C больше не изменяется.

Таким образом, область быстрой коагуляции определяется как область, в которой все соударения эффективны.

Поскольку, как выше было отмечено, скорость коагуляции представляет собой изменение числа частиц в единице объема во времени, следовательно, чем интенсивнее коагуляция, тем быстрее будет происходить образование крупных пылевых агрегатов, скорость оседания которых будет возрастать при увеличении их размеров. Исследование скорости коагуляции проводилось по следующей методике [2]. В пробирку вливалось 50 мл водного раствора «Эком» и высыпались пылевидные частицы массой 1 г фракции менее 53 мкм. Затем пробирка закрывалась, и проводилось ее встряхивание в течение 3-4 с. После этого пробирка устанавливалась в штатив, включался секундомер, и фиксировалось время оседания пылевидных частиц на дно пробирки. В опытах фиксировалось время заполнения частицами градуированного объема пробирки, равного 0,8 см³. Концентрации раствора при исследованиях составляли 0,01; 0,05; 0,1; 0,5; 1 мас.%. В качестве исследуемых пород были приняты мелкодисперсные фракции железистых кварцитов, окисленных руд, а также сланцев.

На рис.1 представлены результаты исследований скорости оседания пылевых агрегатов различных типов пород в водных растворах «Эком» в зависимости от его концентраций. Для сравнения, скорость оседания пылевых частиц пород в воде, в среднем, составляла для железистых кварцитов – 205 с, окисленных руд – 217 с, сланцев - 222 с.

Как видно из результатов в границе концентраций 0,01 – 0,05 мас.% находится зона устойчивости, в границах 0,05 – 0,1 мас.% зона медленной коагуляции и выше концентрации 0,1 мас.% - зона быстрой коагуляции пылевых частиц. Анализ графиков показывает, что оптимальными следует считать водные растворы «Эком» концентраций 0,1–1 мас.%. Дальнейшее увеличение концентрации компонента не приводит к существенному увеличению скорости коагуляции пыли. В связи с этим для промышленных исследований по пылеподавлению при массовых взрывах, как опытный образец средства пылеподавления, было принято новое вещество - водный раствор «Эком» концентрации 0,5 мас.%.

Исследования этого раствора в качестве средства пылеподавления при массовых взрывах проводились 15 июля 2005 года в карьере ОАО «Ингулецкий ГОК» на блоке № 106 гор. +45 м. Скальные породы были представлены железистыми кварцитами, окисленными рудами и сланцами. Тип взрывчатого веще-

ства (ВВ) – граммонит 79/21. Выход горной массы составлял 44,6 м³ на 1 пог.м скважины. Расход ВВ на 1 м³ пород равнялся 0,43 кг.

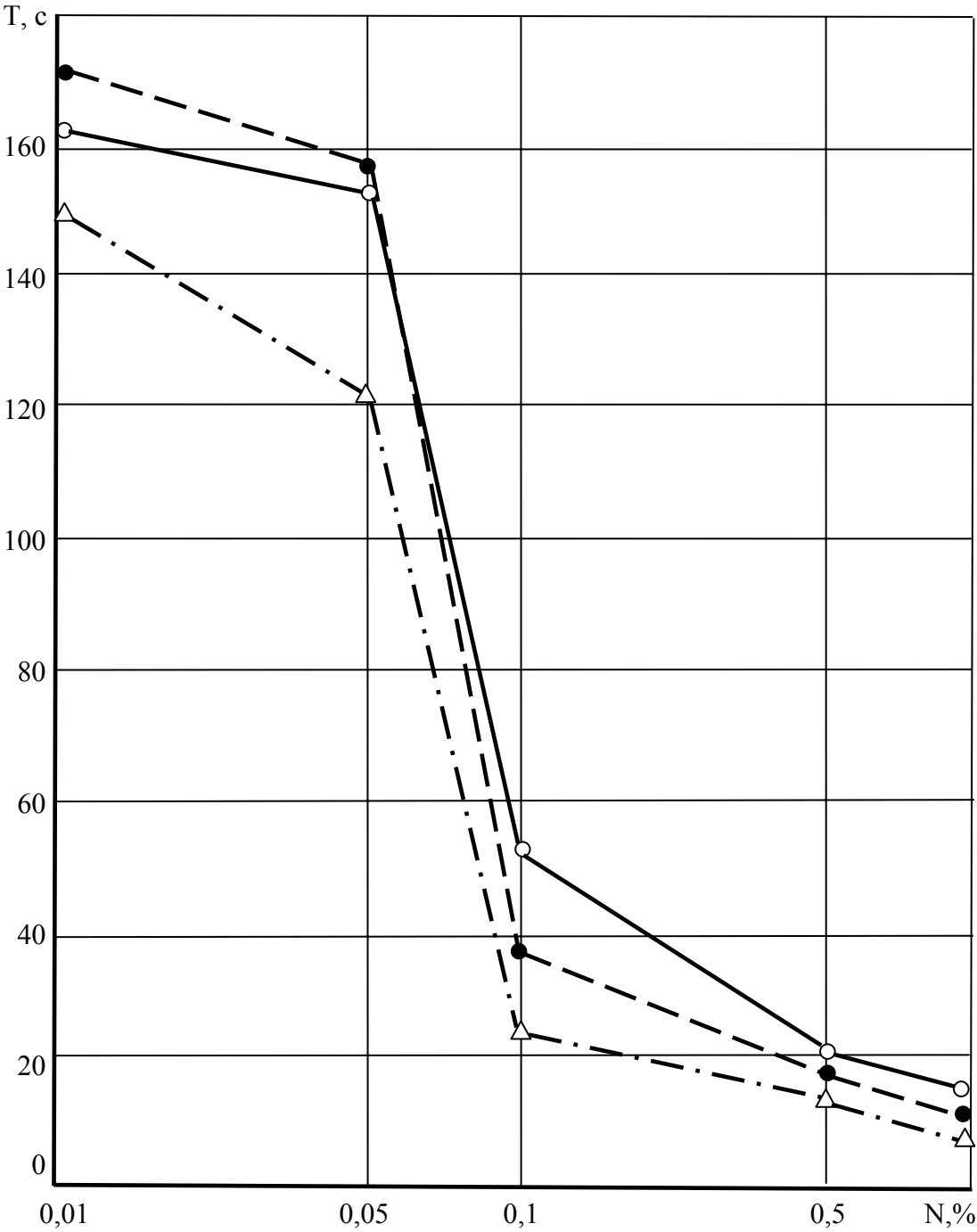


Рис.1. Зависимость изменения скорости оседания пылевых агрегатов в водных растворах «Эком» от концентрации растворов

- железистые кварциты
- окисленные руды
- △— сланцы

Способ пылегазоподавления заключался в следующем. В скважине, сверху заряда, формировалась штатная твердая забойка. После этого на поверхности блока, в радиусе не менее 1 м вокруг скважины, т. е. в зоне пластических деформаций, формировался защитный экран толщиной 0,3 – 0,5 м в виде слоя пород из этого же забоечного материала. Между скважинами на поверхности блока были проложены полиэтиленовые рукава для заполнения исследуемым пылеподавляющим раствором. Затем проводилась операция увлажнения забойки в скважинах, пород защитного экрана на поверхности блока, поверхности слоя пород между скважинами и заполнение полиэтиленовых рукавов исследуемым водным раствором «Эком» концентрации 0,5 мас. %.

Водный раствор «Эком» готовили вблизи карьера на участке по приготовлению окислителя ОАО ППП «Кривбассвзрывпром». Для этого в цистерну специальной поливочной машины вместимостью 10000 л вначале заливалась порция раствора «Эком» массой 50 кг, и затем добавлялась вода. Разбавление «Эком» осуществлялось самопроизвольно. После этого машина выезжала на блок пород, что предназначался подрыванию взрывом и техническими работниками ОАО ППП «Кривбассвзрывпром» проводилось увлажнение забойки в скважинах, слоя пород защитного экрана вокруг скважин и между скважинами, а также заполнение этим раствором полиэтиленовых рукавов. Расход раствора контролировался специальным расходомером которым оснащена поливочная машина. Расход раствора на увлажнение пород забойки и экрана составлял 40 л на 1 м³. Остальная часть блока была увлажнена водным раствором «Эком» с расходом 2 – 3 л/м², а полиэтиленовые рукава, расположенные между скважинами, были наполнены водным раствором массой 200 л. Суммарные затраты раствора в пересчете на одну скважину составили около 300 л. Таким способом был заправлен блок в 65 скважин. Для контроля, на участке в количестве 45 скважин была использована внешняя водяная гидрозабойка в полиэтиленовых рукавах с расходами 200 л на одну скважину, а на участке в 20 скважин средства пылеподавления отсутствовали. На расстоянии 20 м от блоков были выставлены специальные средства отбора проб пыли и газов из атмосферы после массовых взрывов.

Результаты промышленных исследований по пылеподавлению при массовых взрывах с использованием водного раствора «Эком» концентрации 0,5 мас. % представлены в табл. 1.

Результаты промышленных исследований показали, что эффективность пылеподавления при массовых взрывах с использованием «Эком» составляют 51,8 %. Эффективность пылеподавления с использованием внешней водяной забойки составила 20,1 %. Однако, как видно из результатов, водный раствор «Эком» обладает крайне низкой газоподавляющей способностью относительно оксида углерода, который наиболее сложно поддается нейтрализации. При этом эффективность газоподавления составила всего 16,0 %.

Таблица 1

Результаты промышленных исследований пылевыделения и пылеподавления при массовых взрывах в карьере ОАО «Ингулецкий ГОК» с использованием и без использования средств пылеподавления
(в числителе – предельные, в знаменателе – средние значения)

Тип пылеподавляющего раствора	Концентрация вредных выбросов в облаке после взрыва, мг/м ³		
	пыль	СО	NO ₂
1. Без средств пылегазоподавления	$\frac{1320,0 \div 1400,0}{1340,0}$	$\frac{245,0 \div 260,0}{251,3}$	$\frac{6,0 \div 8,0}{7,5}$
2. Внешняя водяная забойка в полиэтиленовых рукавах (штатная забойка на карьере)	$\frac{1040,0 \div 1100,0}{1070,0}$	$\frac{215,0 \div 220,0}{218,3}$	$\frac{4,0 \div 5,0}{4,2}$
3. Водяной раствор „Эком” концентрации 0,5 мас.%	$\frac{600,0 \div 680,0}{645,0}$	$\frac{210,0 \div 215,0}{211,8}$	0

В табл.2 представлен дисперсный состав пылевых частиц, которые образуются после массовых взрывов с использованием и без использования средств пылеподавления. Для сравнения представлены результаты анализов дисперсного состава пыли на границе санитарно-защитной зоны от карьеров после проведения массовых взрывов.

Таблица 2

Дисперсный состав (%) пылевых частиц, которые образуются после массовых взрывов в карьере при использовании и без использования средств пылеподавления

Размер пылевых частиц, мкм Место отбора пылевых проб	< 1,4	1,4-4,2	4,2-10	10-15	15-30	30-45	45-100	>100
на границе СЗЗ	51,16	39,12	6,02	3,00	0,44	0,21	0,05	-
ТИП ПЫЛЕПОДАВЛЯЮЩЕГО РАСТВОРА - ВОДА								
20 м от блока	9,44	10,11	10,43	10,45	13,17	18,26	28,14	-
ТИП ПЫЛЕПОДАВЛЯЮЩЕГО РАСТВОРА – ВОДНЫЙ РАСТВОР «ЭКОМ»								
20 м от блока	-	-	4,19	12,40	14,85	18,06	47,85	2,71
БЕЗ СРЕДСТВ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ								
20 м от блока	10,67	11,24	12,46	14,15	15,88	17,37	18,24	-

Результаты, представленные в табл. 2 свидетельствуют, что водный раствор «Эком» способствует коагуляции пылевидных частиц. Как видно из результатов, лишь около 17 % пылевых фракций из общей образующейся массы пыли, способны выноситься за пределы карьерного пространства и загрязнять атмосферу жилых массивов.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем.

Разработан экспериментальный образец нового средства для борьбы с пылью при массовых взрывах в карьерах - водный раствор «Эком». Установлено, что процесс коагуляции пылевидных частиц под воздействием водных растворов «Эком» подчиняется классической теории коагуляции коллоидных систем.

Результаты лабораторных исследований показали, что оптимальная концентрация водных растворов «Эком» для пылеподавления при массовых взрывах составляет 0,1-1%. Для промышленных исследований был принят водный раствор «Эком» концентрации 0,5 мас. %.

Промышленные исследования на карьере ОАО «Ингулецкий ГОК» показали, что водные растворы «Эком» способствуют коагуляции пыли, образующейся при дроблении пород взрывом.

Результаты исследований на границе СЗЗ показали, что только 17 % пыли размером 4,2 – 15 мкм из общей массы образующихся пылевых коагуляционных структур способны выноситься из карьерного пространства и распространяться в приземном слое атмосферы.

При использовании водных растворов «Эком» как средства пылеподавления при массовых взрывах, в способе с внутренней, в скважинах, увлажненной забойкой, а также увлажненным защитным экраном на поверхности блока, и внешней гидрозабойкой - эффективность пылеподавления составила 51,8%.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на исследования пылеподавляющей способности водных растворов «Эком» при других способах пылеподавления при массовых взрывах в различных горно-геологических условиях карьеров.

Литература

1. Бересневич П.В., Михайлов В.А., Филатов С.С. Аэрология карьеров: Справочник. – М.: Недра, 1990. – 280 с.
2. Тыщук В.Ю. Кинетика механизма пылесвязывания латексами // Повышение безопасности при переработке железных руд. – М.: Недра, 1992. – С. 54-58

*Рекомендована к публикации д.т.н. Зборовским А.В.
Поступила в редакцию 29.03.06*

КАРТОГРАФУВАННЯ ТЕРИТОРІЇ МІСТА ДНІПРОПЕТРОВСЬКА ЗА СТАНОМ ПОВІТРЯНОГО БАСЕЙНУ

Внедрение системы цитогенетического мониторинга окружающей среды урбанизированной территории города Днепропетровска с использованием биотеста «Стерильность пыльцы» высших растений. Установлено, что состояние воздушного бассейна города «неудовлетворительное». Проведено картографирование территории по указанному показателю.

Впровадження системи цитогенетического моніторингу навколишнього середовища урбанізованої території міста Дніпропетровська з використанням біотеста «Стерильність пилю» вищих рослин. Установлено, що стан повітряного басейну «незадовільний». Проведено картографування території за зазначеним показником.

Implementation of the cytogenetic monitoring system on urbanized areas of Dnipropetrovs'k with use the biological test "Pollen Sterility" is considered. As a bioindicators of environmental condition ferns were selected. It is stated that the condition of air basin is unsatisfactory. The mapping of the city territory on calculated indexes has been conducted.

Останнім часом велику тривогу викликає постійно зростаюче глобальне забруднення планети і важка екологічна ситуація на Україні. Забруднення біосфери шкідливими речовинами, поява нових хімічних сполук, підвищення радіоактивності і т.д. загрожує стану навколишнього середовища і здоров'я населення.

Ці проблеми особливо актуальні для урбанізованих територій, до яких відноситься м. Дніпропетровськ - одне з найбільш техногенно-перевантажених міст України. Високорозвинена промисловість, інтенсивна господарська діяльність, що продовжується протягом останніх десятиліть, а також зростання кількості автомобільного транспорту значно погіршили екологічний стан навколишнього природного середовища міста, особливо стан повітряного басейну [1].

Стан довкілля можливо оцінити за допомогою фізико-хімічних аналізів, але вони не відображають біологічної активності всієї сукупності забруднювачів. Сьогодні одним із головних завдань екологічного моніторингу є впровадження біологічного моніторингу, який пов'язаний із порушеннями в біологічних системах та дозволяє виявити основні тенденції зміни стану біосфери в цілому.

Цитогенетичний моніторинг займає центральне місце в біологічному моніторингу, так як завдяки йому можливо визначити еколого-генетичну ситуацію і спрогнозувати її на майбутнє за допомогою високочутливих біоіндикаторів і цитогенетичних тест-систем. При виборі біоіндикаторів перевагу, як правило, віддають рослинам, які характеризують стан навколишнього середовища, в якому вони ростуть, тому що реагують на дію різних шкідливих факторів і тим самим дають можливість виявити ступінь забруднення [2].

Метою роботи є розробка і впровадження системи цитогенетичного моніторингу стану повітряного басейну урбанізованої території міста Дніпропетровська та її картографування.

Матеріали та методи дослідження. Дослідження були проведені в урбанізованій території міста Дніпропетровська. Екологічний стан атмосферного повітря міста за загальною токсичністю, або потенціальною мутагенністю, визначався методом біоіндикації з використанням високочутливого цитогенетичного тесту «Стерильність пилку» вищих рослин – представників місцевої флори (понад 40 видів) - на 17 тест-полігонах (рис. 1, 2). До найбільш характерних рослин для міста відносяться: до I групи стійкості (високо стійкі) - в'юнок польовий (*Convolvulus arvensis* L.), льонок звичайний (*Linaria vulgaris* Mill.) та липа серцелиста (*Tilia cordata* Mill.); до II групи стійкості (стійкі) - береза повисла (*Betula pendula* Roth.), суріпиця звичайна (*Barbarea vulgaris* R. Br.), кульбаба лікарська (*Taraxacum officinale* Wigg); до III групи (середньої стійкості) - каштан звичайний (*Castanea vulgaris* Lam.), абрикос звичайний (*Armeniaca vulgaris* Lam); до IV групи (чутливі) – вишня звичайна (*Cerasus vulgaris* Mill.), верба біла (*Salix alba* L.) та конюшина польова (*Trifolium arvense* L.); до V групи (високо чутливі) – глуха кропива пурпурова (*Lamium purpureum* L.).

За результатами біоіндикації був визначений рівень загального токсикомутагенного фону атмосферного повітря, обумовлений комплексною дією сукупності забруднювачів навколишнього середовища.

Отримані дані були приведені у єдину систему умовних показників ушкодження біосистем (УПУ), що дозволило зробити інтегральну оцінку стану навколишнього середовища [3].

Критерії інтегральних умовних показників ушкодження (ІУПУ) біосистем визначалися з врахуванням аналогічних показників в комфортних і критичних умовах, а також природної стійкості популяцій пилоквіткових клітин фітоіндикаторів до впливу техногенних факторів на урбанізованих територіях.

Для оцінки екологічної ситуації використовували оціночну шкалу (табл.1).

Таблиця 1

Шкала оцінки стану об'єктів навколишнього середовища та екологічної ситуації

Діапазон чисельних значень показників ушкодження	Рівень ушкодження біосистем	Стан біосистем	Екологічна ситуація
0,000 ÷ 0,150	Низький	Сприятливий	Еталонна
0,151 ÷ 0,300	Нижче за середній	Насторожуючий	Задовільна
0,301 ÷ 0,450	Середній	Конфліктний	Незадовільна
0,451 ÷ 0,600	Вище за середній	Загрозливий	Незадовільна
0,601 ÷ 0,750	Високий	Критичний	Катастрофічна
0,751 і вище	Максимальний	Небезпечний	Катастрофічна

Результати дослідження

Результати оцінки стану атмосферного повітря за тестом «Стерильність пилку» рослин-індикаторів представлені в табл. 2, 3 за 2002 та 2003 роки, відповідно.

Таблиця 2

Оцінка рівня токсичності атмосферного повітря
за тестом «Стерильність пилку», 2002 р.

Номер полігону	Група стійкості	Стерильність пилку, %	УПУ	ІУПУ
1	2	3	4	5
1	1	$2,4 \pm 0,68$	0,224	0,166
	2	$2,6 \pm 0,51$	0,108	
2	1	$3,5 \pm 0,81$	0,326	0,414
	2	$9,6 \pm 0,76$	0,467	
	5	$23,6 \pm 1,90$	0,450	
3	1	$4,7 \pm 0,47$	0,459	0,486
	2	$10,5 \pm 3,06$	0,513	
4	1	$0,2 \pm 0,06$	0	0,072
	2	$0,6 \pm 0,17$	0,005	
	5	$12,2 \pm 1,04$	0,212	
5	1	$1,25 \pm 0,13$	0,107	0,111
	2	$0,8 \pm 0,16$	0,015	
	5	$12,2 \pm 1,04$	0,212	
6	1	$0,5 \pm 0,06$	0,031	0,225
	2	$7,9 \pm 0,83$	0,376	
	3	$2,2 \pm 0,43$	0,041	
	5	$23,6 \pm 1,90$	0,450	
7	1	$2,4 \pm 0,38$	0,225	0,310
	2	$7,6 \pm 0,59$	0,364	
	5	$18,4 \pm 1,23$	0,342	

1	2	3	4	5
8	1	$7,3 \pm 0,35$	0,725	0,367
	2	$3,9 \pm 0,27$	0,174	
	5	$11,7 \pm 1,02$	0,202	
9	1	$0,8 \pm 0,10$	0,061	0,033
	2	$0,6 \pm 0,17$	0,005	
10	1	$0,8 \pm 0,20$	0,061	0,221
	2	$7,9 \pm 0,54$	0,380	
11	1	$18,0 \pm 0,52$	1,000	0,918
	2	$16,8 \pm 0,53$	0,836	
12	1	$4,5 \pm 0,32$	0,439	0,320
	2	$4,5 \pm 0,28$	0,205	
	3	$10,1 \pm 0,67$	0,314	
13	1	$1,6 \pm 0,13$	0,147	0,154
	2	$3,6 \pm 0,31$	0,161	
14	2	$6,0 \pm 1,06$	0,282	0,357
	3	$13,5 \pm 1,53$	0,431	
15	1	$4,25 \pm 0,45$	0,413	0,413
16	1	$4,0 \pm 0,80$	0,388	0,402
	2	$8,6 \pm 0,56$	0,415	
17	1	$5,4 \pm 0,41$	0,531	0,330
	2	$3,1 \pm 0,33$	0,129	
	5	$16,0 \pm 1,64$	0,292	
Середнє у місті				0,312

З даних таблиці 2 видно, що УПУ, які характеризують токсичність атмосферного повітря, змінюються від 0,072 до 0,918 у.о., що в свою чергу вказує на різноманітний екологічний стан повітря на різних полігонах міста. Слід відмітити, що на тест-полігонах 1, 4, 5, 6, 9, 13 – виявлено «задовільний» екологічний стан атмосферного повітря із «сприятливим» та «насторожуючим» станом біоіндикаторів. Тільки на території одного тест-полігону - №11 – стан повітря оцінено як «катастрофічний» з «небезпечним» станом біоіндикаторів. На всіх інших полігонах як і у місті в цілому стан повітря – «незадовільний».

Що стосується 2003 року, то в середньому у місті стан атмосферного повітря такий самий як і у 2002 році, а саме – «незадовільний». На 11-му тест-полігоні ситуація залишилася «катастрофічною», але покращився стан біоіндикаторів з «небезпечного» до «критичного», а на тест-полігонах №1 відмічено значне погіршення ситуації з «задовільної» до «незадовільної». Слід також відмітити, що кількість полігонів з «задовільним» станом атмосфери змінилась з 6 до 4.

Оцінка рівня токсичності атмосферного повітря
за тестом «Стерильність пилку», 2003 р.

Номер полігону	Група стійкості	Стерильність пилку, %	УПУ	ІУПУ
1	2	3	4	5
1	2	$8,6 \pm 0,41$	0,415	0,415
2	2	$4,8 \pm 0,28$	0,219	0,433
	4	$4,6 \pm 0,54$	0,081	
	5	$55,2 \pm 2,22$	1,000	
3	1	$2,5 \pm 0,35$	0,235	0,415
	2	$3,9 \pm 0,23$	0,173	
	3	$20,0 \pm 1,27$	0,655	
	4	$24,4 \pm 1,92$	0,595	
4	1	$2,3 \pm 0,47$	0,214	0,300
	2	$8,0 \pm 0,37$	0,386	
5	1	$3,2 \pm 0,34$	0,303	0,291
	2	$8,8 \pm 0,47$	0,424	
	3	$5,0 \pm 0,98$	0,138	
	5	$16,4 \pm 1,66$	0,300	
6	1	$2,5 \pm 0,39$	0,230	0,276
	2	$5,5 \pm 0,33$	0,259	
	3	$7,4 \pm 0,31$	0,219	
	4	$16,7 \pm 0,96$	0,394	
7	5	$38,8 \pm 1,99$	0,767	0,426
	2	$5,2 \pm 0,33$	0,243	
	3	$12,3 \pm 0,70$	0,388	
	4	$13,2 \pm 1,07$	0,304	
8	2	$3,4 \pm 0,27$	0,148	0,514
	5	$44,2 \pm 1,57$	0,879	

1	2	3	4	5
9	1	$4,5 \pm 0,85$	0,440	0,333
	2	$4,9 \pm 0,26$	0,226	
10	1	$2,0 \pm 0,44$	0,188	0,263
	2	$7,1 \pm 0,47$	0,337	
11	1	$10,0 \pm 1,34$	1,000	0,613
	2	$4,9 \pm 0,33$	0,226	
12	1	$4,5 \pm 0,42$	0,435	0,306
	2	$6,3 \pm 0,61$	0,296	
	3	$5,5 \pm 0,20$	0,231	
	4	$11,7 \pm 0,41$	0,264	
	5	$14,2 \pm 1,10$	0,254	
13	1	$5,8 \pm 0,46$	0,571	0,393
	2	$5,4 \pm 0,41$	0,251	
	3	$8,12 \pm 0,28$	0,246	
	5	$26,2 \pm 0,64$	0,326	
14	1	$5,8 \pm 0,74$	0,504	0,413
	2	$5,5 \pm 0,38$	0,255	
15	1	$4,3 \pm 0,45$	0,413	0,413
16	2	$9,8 \pm 0,94$	0,477	0,302
	3	$5,4 \pm 0,36$	0,151	
	4	$12,0 \pm 0,73$	0,273	
17	1	$10,0 \pm 1,34$	1,000	0,467
	2	$10,4 \pm 0,48$	0,510	
	3	$13,5 \pm 0,88$	0,431	
	4	$6,7 \pm 0,79$	0,135	
	5	$14,8 \pm 1,12$	0,267	
Середнє у місті				0,387

Для візуалізації отриманих даних проведено картографування міста за умовними показниками ушкодження (рис. 1, 2). З них видно, що найгірша екологічна ситуація з оцінкою «незадовільна» спостерігається продовж двох років на полігоні № 11. На цьому полігоні не розташовані промислові підприємства, але роза вітру така, що на цю територію поступають виброси від підприємств, які розміщені на примикаючих територіях. На інших тест-полігонах ситуація за два роки виглядає кращою. А саме, вона в 2002 році коливалася від «еталонної» до «незадовільної» (ІУПУ = $0,033 \div 0,486$), а в 2003 році - від «задовільної» до «незадовільної» (ІУПУ = $0,263 \div 0,514$). Це часткове погіршення екологічного стану можна пояснити збільшенням впливу промислових підприємств на житлові масиви, де відбиралися біопроби.

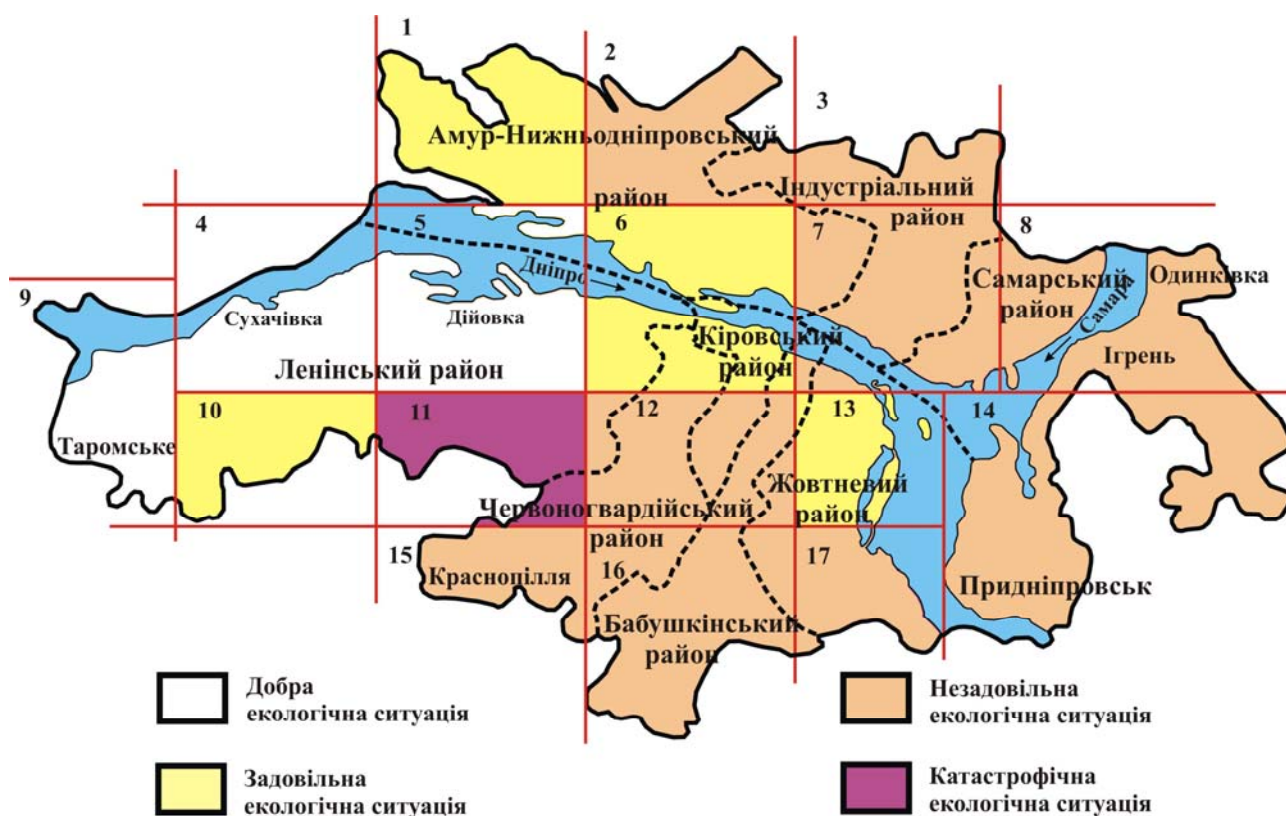


Рис. 1. Стан атмосферного повітря м. Дніпропетровська за тестом «Стерильність пилку» вищих рослин, 2002 рік



Рис. 2. Стан екологічної ситуації атмосферного повітря м. Дніпропетровська, 2003 рік

Якщо прослідкувати за станом окремих тест-полігонів (рис. 1, 2), то на всіх полігонах, крім 4, 5 і 9 лише у 2002 році, просліджується перевищення значення нормативного показника ушкодження. Обґрунтування нормативного показника було зроблено виходячи з теорії гомеостазу – здібності біологічних систем протистояти змінам та зберігати динамічну відносну постійність складу та властивостей. Для різних рівнів організацій складних біологічних систем існує визначний допустимий інтервал відхилень від оптимальних значень признаков, при яких можливо самовідтворення системи при ліквідації стресового фактору. В основі біологічної стійкості лежать процеси репарації спонтанних та індукованих ушкоджень нативної структури ДНК. Стійкість проліферируючих тканин визначається гетерогенністю клітинних популяцій, та обумовлює стійкість всіх організмів [4, 5].

Контролем наших досліджень був спонтанний рівень стерильності тих самих рослин, який виявлявся на екологічно чистих територіях (заповідники АР Крим, Закарпаття). В порівнянні з екологічно чистим контролем стерильність пилку фітоіндикаторів на полігонах міста збільшується від 3,5 до 33 рази, що свідчить про зростання токсичності атмосфери в середньому в 18 разів.

Таким чином, токсичність атмосфери в м. Дніпропетровську в умовних показниках має значення 0,312 у.о. у 2002 році, у 2003 році - 0,387 у.о., а середнє за два роки – 0,350. Це означає, що рівень ушкодження біоіндикаторів на території міста Дніпропетровська за цей період – «середній», їх стан – «конфліктний», а екологічна ситуація – «незадовільна», що є небезпечним не тільки для біосистем, але й для людини. Тому такий стан довкілля міста Дніпропетровська потребує негайного впровадження заходів щодо його поліпшення.

Проведені дослідження дають змогу провести картографування території м. Дніпропетровська за допомогою програмного забезпечення Surfer при відстроєні ізоліній, виявити реальні рівні ушкодження біологічних систем в залежності від техногенної напруженості і прийняти рішення, які необхідно направити на поліпшення стану довкілля та здоров'я населення на урбанізованих територіях.

Література

1. Екологія мегаполісу. Екологічні аспекти промислового розвитку Дніпропетровська. Дніпропетровськ, "ІМА-прес", 2002. 368 с.
2. Паушева З.П. Практикум по цитологии растений. - М.: Агропромиздат. 1988. - 255 с.
3. Горовая А.И., Бобырь П.Ф., Скворцова Т.В., Дигурко В.М., Климкина И.И. Методологические аспекты оценки мутагенного фона и генетического риска для человека и биоты от действия мутагенных экологических факторов // Цитология и генетика. — 1996. — Т.30, №6, С.78-86.
4. Гродзинський Д.М. Надежность биологических систем и эволюция // Надежность клеток и тканей. – Киев: Наук. думка, 1980. – С. 17-29.
5. Гудков И.Н. Клеточные механизмы пострадиационного восстановления растений. – Киев: Наук. думка, 1985. – 223 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Зборовским А.В.
Поступила в редакцию 21.03.06*

О ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД ДЛЯ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ТОКСИЧНЫХ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ

Статья посвящена проблеме снижения токсичности промышленных отходов с помощью природных сорбентов. Исследуется поглотительная способность зеленой глины по отношению к тяжелым металлам, содержащимся в отходах. Установлена возможность использования зеленой глины для снижения токсичности отходов на примере шлака мусоросжигательного завода.

Стаття присвячена проблемі зниження токсичності промислових відходів за допомогою природних сорбентів. Досліджується поглинальна здатність зеленої глини по відношенню до важких металів, що містяться у відходах. Встановлена можливість використання зеленої глини для зниження токсичності відходів на прикладі шлаку сміттєспалювального заводу.

The article is dedicated to the problem of industrial waste toxicity reducing by means of natural sorbents. The absorbing ability of green clay to the heavy metals kept by industrial waste is investigated. The possibility of green clay use for the industrial waste toxicity reducing is fixed on the example of the incineration plant slag.

Одним из проявлений интенсивного антропогенного воздействия на окружающую среду является возникновение и накопление в биосфере значительного количества токсичных химических элементов. Существенным фактором загрязнения природной среды и негативного воздействия практически на все ее компоненты являются отходы. Отходы складировются в виде шламохранилищ, хвостохранилищ, терриконов, отвалов, различных свалок. Общая площадь земель, отведенных в Украине под отходы, достигает 160 тыс. гектаров [1]. Инfiltrация из хранилищ жидких отходов, пылеобразование и горение терриконов и другие факторы, обуславливающие миграцию токсических веществ, приводят к загрязнению подземных и поверхностных вод, ухудшению состояния атмосферного воздуха, земельных ресурсов.

В связи с этим большое значение приобретает поиск материалов, способных иммобилизовать токсичные вещества и препятствовать их дальнейшей миграции. Для решения этих задач в природоохранной практике все чаще применяются природные сорбенты как наиболее доступные, дешевые, безвредные и высокоэффективные материалы. Среди всего многообразия природных материалов, проявляющих сорбционные свойства, особого внимания заслуживают глины. Обладая такими исключительными качествами, как дисперсность, гидрофильность, пластичность, способность к сорбции и ионному обмену, глины применяются во многих отраслях промышленности – нефтеперерабатывающей, химической, целлюлозно-бумажной, керамической, пищевой и т.д. Однако с точки зрения экологической безопасности наибольший интерес представляет использование глин для защиты и улучшения качества окружающей природной среды, а именно для очистки сточных вод от ионов тяжелых металлов, ионов аммония, радионуклидов; для очистки питьевой воды, природных вод, газопылевых вы-

бросов, загрязненных тяжелыми металлами почв; для создания буферных зон вокруг хранилищ токсичных отходов; для улучшения качества почв, условий питания растений и повышения урожайности сельскохозяйственных культур и т.д. [2-6]. Однако в современной научной литературе недостаточно освещен вопрос применения глин для снижения экологической опасности отходов.

Целью данной работы является исследование поглотительной способности глины по отношению к подвижным формам тяжелых металлов, содержащихся в промышленных отходах и установление возможности применения глины для снижения токсичности отходов. Объектом исследования служила зеленая глина, являющаяся попутным продуктом добычи марганцевой руды Никопольского месторождения. Образцы глины были отобраны в Чкаловском карьере Орджоникидзевского ГОКа. Объектом обезвреживания служил шлак Днепропетровского завода по термической переработке твердых бытовых отходов (ТБО). В шлаках мусоросжигательных заводов содержатся тяжелые металлы, полиароматические углеводороды, диоксины и фураны [7-9]. Продукты сжигания ТБО обладают токсичными и мутагенными свойствами, а территории, отведенные под захоронение подобных отходов, подвергаются интенсивному загрязнению вследствие выщелачивания из них вредных веществ [9-11].

Оценка поглотительной способности зеленой глины проводилась методом физико-химического моделирования процесса поглощения как для отдельных тяжелых металлов, так и для многокомпонентной системы, содержащей смесь этих металлов.

Результаты оценки предельной поглотительной способности глины по отношению к каждому тяжелому металлу (ТМ) в отдельности приведены в таблице 1.

Таблица 1

Предельная емкость поглощения глинистой породы, мг/г

Элемент	Pb	Zn	Cd	Cu	Ni	Co	Cr	Mn
Емкость	108	65	31	100	9	8	20	10

Как видно из таблицы 1, зеленая глина обладает значительной поглотительной способностью по отношению ко всем без исключения изученным элементам. При этом наивысшие показатели степени поглощения отмечаются по отношению к элементам I класса опасности – свинцу, цинку и кадмию. Более низкие показатели поглощения у данной глины наблюдаются по отношению к веществам II и III класса опасности – никелю, кобальту, хрому и марганцу, за исключением меди – емкость поглощения этого металла у зеленой глины довольно высокая. В порядке уменьшения степени поглощения зеленой глиной ТМ можно расположить в следующий ряд: свинец > медь > цинк > кадмий > хром > марганец > никель > кобальт.

Следующим этапом исследования было изучение поглотительной способности зеленой глины по отношению к смеси токсичных элементов. В ходе эксперимента варьировали массовую концентрацию глины (10, 20, 40 и 80%), которую вводили в раствор, содержащий смесь указанных тяжелых металлов в

соотношениях, соответствующих их реальной концентрации в шлаке (табл. 2). Предварительно определили содержание подвижных форм тяжелых металлов в самой глине. Результаты исследования, также приведенные в таблице 2, позволяют утверждать, что данный сорбент является экологически безопасным и не может служить дополнительным источником поступления ТМ в окружающую среду, так как их содержание в глине незначительно.

Таблица 2

Содержание подвижных форм тяжелых металлов, мг/г

Элемент	Pb	Zn	Cd	Cu	Ni	Co	Cr	Mn
Шлак	230	1250	3,8	66,0	16,8	1,2	20,0	200
Глина	6,0	0,8	0,5	1,0	0,5	0,2	0,2	2,1

Результаты определения поглотительной способности зеленой глины по отношению к многокомпонентной системе, содержащей смесь ТМ, представлены в таблице 3.

Таблица 3

Степень поглощения зеленой глиной металлов из многокомпонентной смеси, %

Элемент	Массовая доля глины, %			
	10	20	40	80
Pb	44,4	66,7	95,8	100,0
Zn	28,0	55,6	77,9	94,7
Cd	22,9	46,2	71,0	86,7
Cu	55,2	83,7	98,2	99,7
Co	30,0	55,0	81,7	100,0
Ni	20,0	49,9	76,9	92,9
Cr	100,0	100,0	100,0	100,0
Mn	48,0	62,0	79,4	90,0

Из данных таблицы 3 видно, что зеленая глина способна поглощать из поликомпонентной смеси все изученные металлы, при этом увеличение навески глины способствует более полному поглощению каждого металла из раствора.

Регрессионный анализ результатов эксперимента показал, что зависимость количества поглощенного металла (y , %) от массовой доли глины (x , %) носит экспоненциальный характер и описывается уравнениями вида $y(x)=100 \cdot (1-e^{-k \cdot x})$, представленными на рисунках 1-3.

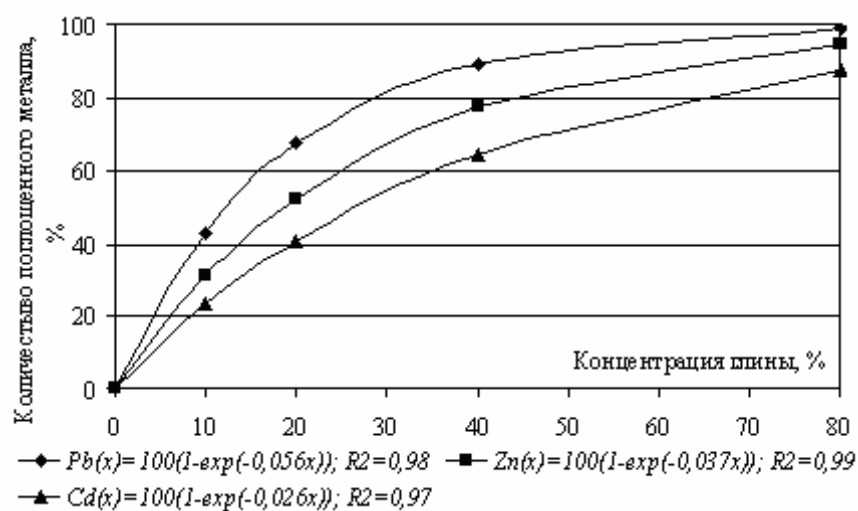


Рис.1. Эффективность поглощения зеленой глиной тяжелых металлов I класса опасности

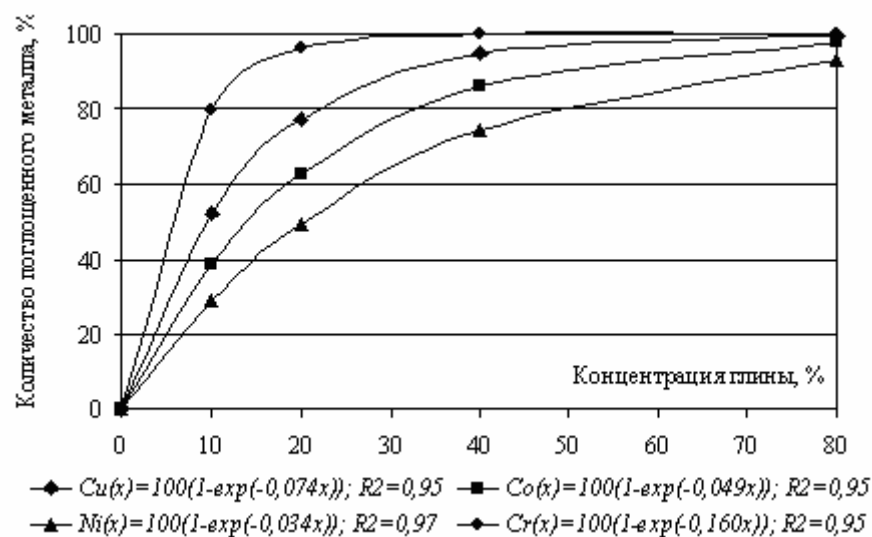


Рис. 2. Эффективность поглощения зеленой глиной тяжелых металлов II класса опасности

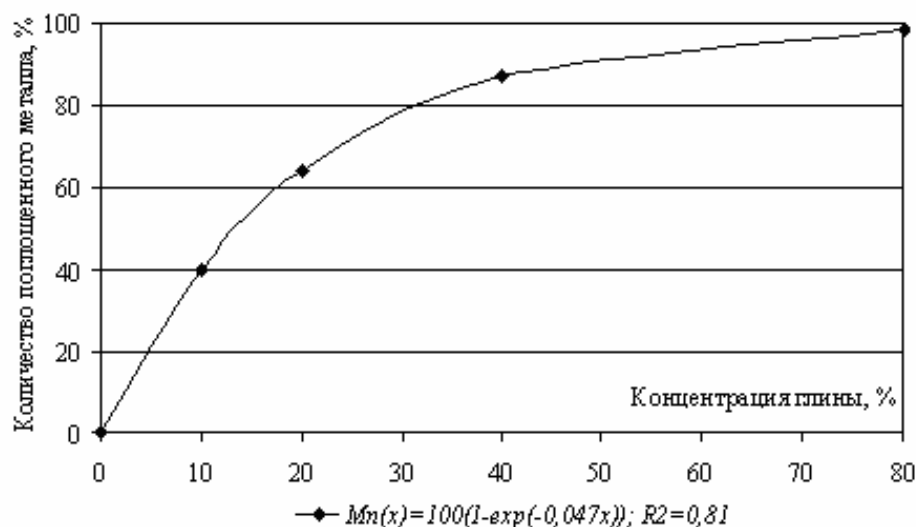


Рис. 3. Эффективность поглощения зеленой глиной тяжелых металлов III класса опасности

Исходя из полученных коэффициентов уравнений k , можно сделать вывод, что из поликомпонентной смеси зеленая глина наиболее интенсивно поглощает тяжелые металлы II класса опасности. При этом по мере убывания степени поглощения из многокомпонентной смеси тяжелые металлы можно расположить в следующий ряд: хром > медь > свинец > марганец > кобальт > цинк > никель > кадмий.

Таким образом, результаты проведенного эксперимента свидетельствуют о наличии у зеленой глины Никопольского месторождения марганцевых руд высокой поглотительной способности по отношению к подвижным формам тяжелых металлов и позволяют рекомендовать ее использование в качестве высокоэффективного сорбента в природоохранных целях и, в частности, для обезвреживания промышленных отходов, содержащих тяжелые металлы, в том числе шлаков мусоросжигательных заводов.

Литература

1. Основні напрями державної політики України у галузі охорони довкілля, використання природних ресурсів та забезпечення екологічної безпеки від 5 березня 1998 року №188/98-ВР // Відомості Верховної Ради. – 1998. – № 38-39. – ст. 248.
2. Тарасевич Ю.И. Природные сорбенты в процессах очистки воды. – К.: Наукова думка, 1981. – 208 с.
3. Мерабишвили М.С. Бентонитовые глины. – М.: Госгеолтехиздат, 1962. – С. 97-98.
4. Тарасенко В.С., Буглак Н.П., Кириченко Л.П., Каладзе Н.Н. Природные глинистые сорбенты Крыма и перспективы их использования в народном хозяйстве и здравоохранении // Вестник физиотерапии и курортологии. – 1996. – №3. – С. 36-38.
5. Украинские бентониты / Ф.Д. Овчаренко, Н.Г. Кириченко, Д.Н. Коваленко, А.И. Расстренко / К.: Изд-во АН УССР, 1958. – 100 с.
6. Аблаева Л.А. Использование бентонитовых глин Кудринского месторождения для охраны окружающей среды: Дис... канд. геол. наук: 04.00.19. – Симферополь, 2002. – 153 с.
7. Gesmebasi Erol. Metal emissions from municipal solid waste (MSW) incinerators // Particul. Sci. and Technol. – 1988. – 6, №4. – С. 365-380.
8. Karstensen Kare Helge. Multielement analysis of city waste incineration ash and slag by inductively coupled plasma atomic emission spectrometry // Sci. Total Environ. – 1989. – 79, №2. – С. 179-189.
9. Федоров Л.А. Диоксины как экологическая опасность: ретроспектива и перспективы. – М.: Наука, 1993. – 226 с.
10. Биоіндикація токсичності і мутагенності шлака Дніпропетровського мусоросжигательного заводу / А.И. Горовая, В.Н. Лапицкий, ЕА. Борисовская, А.В. Павличенко // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №6. – С. 79-81.
11. Крайнюк Е.В., Ольгинский А.Г. Экологические аспекты использования шлака мусоросжигательного завода при производстве строительных материалов // Вісник СумДУ. – 2002. – №9(42). – С. 149-152.
12. Жудина В.И., Майстренко О.Ф. Оценка влияния отвалов продуктов сжигания твердых бытовых отходов на окружающую среду. // Утилизация отходов, организация и контроль полигонов. – Одесса: ОЦНТИ, 1999. – С. 117-119.

Рекомендована к публикации д.т.н. Зборовским А.В.

Поступила в редакцию 02.04.06

О ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕТОДОВ БИОИНДИКАЦИИ ДЛЯ ОЦЕНКИ ТОКСИЧНОСТИ СТОЧНЫХ ВОД

Обоснована возможность использования высших растений в качестве биоиндикаторов для оценки токсичности сточных вод. Выявлено негативное воздействие хлорорганических соединений в очищаемых сточных водах на растительные индикаторы.

Обґрунтовано можливість використання вищих рослин як біоіндикаторів для оцінки токсичності стічних вод. Виявлено негативний вплив хлорорганічних сполук у стічних водах, які очищуються, на рослинні індикатори.

The possibility of using higher organizational plants as bioindicators for the estimation of wastewater toxicity is proved. The negative influence of chlororganic combinations on the plant indicators in purified wastewater is determined.

На сегодняшний день остается острой проблема загрязнения поверхностных и подземных вод. Основными источниками поступления загрязняющих веществ в водные объекты являются сточные воды коммунального хозяйства, промышленности и сельскохозяйственного производства. В поверхностные воды Днепропетровской области ежегодно поступает около 2 млрд. м³ хозяйственно-бытовых и промышленных сточных вод, что составляет 25 % от общего количества сточных вод в Украине [1].

Сточные воды, поступающие на общегородские очистные сооружения г. Днепропетровска отличаются большим разнообразием загрязняющих веществ и их значительными концентрациями. Общегородские очистные сооружения города были спроектированы в начале прошлого столетия и являются малоэффективными для очистки сточных вод современного мегаполиса. Увеличение и усложнение технологических процессов промышленного производства привело к образованию высокотоксичных, трудно обезвреживаемых загрязняющих веществ, которые, попадая на очистные сооружения со сточными водами, беспрепятственно проходят через существующие этапы очистки и поступают в поверхностные водоемы. В составе сбрасываемых возвратных вод в водные объекты города отмечено превышение ПДК по некоторым биогенным и органическим веществам, нитритам, нефтепродуктам, СПАВ, тяжелым металлам и т. д [1].

Традиционными методами оценки содержания загрязняющих веществ в сточных водах являются химико-аналитические методы исследования, которые дают возможность установления только фактической концентрации загрязняющих веществ, но при этом не могут установить общую токсичность сточных вод и уровень их опасности для гидробионтов и человека. Также, следует отметить, что токсические вещества действуют на живые организмы не изолировано, а в виде разнообразных сочетаний, при разных концентрациях компонентов [2].

Поэтому наиболее полно оценить действие токсических компонентов сточных вод на состояние водных экосистем позволяют методы биоиндикации

с использованием различных тест-систем. По мнению ряда ученых, биоиндикаторами могут быть разнообразные организмы: бактерии, водоросли, пиявки, дафнии, моллюски, рыбы, высшие растения, по реакции которых можно судить о степени загрязнения исследуемого объекта [3-5].

Следует отметить, что с 1996 г. в России согласно СанПиНу 2.1.7.573-96 для оценки токсичности сточных вод официально используются методы биотестирования [6], где в качестве индикаторных культур применяются редис или горчица. В Украине, согласно государственным санитарным правилам и нормам (ДСанПіН-96), рекомендуется использовать интегральный показатель качества воды – индекс токсичности, который представляет собой процентное отношение к контролю разности между величинами реакций тест-организмов (дафнии и инфузории) в контрольной и опытной пробах воды.

Для эффективной работы очистных сооружений необходима разработка системы комплексной оценки токсичности сточных вод, которая помимо существующих физико-химических методов включала бы и биологические методы оценки.

Поэтому целью данной работы было обоснование возможности использования методов биоиндикации для оценки степени токсичности сточных вод и как следствие эффективности работы очистных сооружений.

Объект исследования - сточные воды, поступающие на очистные сооружения Южной и Левобережной станции аэрации (ЮСА, ЛСА) г. Днепропетровска. Очистка сточных вод на станциях города включает следующие этапы: механическая (песколовки, первичные отстойники), биологическая (аэротенки, вторичные отстойники) и обеззараживание (хлорирование). Пробы сточных вод отбирались согласно гостированной методике [7] на входе очистных сооружений, после каждого этапа очистки: 1-этап (первичные отстойники), 2-этап (вторичные отстойники) и на выходе (хлораторная). В связи с тем, что состав сточных вод может изменяться во времени, пробы отбирались каждый сезон на протяжении периода - лето 2004 – весна 2005 гг.

Методы исследования. Для оценки токсичности сточных вод использовался «Ростовый тест», сущность которого заключается в регистрации изменений показателей роста проростков индикаторной культуры, проращиваемой на исследуемых пробах. Растения играют важную роль в поглощении загрязняющих веществ и поэтому являются наиболее удобными и достоверными индикаторами состояния объектов окружающей среды. Преимущество отдают быстро прорастающим и высоко чувствительным тест-культурам.

В лабораторных условиях для оценки токсичности сточных вод использовалось три вида растений: лук обыкновенный (*Allium cepa* L), редис обыкновенный (*Raphanus sativus* L), пшеница озимая (*Triticum sativum*). Растения проращивались в лабораторных условиях на исследуемых пробах сточных вод. Семена редиса красного круглого с белым кончиком и лука обыкновенного укладывались равномерно на фильтровальную бумагу по 30 штук в чашки Петри диаметром 9 см. В каждую чашку Петри наливали по 5 мл исследуемой и чистой воды. Уровень жидкости в чашках должен быть ниже поверхности семян.

Семена проращивались в чашках Петри в термостате при температуре 20°C. Через 72 часа измеряли длину корней [6]. Семена пшеницы проращивались на специальных кольцах, находящихся на плаву в емкостях объемом 500 мл. На каждое кольцо помещалось по 10 семян. Емкости с высаженными растениями помещались в место с постоянным освещением на протяжении 12 часов. Через 7 дней проращивания измеряли длину корней. Исследования проводили в 3-кратном повторении и 3-разовом воспроизведении [8] на протяжении каждого сезона года.

Результаты исследования. Результаты оценки токсичности сточных вод ЮСА на разных этапах очистки приведены в табл. 1.

Таблица 1

Результаты оценки токсичности сточных вод на различных этапах водоочистки на Южной станции аэрации г. Днепропетровска

Место отбора проб	Угнетение длины корешков от контроля, %		
	Тест-культура		
	Лук	Редис	Пшеница
Контроль	0	0	0
Вход	24,21 ± 2,64	16,00 ± 0,75	33,06 ± 11,56
1-этап очистки	22,43 ± 2,02**	13,51 ± 0,38**	27,24 ± 5,01**
2-этап очистки	18,54 ± 2,47	12,07 ± 1,22*	15,95 ± 8,83
Выход	22,42 ± 2,35	13,45 ± 0,87 *	16,70 ± 9,41

Примечание в табл.1 и табл.2:

* - отклонение от контроля не достоверно ($p < 0,05$)

** - недостоверное отклонение от результатов на входе ($p < 0,05$)

Из данных табл. 1 видно, что сточные воды на входе обладают токсическими свойствами, так как они оказывают более чем 30% угнетение ростовых процессов [6]. При прохождении сточных вод через сооружения механической очистки интенсивность прорастания растительных индикаторов практически не изменяется. После второго этапа очистки степень угнетения роста корней в сравнении с входом снижается на 23% у лука и 25% у редиса и на 50% у пшеницы.

Следует отметить, что после хлорирования сточных вод наблюдается повышение степени угнетения ростовых процессов всех культур, что свидетельствует об увеличении их токсичности.

Результаты аналогичных исследований на образцах сточных вод, отобранных на ЛСА, приведены в табл. 2.

Анализируя данные табл. 2 можно сказать, что на ЛСА наблюдается та же тенденция, что и на ЮСА. Степень снижения токсичности после второго этапа очистки по сравнению с данными на входе составляет 40% по угнетению роста корешков лука и редиса и 60% по пшенице.

Таблица 2

Результаты оценки токсичности сточных вод на различных этапах водоочистки на Левобережной станции аэрации г.Днепропетровска

Место отбора проб	Угнетение длины корешков от контроля, %		
	Тест-культура		
	Лук	Редис	Пшеница
Контроль	0	0	0
Вход	$29,80 \pm 0,66$	$24,14 \pm 2,10$	$51,63 \pm 3,29$
1-этап очистки	$27,24 \pm 1,58^{**}$	$21,51 \pm 2,19^{**}$	$36,78 \pm 5,84$
2-этап очистки	$17,45 \pm 2,14^{*}$	$14,15 \pm 1,19^{*}$	$19,20 \pm 0,98$
Выход	$19,59 \pm 2,36$	$16,73 \pm 0,95$	$20,08 \pm 0,68$

Таким образом, согласно данным, полученным по двум станциям, наблюдается угнетение роста тест-культур на пробах сточных вод после каждого этапа очистки. Это указывает на наличие в очищаемых сточных водах веществ с токсическим действием. Самой чувствительной культурой является пшеница озимая, менее чувствительной – лук обыкновенный, самой низкой чувствительностью обладает редис обыкновенный.

Сравнительный анализ данных табл. 1 и 2, выявил, что наибольшая токсичность сточных вод отмечается на Левобережной станции аэрации по сравнению с Южной станцией, что можно объяснить высокой нагрузкой на очистные сооружения. Угнетение ростовых процессов после последнего этапа очистки (хлорирования) в сравнении с предыдущим этапом (биологической очисткой) свидетельствует об увеличении токсичности очищенных сточных вод.

Хлорирование на очистных станциях города осуществляется при помощи сжиженного хлора, который поставляется в баллонах под давлением. Газ выпускается из баллона и дозируется в воду хлоратором. Хлор растворяется в воде до формы хлорноватистой (гипохлористой) кислоты (HOCl) и иона гипохлорита (OCl^-).

Серьезным недостатком хлорирования воды является образование высокотоксических галогенсодержащих соединений, большую часть которых составляют тригалометаны: хлороформ, дихлорбромметан, дибромхлорметан и бромформ [9].

Следует предположить, что повторное загрязнение очищаемых сточных вод происходит за счет образования побочных продуктов хлорирования. Хлорирование обеспечивает микробиологическую безопасность воды в любой точке распределительной сети в любой момент времени благодаря эффекту последействия. Все остальные методы обеззараживания воды, не исключая озонирование и ультрафиолет, не обеспечивают обеззараживающего последействия и, следовательно, требуют хлорирования на одной из стадий водоподготовки.

Для установления зависимости изменения действия сточных вод на живые организмы на разных этапах водоочистки был проведен парный корреляционный анализ между показателями угнетения ростовых процессов всех использованных культур за четыре сезона исследований на каждом этапе очистки (табл. 3).

Как видно из табл. 3, между анализируемыми параметрами существует сильная корреляционная зависимость, что указывает на возможность установления математических зависимостей, характеризующих уровень изменения токсичности сточных вод по мере их прохождения через очистные сооружения и как следствие эффективности очистки.

Таблица 3

Коэффициенты парной корреляции между показателями угнетения роста корешков индикаторных растений на разных этапах очистки сточных вод

	ЮСА				ЛСА			
	Вход	1-этап	2-этап	Выход	Вход	1-этап	2-этап	Выход
Вход	1	0,946	0,766	0,961	1	0,906	0,967	0,920
1-этап	0,946	1	0,801	0,943	0,906	1	0,736	0,943
2-этап	0,766	0,801	1	0,864	0,967	0,736	1	0,532
Выход	0,961	0,943	0,864	1	0,920	0,943	0,532	1

Для ЮСА эффективность очистки сточных вод на этапе механической очистки имеет вид:

$$y = 0,914x - 0,395, R^2 = 0,895, \quad (1)$$

где x – угнетение ростовых процессов тест-культур на входе;

y – угнетение ростовых процессов тест-культур после 1-го этапа очистки на этапе биологической очистки:

$$y = 0,721x + 2,423, R^2 = 0,642, \quad (2)$$

где x – угнетение ростовых процессов после 1-го этапа;

y – угнетение ростовых процессов после 2-го этапа на этапе хлорирования:

$$y = 1,022x + 2,230, R^2 = 0,747, \quad (3)$$

где x – угнетение ростовых процессов после 2-го этапа;

y – угнетение ростовых процессов на выходе на этапе вход – выход:

$$y = 0,988x - 1,910, R^2 = 0,924, \quad (4)$$

где x – угнетение ростовых процессов на входе;

y – угнетение ростовых процессов на выходе.

Для ЛСА эффективность очистки на каждом этапе описывается аналогичными математическими зависимостями и на этапе механической очистки имеет вид:

$$y = 0,968x - 1,870, R^2 = 0,822 \quad (5)$$

на этапе биологической очистки:

$$y = 0,424x + 5,459, R^2 = 0,542 \quad (6)$$

на этапе дезинфекции:

$$y = 0,876x + 4,306, R^2 = 0,763 \quad (7)$$

на этапе вход – выход:

$$y = 0,568x + 3,480, R^2 = 0,847 \quad (8)$$

Полученные зависимости (1-8) дают возможность прогнозировать снижение токсичности сточных вод по мере их прохождения через существующие

этапы очистки и оценивать эффективность очистки сточных вод от токсических компонентов.

Результаты проведенных исследований за годовой период, указывают на то, что очищаемые на ЛСА и ЮСА сточные воды в большинстве экспериментов проявляли токсические свойства, что свидетельствовало о недостаточной степени их очистки от веществ, обладающих токсическим действием.

В результате опытов установлено, что наибольшей чувствительностью обладала пшеница озимая, менее чувствительным был лук обыкновенный, наименее чувствительный – редис обыкновенный.

Зарегистрированные в ходе опытов случаи угнетения ростовых процессов тест-культур на сточных водах после последнего этапа очистки указывали на повышение их токсичности. Так как хлорирование, как метод дезинфекции воды, является наиболее распространенным в нашей стране по сравнению с другими методами, то возникает необходимость в разработке способов снижения концентрации побочных продуктов хлорирования и восстановления природных свойств очищаемых сточных вод на последнем этапе очистки.

Таким образом, оценка работы очистных сооружений сточных вод методами биоиндикации позволяет, во-первых, более полно и в более короткие сроки определить качество и физиологическую полноценность сточных вод после каждого этапа очистки. Во-вторых, данная система оценки как достаточно эффективная, и при этом требующая минимальных затрат, может явиться дополнением существующих методов диагностики свойств сточных вод.

Литература

1. Грищенко Н.В. Современное состояние водной среды в Днепропетровской области и влияние на нее антропогенной деятельности человека // Мат-лы VI международной научно-практической конф. «Вода: проблемы и решения». – Днепропетровск.- 2002. - С. 14-20.
2. Селивановская С.Ю., Латыпова В.З. Создание тест-системы для оценки токсичности многокомпонентных образований, размещаемых в природной среде // Экология.- 2004.- № 1.- С. 21-25.
3. Методика визначення гострої токсичності води на ракоподібних *Daphnia magna* Straus, КНД 211.1.4.054-97., К. 1997 г.
4. Малеева М.Г., Некрасова Г.В., Безель В.С.. Реакция гидрофитов на загрязнение среды тяжелыми металлами // Экология. - 2004.- № 4. - С. 266-272.
5. Куделин В.М., Тимошенко Г.А., Толстихина В.С. Токсикологическая оценка сточных и дренажных вод Байкальского целлюлозно-бумажного комбината // Экология. – 2004. - №1.- С. 74-76.
6. Санитарные Правила и Нормы 2.1.7.573-96 «Гигиенические требования к использованию сточных вод и их осадков для орошения и удобрения» (2.1.7. Почва, очистка населенных мест, бытовые и промышленные отходы, санитарная охрана почвы). М., 1997. 36 с.
7. ГОСТ 17.1.5.05-85. Требования к отбору проб поверхностных вод
8. Лакин Г.Ф. Биометрия. - М.: Высшая школа, 1990. – 352с.
9. Гончарук В.В, Потапченко Н.Г. Современное состояние проблемы обеззараживания воды // Химия и технология воды. – 1998. – С. 190-216.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Садовенко А.И.
Поступила в редакцию 09.11.2005*

ВЫБОР ЭНЕРГОЕМКОСТИ НАКОПИТЕЛЯ ЭНЕРГИИ ДЛЯ СНИЖЕНИЯ МАКСИМУМА ПОТРЕБЛЯЕМОЙ МОЩНОСТИ

Оценивается энергоёмкость накопителя энергии в аспекте его применения с целью снижения максимума мощности, потребляемой энергетическими установками.

Оцінюється енергоємність накопичувача енергії в аспекті його застосування з метою зниження максимуму потужності, споживаної енергетичними установками.

The accumulator energy intensity value is estimated depending on its use aimed at decreasing maximum power consumed power plants.

Введение

Значительное место в решении задач энергосбережения, обеспечения качества, эффективного преобразования энергии и определения наиболее рациональных режимов энергоснабжения потребителей отводится накопителям энергии.

Появление энергоёмких, быстродействующих, ёмкостных накопителей может позволить значительно повысить энергоэффективность производственных процессов, транспортных средств и систем электроснабжения с индуктивной передачей энергии.

Анализ публикации

В статье [1] рассматривается возможность снижения максимума мощности, потребляемой от внешнего источника энергии, оценивается потребность в таком снижении и его величина для конкретного графика нагрузки. Эта работа содержит исходные данные и является отправной точкой для решения поставленной задачи. Книга [2] посвящена методам и приёмам вычислительной математики; основная часть книги – пособие по приближённым вычислениям. Служит источником информации и инструментарием. Публикация [3] посвящена вопросам теории работы основных элементов оборудования рудничной электровозной тяги, содержит сведения о технической эксплуатации и ее расчёте.

Цель исследования

Внедрение ёмкостного накопителя энергии в электроустановку позволяет снизить максимум потребляемой мощности из питающей сети. Необходимо определить и оценить энергоёмкость накопителя, обеспечивающую требуемое снижение максимума для конкретного графика нагрузки.

Результаты исследования

В статье [1] рассматривается вопрос снижения максимума потребляемой мощности из сети. Из расчетов следует, что для снятого в штольне им. Володарского (Кизел) графика нагрузки шахтного электровоза можно ожидать снижение максимума до 63 % за рейс. Исследуемый график электрической нагрузки представлен на рис. 1.

При исследовании снижения максимума потребляемой мощности получен его размер:

$$P_{p.рейс} = 9886,577 \text{ Вт}$$

– мощность, потребляемая на движение состава при равномерном графике нагрузки (за рейс). В расчёте не учитывался временной промежуток между движениями с порожняком и с грузом. На рис. 1 потребляемая мощность $P_{p.рейс}$ представлена прямой линией.

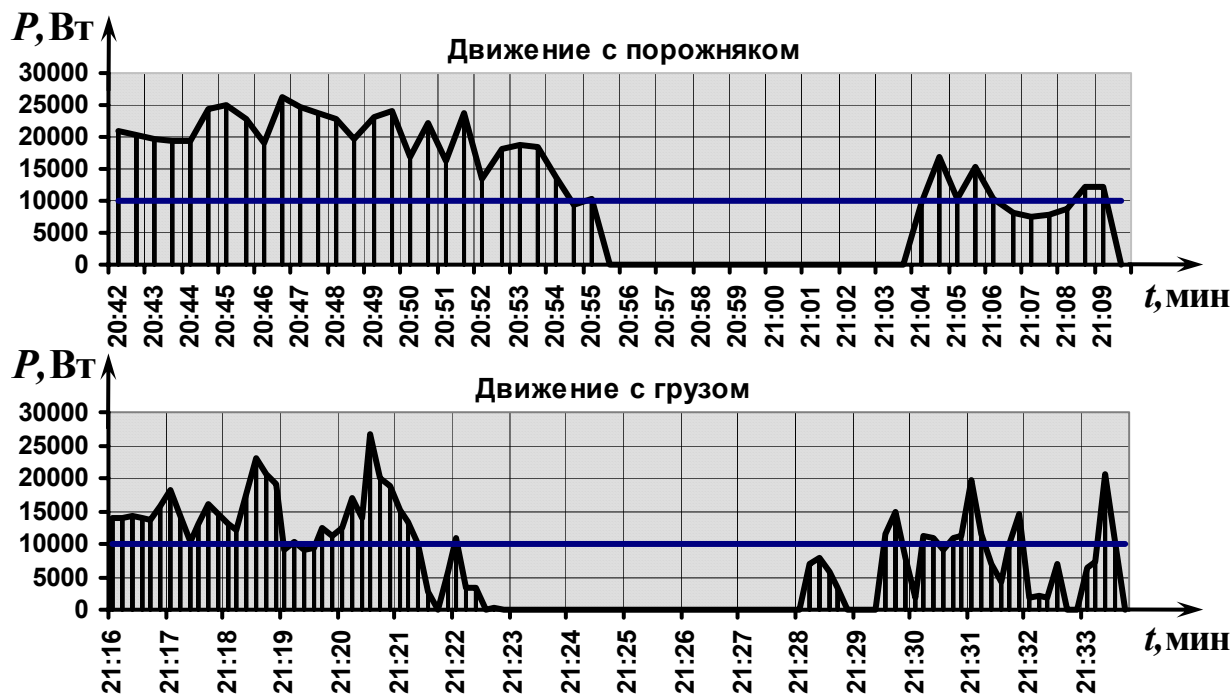


Рис. 1. Диаграммы потребления мощности электровозом

Определим максимальную энергоемкость накопителя, то есть необходимую энергоемкость, при которой обеспечивается требуемое снижение максимума потребляемой из питающей электрической сети мощности на всем рассматриваемом промежутке времени. На рис. 1 размер энергоемкости можно представить в виде площади, заштрихованной над линией мощности равномерного графика нагрузки.

Приведем кривые мощности (рис. 1) к виду, изображенному на рис. 2, путем их смещения на $P_{p.рейс}$ вниз и зеркального отражения относительно оси времени. Полученные кривые – графики мощности энергоаккумулятора.

Проинтегрируем отрицательную часть полученных кривых, описывающую выдачу накопителем энергии, воспользовавшись методом численного интегрирования по правилу трапеций [2]:

$$\int_a^b y dx = \frac{h}{2} (y_0 + 2y_1 + 2y_2 + \dots + 2y_{n-1} + y_n),$$

где в нашем случае h – шаг изменения времени (для движения с порожняком – 30 сек., для движения с грузом – 10 сек.); y_i – соответствующая каждому значению времени мощность накопителя.

Отсюда получим следующие значения максимально необходимой энергоемкости накопителя:

для движения с порожняком
 для движения с грузом
 за рейс

$$E_{n,n}^{\max} = 2351,19 \text{ Вт}\cdot\text{ч},$$

$$E_{n,z}^{\max} = 555,93 \text{ Вт}\cdot\text{ч},$$

$$E_{n.\text{рейс}}^{\max} = 2907,12 \text{ Вт}\cdot\text{ч}.$$

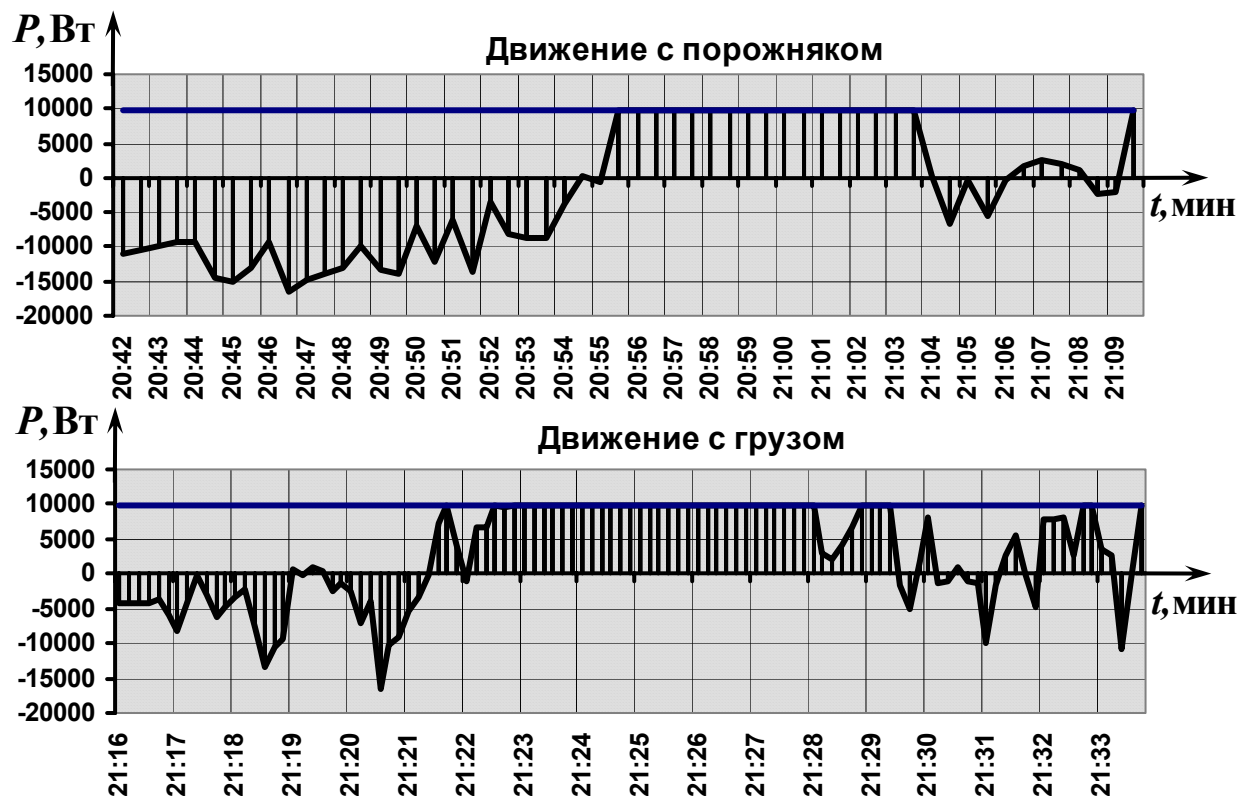


Рис. 2. Графики электрических нагрузок накопителя

В нашем случае под максимально необходимой энергоемкостью подразумевается такая энергоемкость, при которой накопитель заряжается всей необходимой энергией один раз за цикл – перед началом движения порожняком.

Однако во время движения состава существуют интервалы времени, когда потребляемая электровозом мощность меньше мощности выровненного графика нагрузки, т.е. когда накопитель может заряжаться.

Приняв, что к началу движения (с порожняком) накопитель был полностью заряжен, т.е. имел энергию $E_{n.\text{рейс}}^{\max}$, применяя правило трапеций к каждому участку дискретизации по времени (для движения с порожняком – 30 сек., для движения с грузом – 10 сек.) всего графика электрической нагрузки накопителя и суммируя накопительным итогом полученные результаты, построим график зависимости энергии в накопителе от времени (рис. 3). Прямая линия на рисунке – максимально необходимая энергоёмкость $E_{n.\text{рейс}}^{\max}$ для рейса.

Из рис. 3 видно, что для каждого направления движения график имеет минимум:

при движении с порожняком

$$E_{\min.n} = 707,152 \text{ Вт}\cdot\text{ч},$$

при движении с грузом

$$E_{\min.z} = 1623,36 \text{ Вт}\cdot\text{ч}.$$

Именно эти значения (объемы) энергии не участвуют в выравнивании графика нагрузки электровоза. Появление такого резерва обусловлено тем, что нако-

питель, кроме выдачи энергии в периоды максимума потребления электровозом, еще и накапливает ее в периоды минимума энергопотребления электровозом.

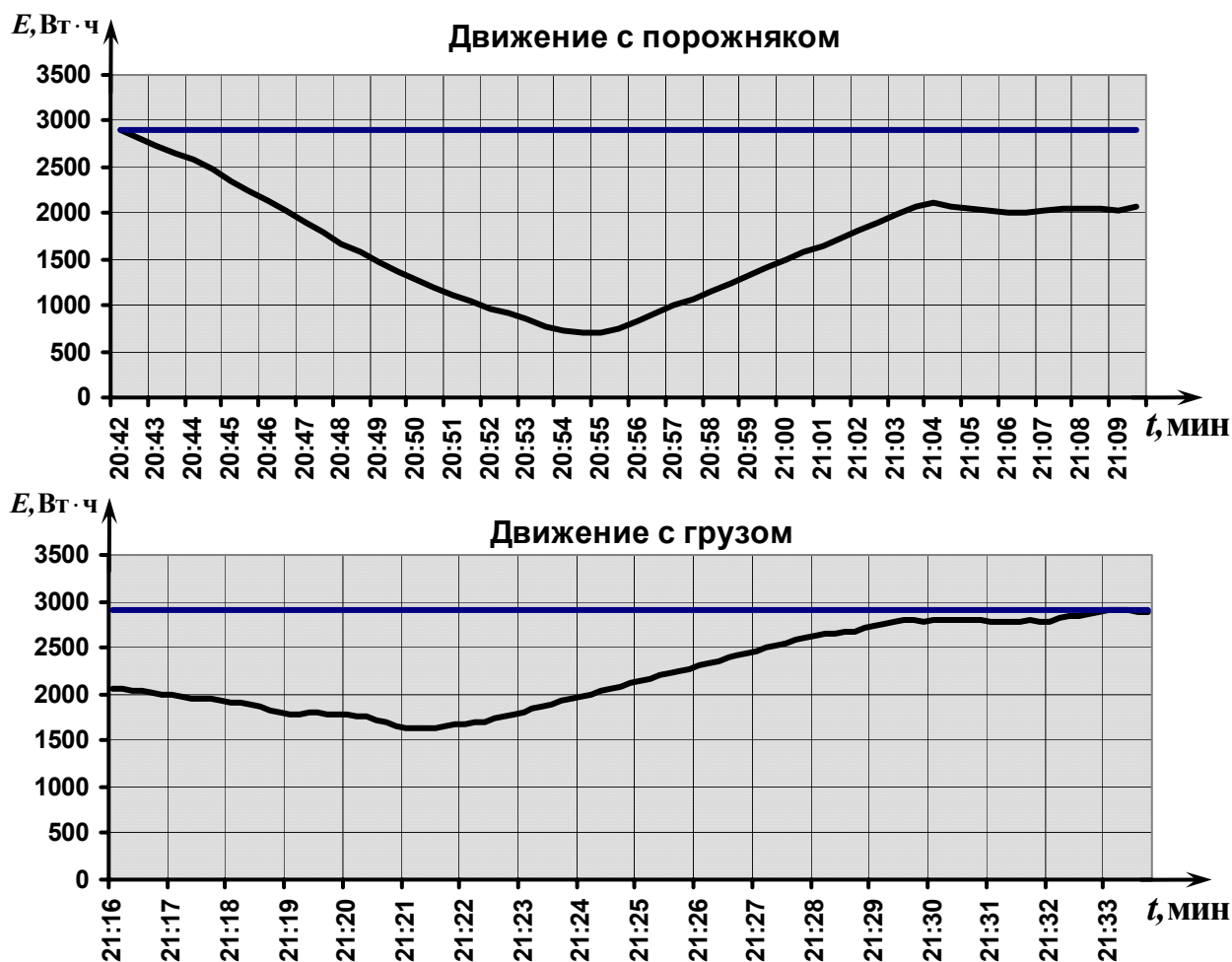


Рис. 3. График зависимости энергии в накопителе от времени при условии, что перед началом движения накопитель заряжен до значения $E_{н.рейс}^{max}$.

Ёмкость накопителя $E_{н.рейс}^{max}$.

Таким образом, в качестве достаточной (минимальной) энергоемкости накопителя, обеспечивающей выравнивание графика электропотребления, можно принять величину, равную разности энергии перед началом движения ($E_{нач.дв}$) и энергии, не участвующей в выравнивании графика нагрузки ($E_{мин}$):

для движения состава с порожняком

$$E_{н.л}^{min} = E_{нач.дв.л} - E_{мин.л} = 2907,125 - 707,152 = 2199,97 \text{ Вт} \cdot \text{ч}$$

(40,92% энергии, затрачиваемой составом на движение порожняком);

для движения состава с грузом

$$E_{н.г}^{min} = E_{нач.дв.г} - E_{мин.г} = 2062,54 - 1623,36 = 439,18 \text{ Вт} \cdot \text{ч}$$

(21,25% энергии, затрачиваемой составом на движение с грузом);

для рейса

$$E_{н.р}^{min} = \text{MAX}(E_{н.мин.л}, E_{н.мин.г}) = 2199,97 \text{ Вт} \cdot \text{ч}$$

(29,56% энергии, затрачиваемой для движения состава за рейс).

Полученные значения могут быть минимальными энергоемкостями при условии, что разность между глобальным максимумом энергии и любым локальным минимумом, следующим за этим максимумом (рис. 3), меньше или равна полученным $E_{н.р}^{\min}$ соответственно, т.е.

$$E_{\max} - E_{\min(t > t(\max))} \leq E_{н.р}^{\min}.$$

В противном случае минимальная энергоемкость накопителя равна выше описанной разности $E_{\max} - E_{\min(t > t(\max))}$. Из графиков видно, что для каждого вида движения данное условие выполняется.

Сравним, на сколько полученное для рейса значение минимальной энергоемкости меньше соответствующей максимально необходимой энергоемкости накопителя:

$$\Delta E_{н}^{\%} = 1 - \frac{E_{н.р}^{\min}}{E_{н.р}^{\max}} = 1 - \frac{2199,97}{2907,12} = 24,32\%.$$

Таким образом, энергоемкость накопителя снижается на $\Delta E_{н} = E_{н.р}^{\max} - E_{н.р}^{\min} = 2907,12 - 2199,97 = 707,15$ Вт·ч, и графики энергии принимают вид, представленный на рис. 4.

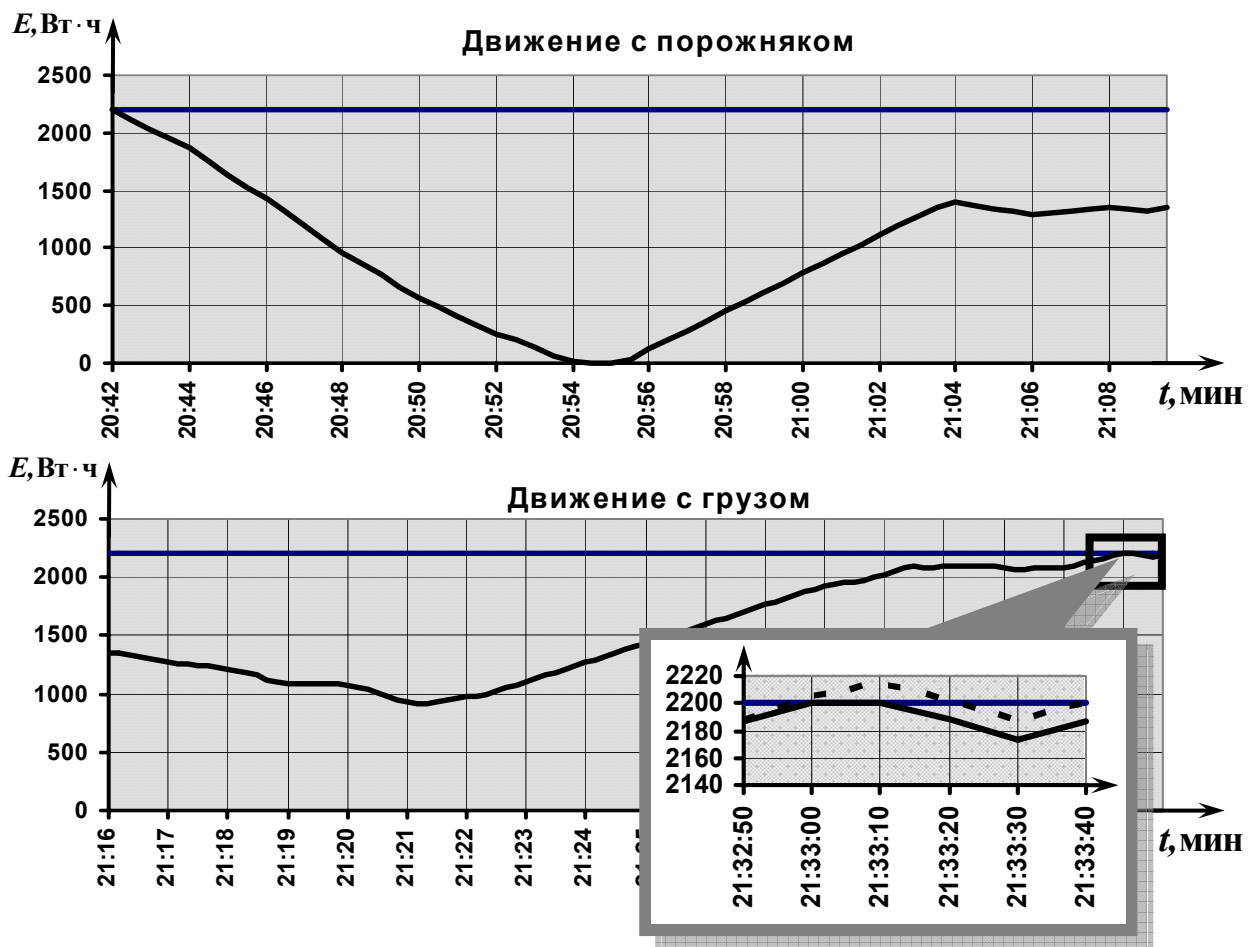


Рис. 4. График зависимости энергии в накопителе от времени при условии, что перед началом движения накопитель заряжен до значения $E_{н.р}^{\min}$.

Емкость накопителя $E_{н.р}^{\min}$.

Определим время, требуемое для зарядки полностью разряженного накопителя до минимально необходимой для начала движения энергии:

движение состава с порожняком

$$t_{з.н.п}^{\min} = \frac{E_{н.п}^{\min}}{P_{р.рейс}} = \frac{2199,97}{9886,57} = 0,2225 \text{ ч} = 13 \text{ мин } 21 \text{ сек};$$

движение состава с грузом

$$t_{з.н.г}^{\min} = \frac{E_{н.г}^{\min}}{P_{р.рейс}} = \frac{439,18}{9886,57} = 0,0444 \text{ ч} = 2 \text{ мин } 40 \text{ сек};$$

за рейс

$$t_{з.н.р}^{\min} = \frac{E_{н.р}^{\min}}{P_{р.рейс}} = \frac{2199,97}{9886,57} = 0,2225 \text{ ч} = 13 \text{ мин } 21 \text{ сек}.$$

Интервал времени 13 минут 21 секунда, необходимое на зарядку накопителя, достаточно большое. Однако, при расчете мощности выровненного графика нагрузки электровоза [1] мы утверждали, что в аспекте применения накопителя это такая мощность, при которой объем отдаваемой энергии равен объему накапливаемой энергии. Т.е. после рабочего цикла (движение с порожняком плюс движение с грузом) в накопителе останется энергия, равная энергии перед началом движения. На рис. 2 «положительная» площадь под кривыми мощности равна «отрицательной» площади. То есть, 13 минут 21 секунда требуются для зарядки накопителя только перед первым рейсом.

Однако энергия, остающаяся после анализируемого движения состава, всё же может быть меньше исходной. Это происходит в результате того, что в какой-то момент накопитель может переполниться и не принять доступную энергию (на рис. 4 – точки кривой, изображённые пунктирной линией выше прямой энергоемкости), что, в свою очередь, приводит к изменению запаса энергии, остающейся в накопителе после движения. Тогда, если запас энергии, остающаяся после движения с грузом ($E_{н.оконч.дв.г}^{\min}$), меньше энергии, требуемой для начала движения с порожняком ($E_{н.п}^{\min}$), т.е. условие

$$E_{н.оконч.дв.г}^{\min} > E_{н.п}^{\min}$$

не выполняется, то время подзарядки между рейсами можно определить так:

$$\Delta t_{з.н.г-п}^{\min} = \frac{E_{н.п}^{\min} - E_{н.оконч.дв.г}^{\min}}{P_{р.рейс}}.$$

В нашем случае (рис. 4): ($E_{н.оконч.дв.г}^{\min} = 2186,3$) < ($E_{н.п}^{\min} = 2199,97$). Значит:

$$\Delta t_{з.н.г-п}^{\min} = \frac{2199,97 - 2186,3}{9886,57} = 0,00138268 \text{ ч} = 5 \text{ сек}.$$

Рассмотрим еще одно условие работы электровоза с энергонакопителем.

Количество энергии, остающейся после движения порожняком ($E_{н.оконч.дв.п}^{\min}$), должно быть не меньше количества энергии, требуемого для начала движения с грузом ($E_{н.г}^{\min}$):

$$E_{н.оконч.дв.п}^{\min} > E_{н.г}^{\min}.$$

Если это условие не выполняется, то после движения с порожняком требуется подзарядка в течение времени:

$$\Delta t_{3.н.п-г}^{\min} = \frac{E_{н.г}^{\min} - E_{н.оконч.дв.п}^{\min}}{P_{p.рейс}}.$$

Для нашего примера (рис 4): $(E_{н.оконч.дв.п}^{\min} = 1355,39) > (E_{н.г}^{\min} = 439,18)$, значит подзарядка не требуется.

Если предположить, что движение начинается с груженным составом и накопитель заряжается до необходимой минимальной для движения с грузом энергии $E_{н.г}^{\min}$, тогда перед движением с порожним составом необходима подзарядка до $E_{н.п}^{\min}$ в течение времени:

$$\Delta t_{3.н.г-п}^{\min} = \frac{E_{мин.г}^{\min}}{P_{p.рейс}} = \frac{E_{мин.г} - E_{мин.п}}{P_{p.рейс}} = \frac{1623,36 - 707,152}{9886,577} + \Delta t_{3.н.г-п}^{\min} = 0,09405 \text{ ч} = 5 \text{ мин } 38 \text{ сек},$$

где $E_{мин.г}^{\min}$ – минимальная энергия на рис. 4 для движения с грузом.

Такая подзарядка требуется также только один раз – в течение первого рейса.

Выводы

Проведённые исследования позволяют сформулировать для конкретного графика нагрузки алгоритм расчёта требуемой энергоёмкости накопителя, обеспечивающей снижение максимума мощности, потребляемой энергоустановкой, от внешнего источника.

1. Имея данные о динамике потребления оборудованием мощности за цикл (диаграмма, таблица – представление в аналитическом виде затруднительно), путем интегрирования определяется энергопотребление за этот цикл. Т.к. зависимость мощности от времени представлена дискретными значениями, с этой целью можно воспользоваться одним из методов численного интегрирования, например, методом трапеций, согласно которому:

$$E = \int_a^b y dx = \frac{h}{2} (y_0 + 2y_1 + 2y_2 + \dots + 2y_{n-1} + y_n)$$

где h – шаг изменения времени; y_i – соответствующая каждому значению времени потребляемая мощность.

2. Рассчитывается мощность равномерного графика электрической нагрузки, т.е. такая постоянная мощность, при которой энергия, потребляемая оборудованием за время работы при обычном (неравномерном) графике нагрузки, равна энергии при графике с одинаковой за все время работы мощностью:

$$P_p = \frac{E}{t},$$

где t – промежуток времени, соответствующий исследуемой части графика нагрузки; E – электроэнергия, потребляемая за время t .

3. Определяется максимально необходимая ёмкость накопителя $E_n^{\max}$, когда накопитель заряжается всей необходимой энергией один раз за цикл – перед началом движения и расходует её без подзарядки. Для этого:

а) путем смещения графика нагрузки оборудования вниз на P_p и последующего зеркального отображения относительно оси абсцисс строится график нагрузки накопителя – зависимость мощности накопителя от времени;

б) численными методами интегрируется и домножается на -1 отрицательная часть полученного графика.

4. Приняв, что перед циклом работы накопитель полностью заряжен, т.е. имеет энергию $E_n^{\max}$, применяя метод численного интегрирования к каждому участку дискретизации всего графика нагрузки накопителя и суммируя накопительным итогом полученные результаты, строится график зависимости энергии в накопителе от времени.

5. Определяется величина энергии, не участвующая в выравнивании графика нагрузки – минимальное значение на графике $E_{\min}$.

6. Определяется минимальная необходимая энергоёмкость путем сравнения разностей и выбора наибольшей:

$$E_n^{\min} = \text{MAX} \left((E_{\text{нач.ц}} - E_{\min}); (E_{\max} - E_{\min(t > t(\max))}) \right)$$

где $E_{\text{нач.ц}}$ – энергия в накопителе перед началом цикла работы; $E_{\min}$ – глобальный минимум на графике энергии накопителя; $E_{\max}$ – глобальный максимум на графике энергии накопителя; $E_{\min(t > t(\max))}$ – любой локальный минимум, следующий за максимумом $E_{\max}$.

Вычисления, произведённые для конкретного графика нагрузки, показывают, что для обеспечения цикла работы исследуемого шахтного электровоза ёмкость накопителя должна быть около $E_{\text{н.рейс}}^{\max} = 2907,12 \text{ Вт} \cdot \text{ч}$ и что эта величина может быть уменьшена до $E_{\text{н.р}}^{\min} = 2199,97 \text{ Вт} \cdot \text{ч}$, т.е. почти на 25%.

Произведён расчёт времени, необходимого для зарядки накопителя нужной для начала движения энергией. Для рейса это достаточно большая величина – порядка 13 минут. Анализ показал, что такая зарядка требуется только перед первым рейсом. В последующем необходима только небольшая периодическая подзарядка.

Произведён расчёт времени, необходимого для подзарядки накопителя перед движением порожняком, в случае, если движение начинается с грузового направления и накопитель заряжен минимальной необходимой для этого направления энергией. Получено значение: 5 мин 33 сек. Показано, что такая подзарядка требуется также только один раз – в течение первого рейса

Расчёт идеализирован, и в дальнейшем необходимо уточнить алгоритм с учётом таких факторов как КПД накопителя и вводимого дополнительного оборудования, технических решений выполнения энергонакопителя, способа передачи энергии к энергопотребителю (электровозу) и др.

Литература

1. Оптимизация графика электрической нагрузки с применением накопителя энергии. – Збірник наукових праць НГУ № 24. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2006. С. 176-181.
2. Демидович Б.П., Марон И.А. Основы вычислительной математики. – М.: Наука, 1966. – 664 с.
3. Волотковский С.А. Рудничная электровозная тяга. – М.: Углетехиздат, 1951. – 400 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Заикой В.Т.
Поступила в редакцию 01.06.06*

ЭКСПЕРИМЕНТ КАК МЕТОД ИССЛЕДОВАНИЯ В ОБУЧЕНИИ ИНОСТРАННЫМ ЯЗЫКАМ

В статье рассмотрено значение эксперимента как метода исследования в обучении иностранным языкам. Описана группа вспомогательных методов исследования. Показано возрастающее значение эксперимента в исследованиях методистов.

У статті розглянуте значення експерименту як методу дослідження в навчанні іноземним мовам. Описано групу допоміжних методів дослідження. Показано зростаюче значення експерименту в дослідженнях методистів.

Im gegebenen Artikel ist die Bedeutung des Experimentes wie eine Methode bei der Forschung in der Ausbildung von Fremdsprachen untersucht. Es ist eine Gruppe von Hilfsmethoden bei der Forschung beschrieben. Im Artikel ist entwickelte Bedeutung des Experimentes in den Forschungen der Methodiker aufgezeigt.

В современной методической науке различают основные и вспомогательные методы исследования. К основным методам условно следует отнести: теоретический анализ научной литературы по методике преподавания и смежным наукам; научное наблюдение; пробное обучение; опытное обучение и педагогический эксперимент.

Экспериментом следует называть научно поставленный опыт, основанный на изучении состояния и динамики только одного изучаемого явления при условной нейтрализации всех прочих значимых факторов. Исходя из данного определения; эксперимент можно считать путем исследования от абстрактного к конкретному (гипотеза – факты), что позволяет успешнее оперировать полученными измеряемыми величинами для усовершенствования учебно-воспитательного процесса.

Как метод исследования педагогический эксперимент приобретает все большую популярность, так как с его помощью можно получить (если он, конечно, проводится методически грамотно) наиболее объективные данные, обладающие определенной научной ценностью. Без экспериментирования развитие методической науки становится невозможным, ибо любая наука, как известно, зиждется на двух «китах» — теории и эксперименте.

Далеко не всякое новшество в преподавании можно назвать экспериментом. В практике преподавания бытует мнение, в соответствии с которым любое отклонение от традиционных способов обучений возводится в ранг эксперимента, хотя для этого иногда нет никаких оснований, потому что эксперимент имеет свои параметры, свою специфику.

Взгляды на эксперимент в настоящее время в корне изменились. Как у нас, так и за рубежом, проводятся интересные экспериментальные изыскания, осуществляются попытки проанализировать сущность эксперимента; разработать его методику. Несмотря на определенные успехи, общая оценка состояния экспериментирования не может пока считаться вполне удовлетворительной. В проводимых экспериментах чаще всего решаются периферийные задачи, что не

нацеливает в большинстве случаев на открытие и обоснование закономерностей обучения иностранному языку. Наиболее значительные причины, которые тормозят широкое развитие экспериментирования и мешают ему занять подобающее место в разработке теоретических основ методики обучения иностранным языкам, следующие:

1. Нигилистическое отношение к эксперименту в гуманитарных науках со стороны некоторых научных работников. Они не верят в объективность данных, получаемых при проведении педагогического эксперимента, считают их недостаточно полно отражающими действительную картину, поясняя это большим количеством факторов, не поддающихся учету и, следовательно, отрицательно влияющих на конечные результаты исследования.

2. Неразработанность теории эксперимента, с одной стороны, а с другой – техники его проведения с учетом различных задач при обучении иностранному языку.

3. Традиционная техника многих проведенных в последнее время экспериментов все еще не отличается ни разнообразием эффективных приемов исследования, ни филигранностью обработки полученных данных. В подавляющем большинстве случаев экспериментатор прибегает к одному приему: сравнивает результаты обучения предложенной методике с результатами, полученными в контрольной группе, что далеко не во всех случаях показывает объективную картину.

4. Основная часть методического эксперимента – научная интерпретация полученных данных «на выходе» – либо не описывается вовсе, либо значительно затушевывается, и читателю бывает очень трудно установить, что же нового дал эксперимент, какова ценность окончательных данных для теории обучения иностранным языкам.

5. В большинстве описанных экспериментов авторы не определяют надежность проведенных опытов и степень их точности, что делает невозможным повторение подобных опытов в сходных условиях. Такой подход не приближает, а скорее удаляет исследователя от вывода соответствующей закономерности обучения иностранному языку.

Объектом исследования в методическом эксперименте выступает в первую очередь процесс обучения иностранному языку в его общих и частных проявлениях. В связи с тем, что одним из основных компонентов современного обучения иностранному языку является упражнение в широком значении этого термина, а также интенсивное использование вспомогательных средств обучения, то эффективность упражнений, средств и различных режимов обучения должна оказаться в фокусе методического поиска.

Весь период, затрачиваемый на подготовку, проведение и анализ результатов эксперимента, можно условно разбить на четыре последовательно реализуемых части.

Первая фаза – организация – охватывает целый ряд существенных моментов, наиболее значимым из которых является разработка гипотезы. Гипотеза возникает в результате анализа несоответствия между устоявшимися понятиями (о системах, формах, способах или приемах обучения) и новыми представ-

лениями, новыми гипотетическими возможностями достижения более высокого учебного эффекта. В настоящее время при проведении исследования сначала разрабатывается рабочая гипотеза, т. е. первичное предвидение, на основе чего анализируется и систематизируется собранный фактический материал. По мере накопления большого числа фактов и дальнейшего творческого анализа рабочая гипотеза перерастает в научную гипотезу, которая может стать теорией после ее экспериментального подтверждения. Многократная проверка гипотезы, получение стойких, типичных, представительных результатов является совершенно необходимым для ее подтверждения, иначе исследователь может выдавать желаемое за действительное, иначе он окажется в плену своей собственной неподтвержденной версии. Эксперимент требует не только определения, но и всестороннего обоснования разработанной гипотезы, что и должно явиться объектом изыскания.

Вторая фаза — реализация — предусматривает осуществление идей, первоначально изложенных в гипотезе и перенесенных на подготовленные материалы эксперимента. Здесь главное — обеспечить чистоту методического эксперимента, добиться, чтобы полученные данные были достаточно надежными. Эта фаза может состоять из нескольких этапов, если экспериментом предусмотрен предэкспериментальный срез, экспериментальное обучение и после экспериментальный срез.

Третья фаза — констатация — представляет собой совокупность всех работ, направленных на выявление количественных и качественных характеристик результатов, их соответствующую обработку с целью получения величин, обладающих доступностью и надежностью, и получения данных, наглядно показывающих сущность установленной закономерности.

Четвертая фаза — интерпретация — является также очень ответственной, так как без объективного и тщательного анализа добытых в эксперименте и соответствующим образом обработанных величин не может быть понята суть достигнутого. Умение аргументированно интерпретировать экспериментальные данные позволяет превратить последние в «золотой фонд науки», дает возможность предложить соответствующие методические рекомендации.

Имеется еще одна фаза, которая, хотя и не входит непосредственно в эксперимент, но перебрасывает мостик преемственности между методическим экспериментом и другими формами исследований в методике преподавания иностранных языков. Это — внедрение результатов экспериментального исследования в практику массового преподавания (рис. 1).

Необходимо также остановиться на вопросе, который, вероятно, в настоящее время волнует многих: во-первых, в какой мере необходимы математические выкладки при проведении методологического исследования и, во-вторых, каким должен быть минимальный набор математических средств обработки получаемых данных.

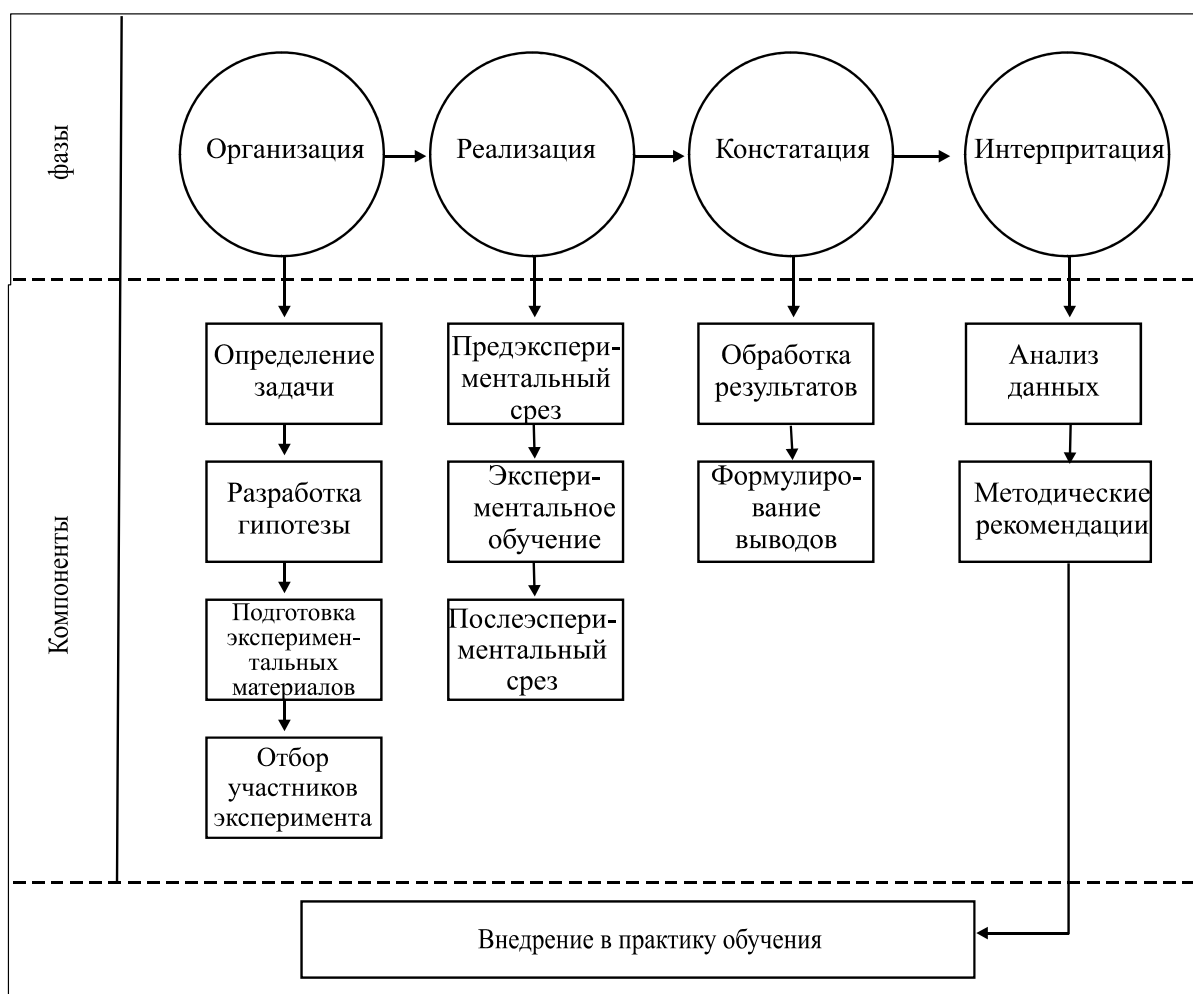


Рис.1. Схема проведения эксперимента и его основных компонентов

В настоящее время становится очевидным, что на уровне одних качественных описаний вывести закономерности обучения невозможно, так как при анализе величин один математический аппарат не в состоянии отразить полную модель методического феномена, потому что в методическом процессе совершенно неизбежно наличие многих неопределенностей. Это объясняется, прежде всего, тем, что объекты и субъекты, участвующие в методологическом исследовании, всегда остаются глубоко индивидуальными. Кроме того, следует всегда учитывать особую сложность измерений в педагогических явлениях, потому что в большинстве случаев они не поддаются непосредственным «замерам», что и делает необходимым обращение к косвенным показателям.

Следовательно, для получения результатов методического эксперимента требуется ввести новый подход. Во-первых, необходимо установить надежность эксперимента, т.е. математически установить, с одной стороны, необходимое количество испытуемых, а с другой — минимальное число однородных опытов для получения надежных результатов; во-вторых, во всех случаях возникает острая необходимость проверить правильность эксперимента, т. е. определить, действительно ли его результаты являются результатом измерения того, что ожидается; в-третьих, следует предпринять попытку установить корреля-

ции, ибо экспериментатора в большинстве случаев интересуют не абсолютные величины, а их взаимосвязь с другими явлениями.

Наиболее распространенная методика сводится к сравнению результатов, полученных в контрольных и экспериментальных группах. Иногда, для получения объективных данных применяется методика перекрестного эксперимента. В ходе проведения опытов подопытные группы меняются местами - экспериментальная становится контрольной, а контрольная — экспериментальной. Но в последнее время все большую значимость приобретает эксперимент, при проведении которого наблюдается динамика исследуемого явления в пределах одной и той же испытуемой группы. Для этого фиксируется начальная исходная позиция до проведения исследования, а затем определяются конечные результаты после проведения экспериментального обучения. Если выявляется значительный прирост учебного продукта, в таком случае предложенная новая методика расценивается в качестве эффективной. При проведении исследования по последнему способу наблюдается разумная тенденция сравнивать не усредненные результаты всей группы, а каждого учащегося в отдельности, что также позволяет нарисовать более объективную картину исследуемого объекта.

К наиболее часто используемым в современной педагогике вспомогательным методам эксперимента следует отнести анкетирование, тестирование, хронометрирование и беседу с участниками проводимого эксперимента. Рассмотрим далее упомянутые методы, которые в самостоятельном виде, как правило, не используются и чаще всего служат значимым дополнением к проводимым экспериментальным исследованиям.

Анкетирование – сравнительно новый метод исследования, пришедший в методику из сферы социологических исследований. В методологическом исследовании, однако, анкетирование не может использоваться в качестве единственного метода, так как его результаты всегда, в большей или меньшей степени носят ярко выраженный субъективный характер. Однако, если опросу по специально составленным анкетам подвергаются довольно большие массивы испытуемых и при этом выбор категорий опрашиваемых достаточно репрезентативен, тогда результаты подобных исследований представляют определенную научную ценность, но при этом необходимо иметь в виду, что смешение или отождествление объективной научной истины с мнением большинства методологически неоправданно и просто ошибочно. В связи с этим опрос испытуемых, опрос руководителей занятий в группах, где проверяется новая методика, целесообразно осуществлять лишь в тех случаях, когда необходимо выяснить какие-либо детали, а не саму сущность предложенного пути обучения иностранному языку. Общие субъективные оценки использованной методики, которые, как правило, даются интуитивно (теми, кто к теории обучения не причастен), в конечном итоге приносят мало пользы и могут служить основанием для доказательства, для обнаружения соответствующей закономерности обучения. Вот почему анкетирование как вспомогательный метод исследования может занимать в методике весьма скромное место.

Тестирование – в современном методологическом исследовании используется очень широко, можно сказать, в подавляющем большинстве случаев. По

сути дела, почти каждое исследование начинается с того, что методом тестирования устанавливается исходное состояние обучения, так называемый условный ноль, от которого начинают вести отсчет, регистрируя прирост или уменьшение учебного продукта в пересчете на каждого учащегося в рамках отведенного на обучение времени.

В современном исследовании под тестом понимается стандартизированное контрольное задание, проводимое в равных условиях для всех учащихся с целью получения количественных показателей о состоянии учебного процесса или учебной деятельности в точно зафиксированный во времени момент. Тест носит сугубо испытательный характер и, как правило, дает характеристику какой-либо одной точки во времени или какого-либо отдельного признака изучаемого явления. Кроме того, наиболее отличительная черта теста является его количественный, факторный характер, и его однократность в плане решения поставленной задачи.

Существует много типов тестов по цели их назначения. Можно проводить тестирование с целью методической диагностики, т.е. устанавливать чем «болен» учащийся, что ему мешает успешно продвигаться вперед, какие пробелы надо восполнить, иначе говоря, речь идет о предписании «лечения» на основе результатов теста.

Однако наиболее распространенные виды тестов направлены на фиксацию результатов обученности учащегося. Благодаря этим тестам могут быть определены начальные, промежуточные и конечные результаты того или иного периода обучения иностранному языку. С помощью этих тестов устанавливают, насколько эффективны приемы и средства, использованные до проведенного замера.

Существует несколько типов тестов, направленных на установление типологических признаков учащихся (главным образом, вербальной памяти и вербального внимания), что позволяет в приблизительном виде прогнозировать будущие успехи учащегося в изучении иностранного языка.

По своему содержанию тесты могут быть весьма разнообразны, однако в самом общем плане их следует разделить на три группы:

- 1) Тесты, направленные на определение результативности обучения каждому виду речевой деятельности, т. е. тесты по аудированию, говорению, чтению или письму;
- 2) Тесты, имеющие целью установление уровня знаний по грамматике, лексике, фонетике, правилам чтения;
- 3) Тесты, показывающие уровень обучения по переводу либо с иностранного языка на родной, либо с родного языка на иностранный.

Возможны, конечно, и комплексные по своему характеру тесты, когда необходимо решить сразу две задачи (проверить, например, «технику чтения» и беспереводное понимание читаемого отрывка), в результате чего будет ясным результат обучения на основе, скажем, использованного приема.

Какой бы тип теста ни использовался в качестве метода исследования, во всех случаях ему будет присущ в первую очередь «количественный признак», полученный в результате измерения.

Хронометрирование — сравнительно новый вспомогательный метод исследования, сущность которого состоит в анализе зафиксированного на пленку учебного процесса целиком или же по определенным фрагментам. Благодаря хронометрированию удастся с достаточной легкостью проводить замеры времени, отводимого на речевую деятельность преподавателя и учащихся, определять сроки выполнения заданий, устанавливать темп устной речи и чтения, давать оценку речевым операциям, которые совершают учащиеся, рассчитывать соотношение учебного времени, отводимого на разные виды учебной деятельности, и т. д.

На основе тщательного анализа времени, затраченного на тот или иной фрагмент учебно-воспитательного процесса, представляется возможным построить более прогрессивный режим обучения, а затем подвергнуть его проверке в плане обучающего эксперимента.

Следует обратить внимание на перспективность этого вспомогательного метода исследования, что обусловлено двумя причинами:

1) Возрастающей технизацией учебно-воспитательного процесса, которая дает возможность с большой эффективностью «консервировать» на физическом носителе (фотопленке, киноленте) ход практического занятия по иностранному языку и при надобности воспроизводить его для проведения необходимых замеров;

2) Усиливающимся вниманием к фактору времени, в рамках которого совершается обучение иностранному языку. Без учета фактора времени в пересчете на группу и на каждого обучающегося в отдельности не может быть речи ни об интенсификации учебной деятельности, ни о рационализации обучения вообще. Уплотнение времени, его сокращение для формирования умений и навыков — вот одна из наиболее актуальных задач, подлежащих решению в первую очередь.

Беседа с участниками пробного или экспериментального обучения служит важным средством, дополняющим представления исследователя об изучаемом объекте. Однако в беседе, как и в анкетировании, кроется большой субъективный налет, зависящий от настроения собеседника, его эрудиции, его умения дать оценку определенным явлениям, его возможностей обобщать наблюдаемые факты и т. д. Поэтому данные, полученные в результате анкетирования и бесед, необходимо тщательно выверять и по возможности подкреплять результатами исследований, полученных на основе других, более надежных методов.

Следует подчеркнуть, что дальнейшее развитие методики как науки в значительной мере зависит от результатов более широкого внедрения методического эксперимента в практику исследований. Эксперимент должен занять более емкое место в исследованиях методистов.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Пиловым П.И.
Поступила в редакцию 14.06.06*

УПРАВЛЕНИЕ РАБОТОЙ ГОРНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА КАРЬЕРАХ ВОЛЬНОГОРСКОГО ГМК С ПРИМЕНЕНИЕМ РАДИОНАВИГАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ

В статье рассмотрены особенности высокоэффективной эксплуатации горно-транспортного оборудования на карьерах Вольногорского ГМК с применением спутниковых радионавигационных систем.

У статті розглянуті особливості високоефективної експлуатації гірничо-транспортного обладнання на кар'єрах Вільногірського ГМК із застосуванням супутникових радіонавігаційних систем

In article features of highly effective operation by the mine-transport equipment on quarry Volnogorsk with application of satellite radionavigation systems are considered.

Согласно «Концепции развития горно-металлургического комплекса Украины до 2010 года», одобренной постановлением Верховного Совета Украины, одним из основных условий функционирования горно-металлургического комплекса является переориентация производственных процессов на ресурсосберегающие технологии и комплексное использование природных ресурсов. Стабильная работа горных предприятий, добывающих россыпные титано-циркониевые руды, которые отличаются природной неравномерностью распределения и непостоянным качественным составом рудных скоплений, зависит от эффективности горно-транспортных работ и содержания полезного компонента в рудопотоке.

Транспортирование горной массы в карьере является важнейшим звеном единого технологического процесса. Доля транспортных затрат в трудоемкости и энергоемкости процесса добычи полезных ископаемых достигает 60-70% и существенно влияет на себестоимость получаемого конечного продукта. Опыт зарубежных предприятий показывает, что применение систем радионавигационного контроля технологических параметров горно-транспортного оборудования, позволяет повысить степень использования карьерных машин и механизмов в 1,2-1,5 раза.

В этой связи освоение радионавигационной системы управления работой горно-транспортного оборудования на карьерах Вольногорского ГМК является актуальной научно-практической задачей.

Наиболее крупным в титанорудном районе Среднего Приднестровья Украины является россыпное Малышевское титано-циркониевое месторождение, служащее сырьевой базой Вольногорского горно-металлургического комбината. Горные работы на месторождении ведутся с 1962 г. Западный участок отработан в 1990 г. Тогда же начата разработка Центрального участка с вводом в эксплуатации 1-й очереди карьера № 7-Север с годовой производительностью 2,5 млн.м³. С 1992 г. в состав горнорудного комплекса входят два карьера 7-

Север и 7-Юг. Верхние горизонты карьеров отрабатываются вскрышными комплексами машин непрерывного действия в составе: роторных экскаваторов производительностью 5000-6600 м³/час, системы конвейеров и отвалообразователей. Добыча рудных песков производится с применением шагающих и роторных экскаваторов с последующей подачей их на участок пульпоприготовления конвейерным и автомобильным транспортом. С участка пульпоприготовления путем гидромониторного размыва пульпа по напорному пульповоду подается на обогатительную фабрику.

На карьере № 7-Север применяется комбинированная система разработки. Впереди фронта вскрышных работ производится снятие чернозема автоскреперами с укладкой его в бурты или с непосредственным нанесением на рекультивируемую площадь. Средняя мощность вскрышных пород составляет 45м. Передовой вскрышной уступ, мощностью 22 м, отрабатывается вскрышным комплексом ТК-2 в составе роторного экскаватора КУ-800, двух забойных, магистрального и отвального конвейеров, перегружателя PVZ-6600, отвалообразователя ZP-6600 с отсыпкой вскрыши в выработанное пространство. Ниже расположены три вскрышных уступа, мощностью по 8 м, которые отрабатываются экскаваторами ЭКГ-10 по транспортной системе с погрузкой в автосамосвалы БелАЗ-7548 и вывозкой породы во внутренний отвал.

На карьере № 7- Юг также применяется комбинированная система разработки. Впереди фронта горных работ производится снятие чернозема автоскреперами с укладкой в бурты на нерабочем борту карьера. Верхний вскрышной горизонт отрабатывается вскрышным комплексом в составе роторного экскаватора ЭРШР-1600, забойного, магистрального и отвального конвейеров, перегружателей ПГ-5000/60 и ПВП-6600, отвалообразователей ОШР-5000/190 и ZP-6600 с укладкой породы во внутренний отвал. Ниже расположены два вскрышных уступа, которые отрабатываются комбинированным способом. Верхний уступ отрабатывается по транспортной системе экскаватором ЭКГ-8И с погрузкой в автотранспорт и вывозкой породы во внутренний отвал. Нижний - по бестранспортной системе экскаватором ЭШ-10/70 с укладкой породы в выработанное пространство и по транспортной системе экскаватором ЭКГ-8И с погрузкой в автотранспорт. Добычный горизонт отрабатывается экскаватором ЭШ-6/45 с погрузкой руды в автотранспорт и транспортировкой ее на рудный склад передвижной пульпонасосной станции (II очередь). Передвижная пульпонасосная станция находится в северном торце карьера на отметке кровли рудного уступа за контуром рудного тела. Рудный пласт здесь также отрабатывается экскаватором ЭШ-10/70, который, находясь на кровле рудного уступа, параллельно со вскрышными работами, производит выемку руды с укладкой в конуса, которая отгружается экскаватором ЭКГ-5А в автотранспорт и транспортируется на рудный склад II очереди гидротранспорта. Рудосодержащие пески с участка пульпоприготовления путем гидромониторного размыва по напорному пульповоду подаются на обогатительную фабрику с помощью насосов производительностью 4000 м³/час. Расстояние транспортирования пульпы - 8 км, диаметр пульповода 630 мм.

Стабильность работы комбината по вышеизложенному горно-технологическому и производственному циклу во многом зависит от колебаний содержания полезного компонента в рудопотоке, поступающем на обогатительную фабрику. При этом создание эффективного процесса транспортирования руд позволит решить задачу подачи на обогатительную фабрику рудного сырья необходимого состава и качества. Это требует рассмотрения особенностей эксплуатации карьерного транспорта.

Для анализа технико-экономических показателей эксплуатации большегрузного карьерного автотранспорта (БелАЗ-7548) на карьерах Вольногорского ГМК использовались данные различной степени обобщенности и детальности за период с 1998 по 2005 год. Динамика показателей и условий эксплуатации карьерного автотранспорта приведена на рисунках 1– 5.

Основными статьями в себестоимости горных работ на карьерах являются общерудничные расходы (33,28%), где основная часть приходится на горюче-смазочные материалы при эксплуатации карьерного автотранспорта (16,5%). Наиболее важными показателями интенсивности эксплуатации карьерных автосамосвалов являются эксплуатационная скорость, учитывающая простои в течение рейса, и внутрисменные простои, характеризующие потери автосамосвалами рабочего времени в течение смены в силу действия различных причин.

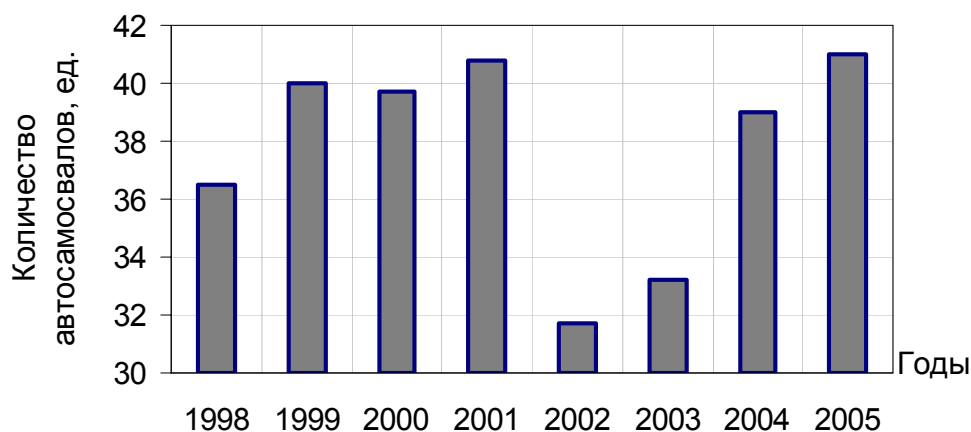


Рис. 1. Среднесписочное количество автосамосвалов

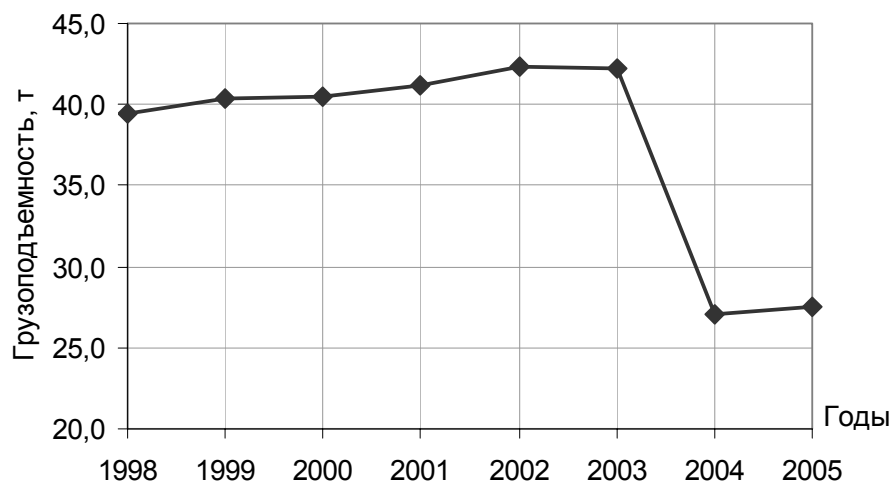


Рис. 2. Среднестатистическая загрузка 45-тонных автосамосвалов БелАЗ-7548

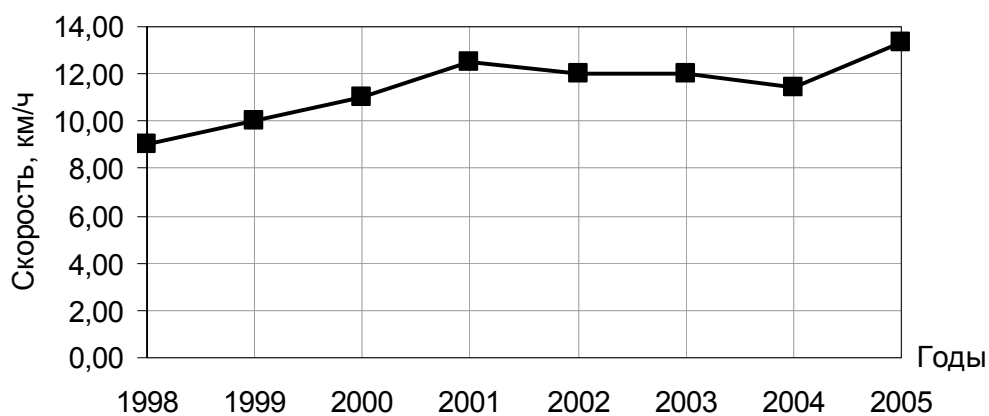


Рис. 3. Среднестатистическая эксплуатационная скорость БелАЗа-7548

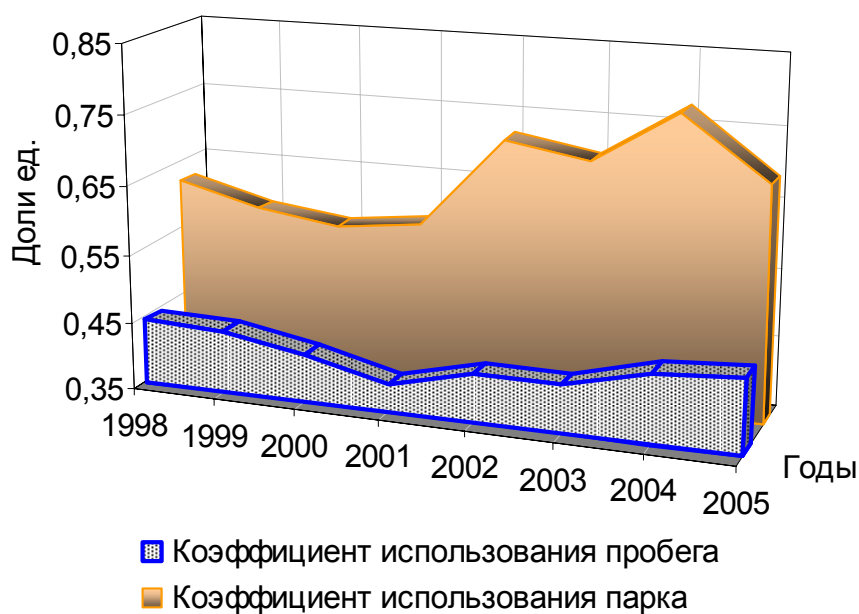


Рис.4. Динамика комплексных показателей эффективности эксплуатации карьерных автосамосвалов

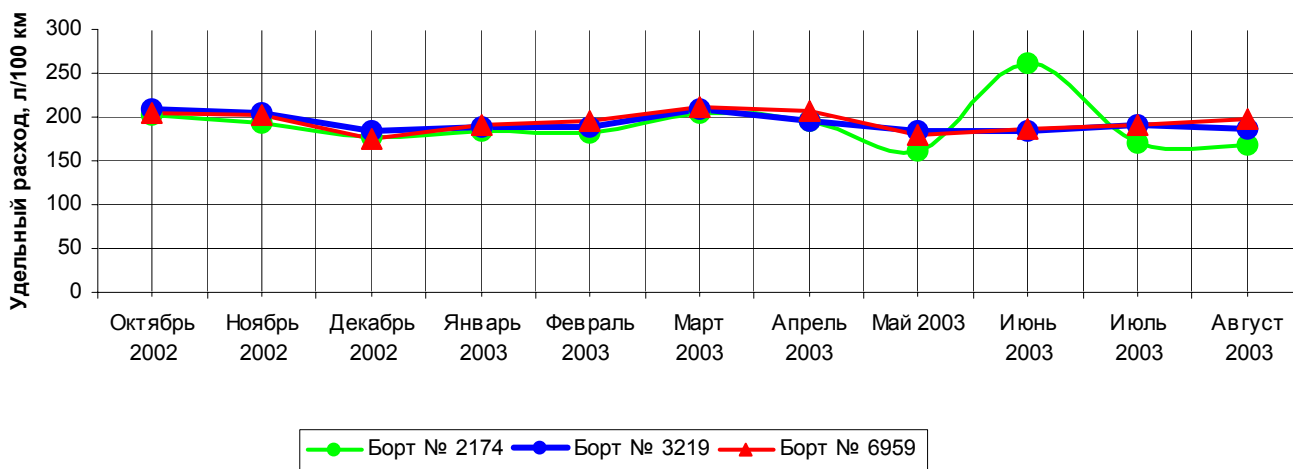


Рис. 5. Динамика изменения удельного расхода топлива автосамосвалами
Интерес представляет и структура простоев карьерных автосамосвалов и, со-

ответственно, потерь в объемах перевозок, вызванных этими простоями. Средние значения простоев за 2003-2005 гг. для различных месяцев приведены в таблице 1 и на рис. 6.

Таблица 1

Анализ простоев автосамосвалов БелАЗ в период 2003-2005гг.

Год	Месяц	Кол-во часов простоя по причине			Всего
		климатических условий и бездорожья	простоя экскаваторов	ремонта авто	
2003	январь	188,5	658,3	629,3	1476,1
	февраль	189,0	231,5	659,0	1079,5
	март	273,5	573,0	639,0	1485,5
	апрель	148,5	1694,5	508,5	2351,5
	май	70,0	2025,0	487,0	2582,0
	июнь	452,5	2273,5	873,0	3599,0
	июль	483,0	3073,5	881,0	4437,5
	...	...	...	...	...
	Итого	3714,0	22268,8	8292,8	34275,6
2004	январь	803,5	1636,5	889,0	3329,0
	февраль	437,0	2009,2	951,0	3397,2
	март	494,5	3498,0	840,5	4833,0
	апрель	343,5	2662,0	856,0	3861,5
	май	1018,0	2409,0	787,0	4214,0
	июнь	520,3	2719,3	929,3	4168,9
	...	...	...	...	...
	Итого	8353,8	29600,7	11720,4	49674,9
2005	январь	691,3	2540,3	1117,0	4348,6
	февраль	1086,0	2074,3	997,0	4157,3
	март	240,0	2811,3	1139,3	4190,6
	апрель	50,0	2070,0	1771,0	3891,0
	...	...	...	...	...
	Итого	5483,6	28545,0	18260,5	52289,1

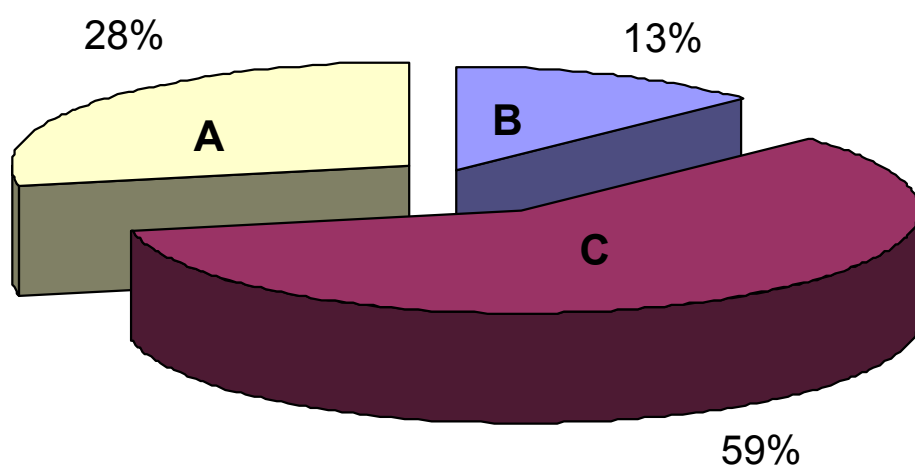


Рис. 6. Структура простоев БелАЗов по причине: А – ремонта автосамосвалов; В – климатических условий и бездорожья; С – простоя экскаваторов
Из приведенных данных следует, что наибольший вес потерь рабочего

времени (59%) имеют потери по вине карьеров из-за простоя экскаваторов вследствие отсутствия оперативного управления горно-транспортными работами, а именно: плохого взаимодействия горного диспетчера с автосамосвалами и другими видами карьерного транспорта, отсутствия подъездных путей к забою или местам разгрузки, отсутствия фронта работ, неисправности экскаватора, и др. Другая причина (28%) - это ремонт автосамосвалов и 13% приходится на простои из-за климатических условий и бездорожья.

Согласно данных табл. 1 время простоев автосамосвалов на комбинате составило: за период 2003г.- 34275,6 час; 2004г.- 49674,9 час; 2005г.- 52289,1 час, что соответствует следующим объемам условно невывезенной из карьеров горной массы: 2003г.- 1596 тыс. м³, 2004г.- 2030 тыс. м³, 2005г.- 2307 тыс. м³.

Проведенный анализ технико-экономических показателей эксплуатации парка большегрузных автосамосвалов БелАЗ-7548 на карьерах указывает на невысокую эффективность их эксплуатации, значительный расход топлива, недогрузку автосамосвалов, большие организационные потери и потери рабочего времени по причине простоев.

Для повышения эффективности работы карьерного транспорта была разработана и внедрена радионавигационная система оперативного контроля за расходом топлива и весом перевозимого груза каждого автосамосвала, за скоростью движения автосамосвалов в карьере в зависимости от рельефа пути, метеоусловий, энергетических характеристик двигателя и веса груза. Система также позволяет вести оперативный учет и контроль минерального состава транспортируемой руды в каждом автосамосвале для обеспечения требуемого качества при её подаче на обогатительную фабрику.

Промышленные испытания системы были проведены в период 2004-2006 гг. Параметры работы автосамосвалов БелАЗ-7548, измеряемые датчиками, непрерывно поступали с бортовых контроллеров, обрабатывались и накапливались в базе данных диспетчерского центра. Информация, необходимая для формирования сменного рапорта, автоматически накапливается в базе данных, при этом диспетчер может дополнять ее, например, описанием причин имевших место простоев.

Генерация и печать сменного рапорта автоматически выполняется по окончании смены. Рапорт включает до 40 различных производственных параметров работы автосамосвала, таких как: номер машины; время движения с грузом и без груза; время погрузки и разгрузки, время простоя, масса груза, грузооборот, время прибытия к экскаватору, текущая скорость движения, реальный расход топлива и др.

При заказе диспетчера система генерирует отчеты за любой заданный период времени. На рис. 7 приведен общий вид рабочего места оператора, размещенного в диспетчерском центре на карьере, на рис. 8 - вид экрана монитора оператора с дежурным цифровым планом территории карьеров для визуального контроля и управления работой горно-транспортного оборудования.

Примеры некоторых отчетов о работе горно-транспортного оборудования в карьерах приведены в таблицах 2, 3 и 4.



Рис. 7. Общий вид рабочего места оператора диспетчерского пункта

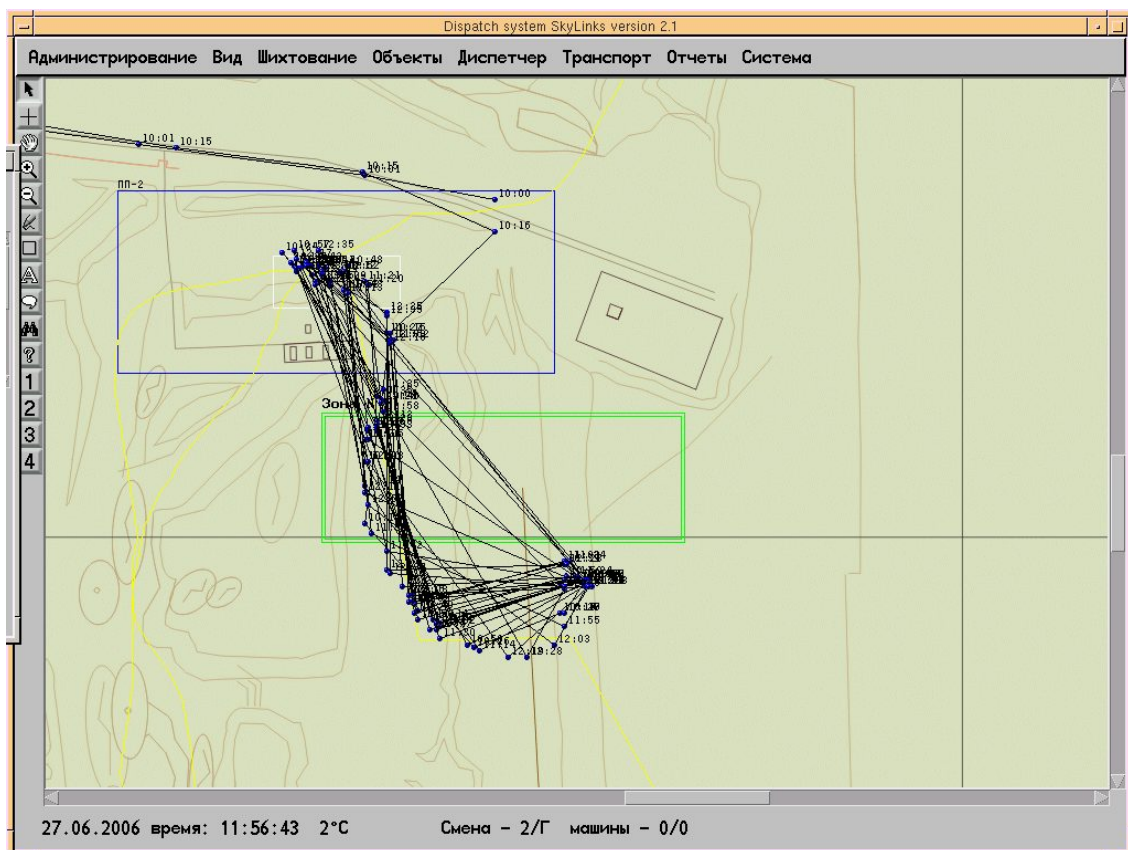


Рис. 8. Вид дежурного цифрового плана на экране монитора оператора с визуализацией координат и времени работы БелАЗа №15 по заданному маршруту в карьере

Таблица 2

Вольногорский ГМК											
ОТЧЕТ ПО РАСХОДУ ТОПЛИВА											
от	01.04.2006	смена 2									
до	30.04.2006	смена 2									
составлен: 12:00		23.05.2006									
диспетчер: Виктор Мережко		Принял:									
машина	гос.	рейсы	груз	путь	ср.р	время	план	расход	расход	расход	расход
N	номер		тонны	[км]	[км]	часа	[л]	[л]	л/ч	л/100км	[л]
13	8039	940	26510	1000	0.532	137	н/д	1863	16	186	3340
19	8613	2501	94331	4858	0.971	471	н/д	9321	24	192	10231
Общее		3441	120841	5858	0.752	608	н/д	11184	20	189	13571

Таблица 3

Вольногорский ГМК										
ОТЧЕТ О РАБОТЕ АВТОСАМОСВАЛОВ										
от	15.04.2006	смена 2								
до	15.04.2006	смена 2								
составлен: 11:34 15.05.2006										
диспетчер: Виктор Мережко					Принял:					
№	грузоп.	рейсы	руда	вскрыша	ср. скор.	ср. скор.	Т работы	Т на ПП	нару-	
авто	[т]		[km]	[km]	с. груз.	без груз.	[мин]	[мин]	шения	
1	37.8	43	0.0	64.9	16.7	10.1	396	84	0	
2	37.8	66	92.2	0.0	11.5	13.9	605	165	0	
7	37.8	40	56.4	9.9	18.3	12.2	383	109	0	
8	37.8	50	78.3	6.2	16.2	15.0	425	100	0	
9	37.8	29	0.0	49.4	20.7	12.8	240	50	0	
10	37.8	47	64.7	0.0	11.6	11.8	437	106	0	
11	37.5	59	1.7	76.0	15.3	10.4	536	161	0	
...										
Общее	18	834	962.2	613.8			8081	188	0	

Выполненные работы по внедрению радионавигационной системы в производство подтвердили возможность оперативно управлять работой горно-транспортного оборудования, снижать простои, обеспечивать полную загрузку кузова автосамосвалов, предотвращать несанкционированные отборы дизельного топлива, различного рода приписки и другие непроизводительные потери, повышать производственную дисциплину персонала и безопасность работы водителей.

Вольногорский ГМК										Таблица 4									
от 15.04.2006 смена 2 до 15.04.2006 смена 2 составлен: 11:33 15.05.2006 диспетчер: Виктор Мерехко ОТЧЕТ О РАБОТЕ ЭКСКАВАТОРОВ ПО АВТОСАМОСВАЛАМ Принят:																			
ПП	№ авто	модель	К-во рейсов	Вес	Грузооб.	ср. тр. р.	Ск. б/гр.	Ск. с гр.	Т рейса	Т погр.	коэф.	Пр. авт	Пр. ПП						
				[т]	[ткм]	[км]	[км/ч]	[км/ч]	[мин]	[мин]	[погр.]	[т/ч]	[т/ч]						
ЭКТ 28	7 Б-7548А	8 Б-7547	7	265	174	0.659	21.9	16.9	8	2.6	0.559	289	889						
			5	189	129	0.682	21.7	20.0	8	2.0	0.481	302	1157						
ЭКТ 29	24 Б-7548А		20	750	367	0.489	17.3	18.7	7	2.0	0.473	328	1130						
ЭКТ 30	9 Б-7548А		29	1096	885	0.808	20.4	20.7	8	1.7	0.602	275	1314						
	26 Б-7548		41	1550	1225	0.791	21.6	20.9	8	2.1	0.568	276	1070						
ЭКТ 31	11 Б-7547		56	2100	1432	0.682	18.8	15.6	9	2.7	0.515	251	824						
	17 Б-75485		58	2175	1540	0.708	21.5	16.6	8	2.9	0.531	271	778						
	24 Б-7548А		3	113	139	1.238	9.4	15.6	11	2.4	0.689	205	953						
	45 Б-7548		49	921	618	0.671	21.0	18.3	7	1.6	0.592	157	691						
ЭКТ 32	1 Б-7547		43	1625	1171	0.721	16.9	16.7	9	1.9	0.584	246	1165						
	12 Б-7547		48	1814	1229	0.678	10.6	9.0	12	2.3	0.717	183	1005						
	16 Б-7548А		48	1814	1570	0.865	21.1	18.2	9	2.2	0.570	259	1008						
	24 Б-7548А		10	378	212	0.561	19.0	11.7	9	3.0	0.498	252	763						
ЭШ6-1	11 Б-7547		3	113	91	0.806	15.7	11.5	11	2.9	0.591	207	796						
	17 Б-75485		3	113	94	0.829	14.6	34.1	10	5.3	0.403	220	428						
	20 Б-75485		5	189	172	0.912	22.1	21.9	7	1.5	0.715	315	1505						
	24 Б-7548А		3	113	103	0.909	10.9	37.5	7	1.9	0.631	318	1204						
	25 Б-7548		3	113	105	0.929	23.3	22.8	8	1.8	0.699	281	1241						
	46 Б-7547		49	1852	2258	1.219	22.9	17.1	12	2.3	0.637	194	974						
ЭШ6-2	2 Б-7547		66	2495	1705	0.684	21.0	11.5	9	2.5	0.612	248	905						
	10 Б-7548А		47	1777	1187	0.668	20.8	11.6	9	2.3	0.591	244	1007						
ЭШ6-3	7 Б-7548А		33	1247	1010	0.810	16.1	18.6	10	2.8	0.600	228	824						
	8 Б-7547		45	1701	1485	0.873	23.1	15.9	9	2.0	0.643	264	1136						
	24 Б-7548А		3	113	97	0.852	17.9	16.4	9	2.3	0.632	244	984						
ЭШ10-2	15 Б-7548А		25	945	1546	1.636	24.1	18.2	13	2.1	0.769	181	1067						
	19 Б-75485		45	1701	2913	1.713	25.1	21.1	12	2.0	0.749	191	1154						
	20 Б-75485		42	1588	2695	1.698	23.1	21.4	12	1.9	0.765	189	1193						
	25 Б-7548		45	1701	2906	1.708	26.0	20.3	12	2.4	0.724	186	940						
Общее			834	30553	29062	0.951	20.6	16.8	10	2.3	0.632	4144	9035+						

Показано, что структура экономии текущих затрат от внедрения радионавигационной системы оперативного контроля технологических параметров автомобильного транспорта в карьере включает: 37% – за счет экономии расхода дизельного топлива, 7% – за счет точного учета пробега автосамосвалов и 56% – за счет увеличения производительности автосамосвалов.

Литература

1. Баранов Ю.Д. Основные положения и технические требования создания навигационной системы управления горно-транспортным оборудованием карьера// Сб. научн. тр. НГУ. - Днепропетровск: РИК НГУ.-2003.-№18.-С. 174-185.
2. Баранов Ю.Д., Зберовский А.В., Мельников А.Н. Оценка экономической эффективности систем диспетчеризации мобильного транспорта на карьерах// Сб. научн. тр. НГАУ. - Днепропетровск: РИК НГАУ.-2002.-№13, Т.1.-С. 255-261.
3. Создание информационно-аналитической системы управления горно-транспортным оборудованием на карьерах с применением спутниковой навигации / Ю.Д. Баранов, А.В. Зберовский, Б. Е. Собко, О.П. Козакевич, В.В. Задорнова, В.Г. Лысенко //Сб. научн. тр. НГУ.- Днепропетровск: РИК НГУ.- 2005.-№23.- С. 289-299.

*Рекомендована к публикации д.т.н. А.Ю. Дриженко
Поступила в редакцию 12.06.06*

УДК 681.518.54

Л.И. Мещеряков, А.Ю. Руссу, М.С. Лысенко

ИНФОРМАЦИОННОЕ И ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ АСУТП НА ОСНОВЕ ВЕЙВЛЕТ-ПРЕОБРАЗОВАНИЙ

Представлено методику расчета вейвлет-анализа и программное обеспечение для ее реализации в задачах АСУТП.

Представлено методику розрахунку вейвлет-аналізу і програмне забезпечення для її реалізації у задачах АСУТП.

The design procedure of rational wavelet analysis and programs in ASCTP.

Вопросы исследования информативных характеристик сигналов являются одними из основных при моделировании и идентификации технологических комплексов в АСУТП. И здесь вместе с широко применяемыми классическими методами анализа временных рядов замеров параметров различных технологических процессов, часто используются в последнее время различные специальные методы. Это особенно рационально, когда требуется выполнить анализ интересующего процесса с изменяющимися во времени основными характеристиками, или выполнить переход к другому более информативному представлению исходного временного ряда с соответствующим разложением его на базовые составляющие. В этом направлении одним из наиболее интересных в смысле выделения качественной информации показал себя вейвлет-анализ [1, 2, 3].

Суть метода состоит в разложении исходного сигнала по базисным функциям, которые получены из некоторого прототипа путем сжатия, растягивания и сдвигов по времени. При этом, компактные характеристики вейвлетов дают воз-

возможность выполнить локальный анализ информативных сигналов и выявить изменчивость их частотно-масштабных характеристик. Вейвлет-анализ в основном дает локализацию критических точек, которые как правило отображают оперативные изменения технологических и технических состояний контролируемых объектов. Получаемый в результате частотно-временной анализ особенно интересен относительно нестационарных информативных сигналов. Здесь необходимо отметить, что именно функциональное назначение и характеристики выделяемой информации и определяют выбор анализируемого вейвлета. А так как каждый вейвлет имеет свои характерные особенности, то соответственно, с помощью различных вейвлетов можно полнее выделить и подчеркнуть различные информативные свойства анализируемых диагностических сигналов.

Вейвлетный базис пространства $L^2(R)$, $R(-\infty, \infty)$, целесообразно конструировать из финитных функций, принадлежащих этому же пространству, которые должны стремиться к нулю на бесконечности. Чем быстрее эти функции стремятся к нулю, тем удобнее использовать их в качестве базиса преобразования при анализе реальных сигналов. Если такой функцией является пси-функция $\psi(t)$, равная нулю за пределами некоторого конечного интервала то можно сконструировать базис в пространстве $L^2(R)$ на основе локализованной во времени функции $\psi(t)$ с помощью масштабных преобразований независимой переменной.

Функция изменения частотной независимой переменной в спектральном представлении сигналов отображается во временном представлении растяжением или сжатием сигнала. Для вейвлетного базиса это можно выполнить функцией типа $\psi(t) \Rightarrow \psi(a^m t)$, $a = \text{const}$, $m = 0, 2, \dots, M$, т.е. путем линейной операции растяжения или сжатия, обеспечивающей подобие функции на разных масштабах представления. Однако, конечность (локальность) функции $\psi(t)$ на временной оси требует дополнительной независимой переменной последовательных переносов (сдвигов) функции $\psi(t)$ вдоль оси (параметра локализации), типа $\psi(t) \Rightarrow \psi(t + k)$, для перекрытия всей числовой оси пространства $R(-\infty, \infty)$. С учетом обоих условий одновременно, структура базисной функции может быть принята следующей:

$$\psi(t) \Rightarrow \psi(a^m t + k). \quad (1)$$

Для упрощения значения переменных m и k обычно принимают целочисленными. При приведении функции (1) к единичной норме получается:

$$\psi_{mk}(t) = a^{m/2} \psi(a^m t + k). \quad (2)$$

Если для семейства функций $\psi_{mk}(t)$ выполняется условие ортогональности вида

$$\langle \psi_{nk}(t), \psi_{lm}(t) \rangle = \int_{-\infty}^{\infty} \psi_{nk}(t) \cdot \psi_{lm}^*(t) dt = \delta_{nl} \cdot \delta_{km}, \quad (3)$$

то семейство $\psi_{mk}(t)$ может использоваться в качестве ортонормированного базиса пространства $L^2(R)$. Отсюда следует, что произвольная функция этого пространства может быть представлена в виде ряда (разложения по базису $\psi_{mk}(t)$):

$$s(t) = \sum_{m, k = -\infty}^{\infty} S_{mk} \psi_{mk}(t), \quad (4)$$

где коэффициенты представления сигнала S_{mk} – проекции сигнала на новый ортогональный базис функций и определяются скалярным произведением

$$S_{mk} = \langle s(t), \psi_{mk}(t) \rangle = \int_{-\infty}^{\infty} s(t) \psi_{mk}(t) dt, \quad (5)$$

при этом ряд равномерно сходится, то есть:

$$\lim_{M, K \Rightarrow \infty} \|s(t) - \sum_{m=-M}^M \sum_{k=-K}^K S_{mk} \psi_{mk}(t)\| = 0.$$

При выполнении этих условий базисная функция преобразования $\psi(t)$ определяется как ортогональный вейвлет.

Для выбранного начального значения масштабного коэффициента сжатия m определяется функция вейвлета (функция $\psi_1(t)$), и вычисляется скалярное произведение сигнала с вейвлетом $\langle \psi_1(t), s(t+k) \rangle$ с аргументом по сдвигу k . Максимальные значения скалярного произведения отмечаются в сигнале там, где локализована эта же вейвлетная функция. После построения первой масштабной строки разложения, меняется масштаб вейвлетной функции (ψ_2) и выполняется вычисление второй масштабной строки спектра, и т.д. Чем точнее локальная особенность сигнала совпадает с соответствующей функцией вейвлета, тем эффективнее выделение этой особенности на соответствующей масштабной строке вейвлетного спектра.

В настоящее время существует ряд стандартных приложений к широко используемым программам, в которых, в большей или меньшей мере, реализованы функции вейвлет-анализа (Matlab, Wavelet Toolbox). Универсальность этих приложений вводит достаточно много ограничений на анализируемые сигналы. Разработанный программный комплекс дает в полной мере возможность выполнить процесс разложения исходного информативного сигнала по базисным вейвлет-функциям. Вид пользовательского интерфейса программы вейвлет-анализа представлен на рис. 1. Заголовок окна содержит рабочее название программы.

Главное меню программы вейвлет-анализа состоит из шести пунктов.

File: Load Signal – позволяет загружать ряд последовательных значений из файла;
 Save resulting Image – позволяет сохранять масштабно-временную плоскость в растровый (*.bmp) файл;
 Save resulting Coefficient Line – позволяет сохранять как ряд последовательных значений кривую масштабно-временной зависимости при заданном масштабе.

Action: Analyze Signal – по нажатию производится вейвлет-преобразование исходного сигнала;

Compare of Signal, CWT and Fourier Transform – открывается новая одноименная форма, содержащая изображение формы исходного сигнала, кривую масштабно-временной зависимости при заданном значении масштаба и результат Фурье-преобразования исходного сигнала.

Enlarge – позволяет просмотреть в увеличении:

Signal – форму исходного сигнала;

Wavelet Function – форму базисной вейвлетной функции;

Coefficient Line – кривую масштабно-временной зависимости при заданном значении масштаба;

Image of Signal – масштабно-временную плоскость в натуральную величину.

Options: Set Decimal Separator – пункт меню-переключатель, который позволяет выбрать десятичный разделитель, используемый в программе:

POINT – десятичная точка;

КОММА – десятичная запятая.

Signature – выводится окно, содержащее сведения о разработчиках программы.

Exit – осуществляет корректный выход из программы;

Панель «Parameters» содержит:

- нормально не активное информационное окно, индицирующее количество точек квантования сигнала по времени;

- ниспадающее меню «Wavelet», позволяющее выбирать тип базисной функции вейвлета из набора значений (haar, dog, mhat, wave, meyer, morlet, Sinc, gauss, asym, fhat);

- при выборе «gauss» в предыдущем пункте становится видимым ниспадающее меню, позволяющее выбирать порядок Гауссова вейвлета.

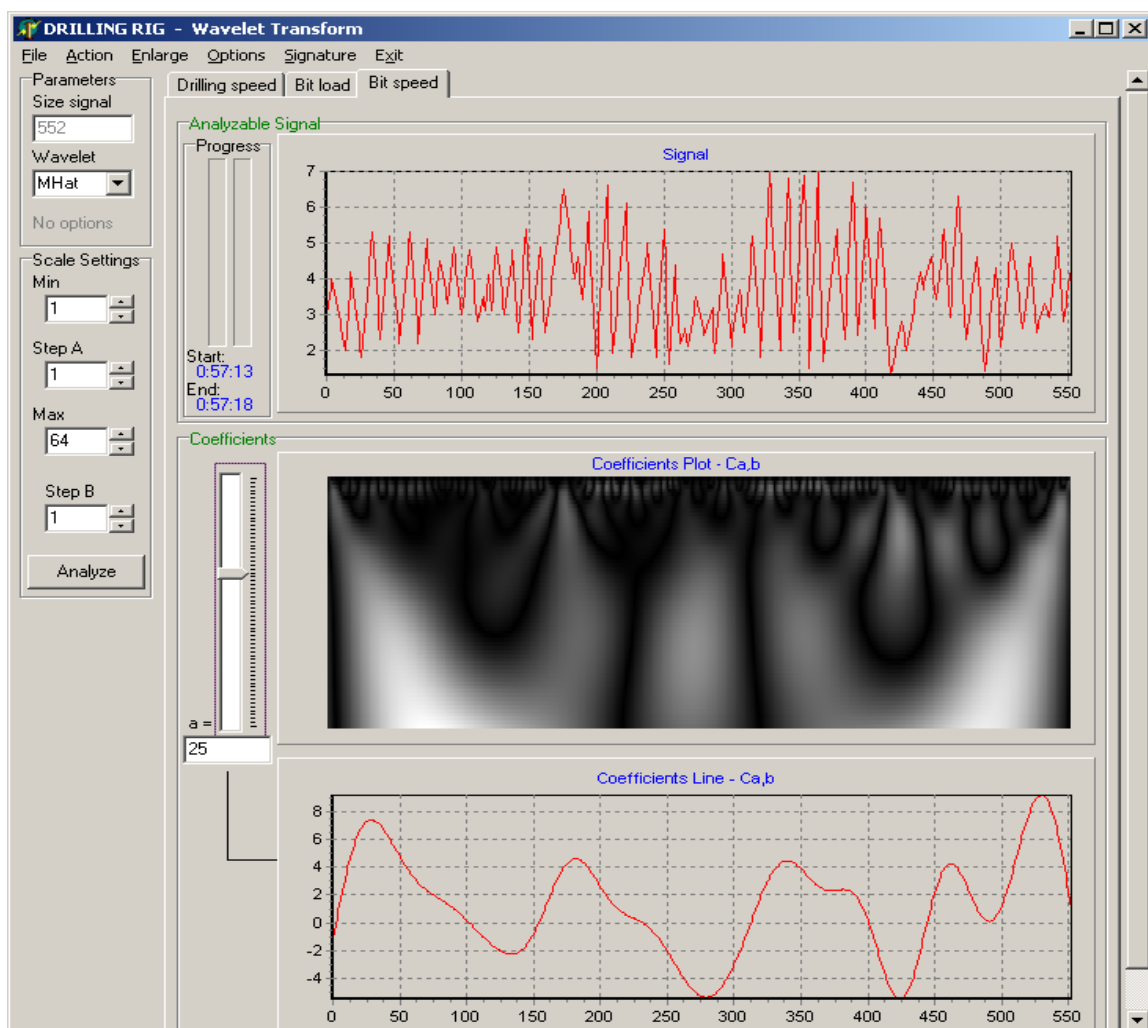


Рис. 1. Вид пользовательского интерфейса

Панель «Scale Settings» содержит:

- окно ввода минимального масштаба «Min», с кнопками, позволяющими изменять значение в окне с единичным шагом. На значение минимального масштаба распространяются ограничения: – только целое; – не более максимального значения масштабов; – значение должно быть большим и неравным нулю;

- окно ввода шага изменения масштабного коэффициента « a », снабженное кнопками, позволяющими изменять значение в окне с единичным шагом. На значение масштабного коэффициента « a » распространяется ограничение: оно должно быть большим и неравным нулю;

- окно ввода максимального масштаба «Max», снабженное кнопками, позволяющими изменять значение в окне с единичным шагом. На значение максимального масштаба распространяются ограничения как и на «Min»;

- окно ввода шага изменения масштабного коэффициента « b », снабженное кнопками, позволяющими изменять значение в окне с единичным шагом. На значение масштабного коэффициента « b » распространяется ограничение: оно должно быть большим и неравным нулю;

- кнопку «Analyze» эквивалентную по действию пункту главного меню Action —> Analyze Signal;

На трех вкладках – «Drilling speed», «Bit load», «Bit speed», могут размещаться три различных сигнала соответственно.

Панель «Analyzable Signal» содержит:

- панель «Progress» включающую в себя две колонки прогресса операций: первая отображает ход вейвлет-преобразования; вторая же – ход построения масштабно-временной плоскости;

- информационные значения начала (Start) и окончания (End) процессов;

- панель, отображающую форму исходного сигнала;

Панель «Coefficients» содержит:

- панель, отображающую построенную масштабно-временную плоскость;

- ползунок со шкалой и окном, для выбора/отображения значений масштаба;

- панель, отображающую кривую масштабно-временной зависимости.

Для запуска программы необходимо выполнить файл «WLManip.exe».

Работа с программой на примере пакетного анализа информационных сигналов типовых горных технологических комплексов – буровых установок, выполняется в соответствии со следующей пошаговой инструкцией:

1. После запуска исполняемого файла открывается основная форма программы вейвлет-анализа.

2. Выбирается одна из трех вкладок для работы с разными сигналами: «Drilling speed (Механическая скорость бурения)», «Bit load (Нагрузка на долото)» и «Bit speed (Скорость вращения долота)».

3. Для загрузки анализируемого сигнала в пункте главного меню необходимо выбрать пункт «Load Signal». В отрывшемся окне «Открыть» выбирается файл, содержащий требуемый сигнал (рис. 2).

4. Нажав на кнопку «Analyze» либо воспользовавшись пунктом главного меню «Action —> Analyze Signal» можно получить кривую масштабно-временной зависимости при заданном значении масштаба и масштабно-

временную плоскость, соответствующую по длине исходному сигналу. В панели «Process» отображается время начала и завершения операций.

5. В программе приняты значения по умолчанию, гарантирующие корректную обработку алгоритма, но не всегда соответствующие требуемому результату – результат может не принести никакой дополнительной информации к сигналу. В этом случае необходимо увеличить либо уменьшить граничные значения масштаба.

В случае же недостаточной или же, наоборот, избыточной детализации необходимо выполнить последующие пункты пошаговой инструкции.

6. по масштабно-временной плоскости, необходимо соответственно уменьшать или увеличивать значения шага по а и b, меняя этим разрешение масштабно-временной плоскости по вертикали и горизонтали;

Этот способ также может применяться в случаях, когда требуется произвести первичный ориентировочный расчет с целью возможно большего обхвата плоскости и выявления мест особого внимания с точки зрения информативности, а также, после выявления таких мест, уменьшив значение шага и сузив диапазон масштабов получить детальную картину поведения масштабно-временной зависимости.

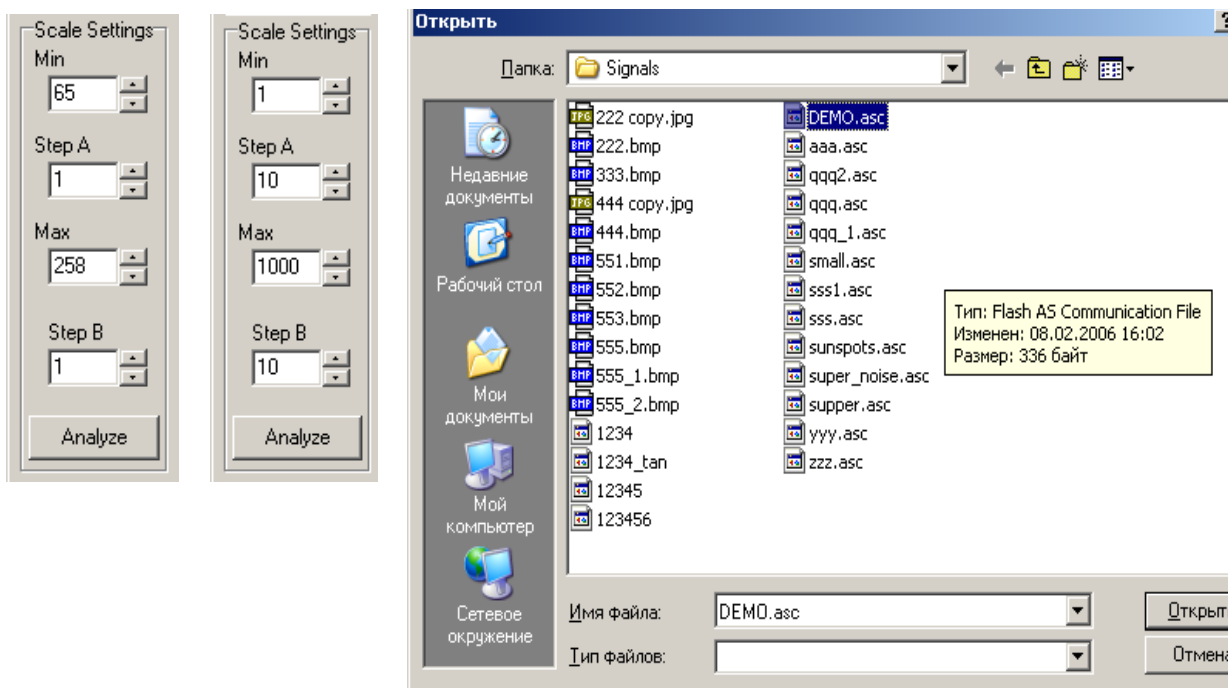


Рис. 2. Загрузки анализируемого сигнала в пункте главного меню

7. Осуществляя передвижение ползунка на панели «Coefficients» можно просматривать изменения вида масштабно-временной зависимости с изменением масштаба, наглядно отображаемому в информационном окошке снизу и на масштабно-временной плоскости. Также можно вводить значение масштаба в окошко под ползунком с последующим нажатием «Enter».

8. Для сохранения масштабно-временной плоскости в растровый файл (*.bmp) следует выбрать пункт меню «File —> Save resulting Image». После выбора имени сохраняемого изображения нажатие «Сохранить» запишет файл на диск.

Для сохранения масштабно-временной зависимости при текущем масштабе как ряда последовательных значений в текстовый файл (*.asc) с абзачным разделителем между значениями и принятым десятичным разделителем следует выбрать пункт меню «File —> Save resulting Coefficient Line». После выбора или задания имени сохраняемому текстовому файлу нажатие «Сохранить» запишет его на диск (рис. 3).

9. Выбрав пункт главного меню «Action —> Compare of Signal, CWT and Fourier Transform» на вновь открывшейся форме на трех диаграммах можно увидеть сравнение исходного сигнала, масштабно-временной зависимости и результата преобразования Фурье. Здесь наглядно демонстрируются преимущества вейвлет-преобразований при работе с нестационарными сигналами, локализованными на некотором временном интервале.

10. Пункт главного меню «Enlarge» позволяет открывать новую форму и выводить в нее масштабируя интересующие кривые или изображения.

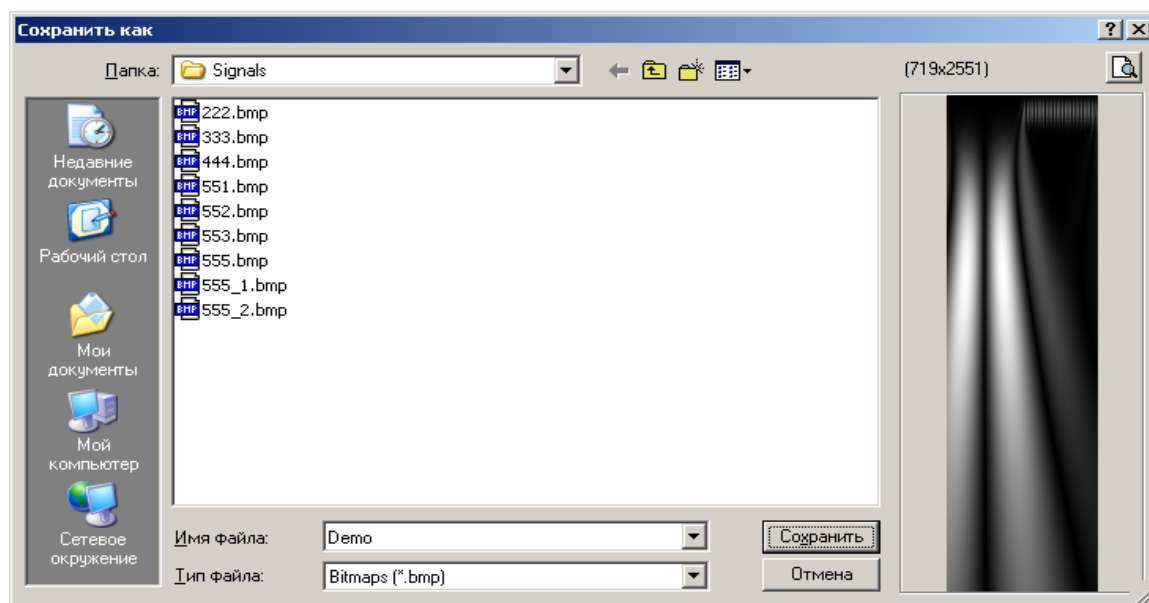


Рис. 3. Сохранение анализируемого сигнала в пункте главного меню

11. В пункте главного меню «Options» можно выбрать десятичный разделитель (точка либо запятая), который будет действовать всюду в программе. По умолчанию для десятичного разделителя принята точка.

12. Информацию о разработчиках программы можно просмотреть выбрав пункт главного меню «Signature».

13. Выполнить корректное завершение программы (с освобождением динамической памяти) можно выбрав пункт главного меню «Exit».

На представленном информационном и программной обеспечении возможно получение видовых поверхностей, которые определяют изменения во

времени спектральных компонент различного масштаба (частотно-временным спектр). При этом, чем точнее локальная особенность сигнала совпадает с соответствующей функцией вейвлета, тем эффективнее выделение этой особенности на соответствующей масштабной строке вейвлетного спектра.

Литература

1. Мещеряков Л.И. Основы энергоинформационного диагностирования горных электро-механических систем //Сб. науч. трудов. НГАУ. №10, Днепропетровск, 2000. - с. 179–185.
2. Мещеряков Л.И. Математические основы построения дисперсионных диагностических моделей горных электро-механических систем. Вибрации в технике и технологиях, 2002, №1(22). - с. 41–44.
3. Мещеряков Л.И. Базова форма дисперсійної моделі гірничих технологічних комплексів //Сб. науч. трудов. НГАУ. №20, Днепропетровск, 2004. - с. 209–214.

*Рекомендована к публикации д.т.н. В.В Слесаревым
Поступила в редакцию 14.05.06*

УДК 504.3.054:622

© О.Г. Гоман, В.В. Задорнова, Л.И. Мещеряков,
В.А.Зберовский, В.Н. Вилянский

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНФОРМАЦИОННЫХ ПАРАМЕТРОВ ДИАГНОСТИРОВАНИЯ ЗАГРЯЗНЕНИЙ АТМОСФЕРЫ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

В статье рассмотрен алгоритм расчета газодинамических полей в карьерном пространстве и программное обеспечение, которое реализует разработанный метод визуализации газодинамических параметров в карьере.

У статті розглянут алгоритм розрахунку газодинамічних полей кар'єрного простору та програмне забезпечення, яке реалізує розроблений метод візуалізації газодинамічних параметрів кар'єра.

In clause the algorithm of account gasdynamic fields in mining space and software is considered which realizes the developed method of visualization gasdynamic parameters in open-pits.

Процессы открытых горных работ характеризуются значительным выделением пыли и вредных газов в атмосферу карьеров. Уровень запыленности и загазованности воздуха в карьерах зависит от природных, технологических и горно-технических факторов. К ним относятся скорость и направление ветра, природный ландшафт зоны, окружающей карьер, геометрические параметры карьера, ориентировка карьера относительно преобладающих направлений ветра, состав горных пород, количество и параметры оборудования, его размещение в карьере. При превышении концентрации вредных примесей в атмосфере на рабочих местах выше ПДК возникает необходимость защиты органов дыхания горнорабочих или прекращения горных работ в карьере, что вызывает значительный социальный и экономический ущерб. Соблюдение санитарных норм и правил, гарантирующих безопасную и высокопроизводительную работу на

карьерах является сегодня одним из важнейших социально-экологических вопросов.

В этой связи повышение эффективности информационных параметров диагностирования загрязнений атмосферы в глубоких карьерах представляется актуальной научно-практической задачей, решение которой является целью данной работы. В задачах исследований ставилось: создание эффективных алгоритмов и программного обеспечения для расчета поля скоростей в карьерном пространстве; разработка методики диагностирования признаков загрязнения атмосферы и графической модели распределения зон загрязнения в карьере.

Идея работы заключается в создании максимально эффективной методики построения поля скоростей вихревых потоков в карьерном пространстве, основанной на методе дискретных вихрей.

Метод дискретных вихрей, используемый в данной работе, тесно связан с развитием численных методов в аэродинамике и теории крыла. По развитию и усовершенствованию метода, а также по математическому обоснованию было сделано множество работ. Там же установлено и доказано соответствие используемых в данной работе подходов таким требованиям:

1) Они базируются на единых правилах (постулатах), общих для всех задач.

2) Новые результаты, устанавливаемые на основе этих подходов, имеют логический смысл, с удовлетворительной точностью описывают ряд физических явлений и обладают определенными эвристическими возможностями.

3) Для всех ранее решенных задач, относящихся к рассматриваемому классу, новый подход дает результаты, совпадающие с данными, полученными строгими традиционными методами.

Отметим, что применение дискретного подхода позволяет не только более просто и четко сформулировать условия задачи, но и хорошо соответствует возможностям ПЭВМ. Использование вихревых особенностей позволило создать эффективные расчетные схемы. Они обладают очень важным свойством - устойчивостью систем алгебраических уравнений, из которых определяются циркуляции. Устойчивость обеспечивается тем, что диагональные члены их определителей по абсолютной величине доминируют над остальными.

Если профиль карьера имеет переднюю кромку или носок, отклоняющийся на угол, обеспечивающий безударный вход потока, то в этом случае поверхность профиля (включая переднюю кромку) может обтекаться плавно, без отрыва и свободные вихри сходят только с задней и боковых кромок. Такое течение будем называть безотрывным (без образования носовой вихревой пелены). Если же профиль карьера имеет сравнительно острые кромки, то на его передней кромке в идеальной среде образуются скорости и разрежения, теоретически стремящиеся к бесконечности, что физически невозможно. Это приводит к образованию поверхности разрыва скорости и на носке профиля. В результате пелена свободных вихрей сходит со всех кромок, а скорости на кромках будут конечны. Такое течение трактуется как отрывное (с образованием носовой вихревой пелены).

В нелинейной теории крыла бесконечного размаха в качестве основного вихревого элемента целесообразно рассматривать бесконечно длинный прямолинейный вихревой шнур постоянной циркуляции Γ_+ . Рассмотрим поле скоростей, которые индуцирует такой вихрь (рис. 1). Введем систему координат $Oxyz$ таким образом, чтобы ось Oz была параллельна оси вихря.

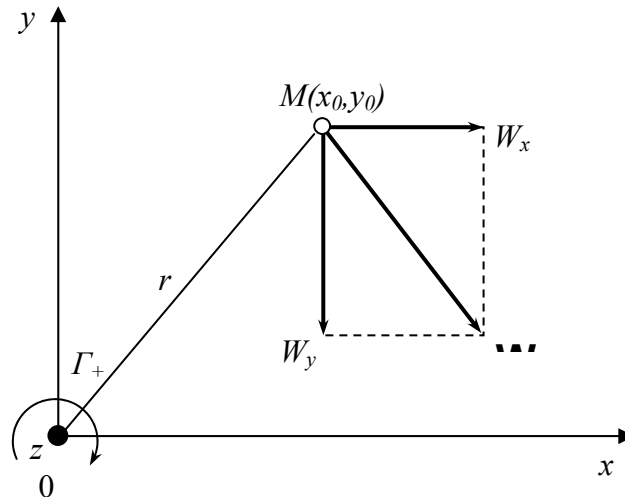


Рис. 1. К вычислению скоростей от вихревой нити бесконечного размаха

Положение рассматриваемого вихря в принятой системе координат определяется двумя координатами x_l, y_l .

Скорость, вызванная вихрем в точке M с координатами x_0, y_0 , равна

$$W = \frac{\Gamma_+}{2\pi r}, \text{ где } r - \text{расстояние от точки } M \text{ до оси вихря.} \quad (1)$$

Полученная скорость перпендикулярна плоскости, проходящей через ось вихря и точку M , и направлена в сторону вращения Γ_+ .

Обозначим через (n, x) , (n, y) и (n, z) углы, которые составляет нормаль к этой плоскости с осями координат. Тогда для проекций возмущенной скорости на оси координат можно записать:

$$W_x = W \cos(n, x), \quad W_y = W \cos(n, y), \quad W_z = W \cos(n, z). \quad (2)$$

Перейдем к безразмерным координатам и введем безразмерную циркуляцию и скорость:

$$\bar{x} = \frac{x}{b}, \quad \bar{y} = \frac{y}{b}, \quad \bar{z} = \frac{z}{b}, \quad (3)$$

$$\Gamma_+ = U_0 b \Gamma, \quad W = \frac{U_0 \Gamma}{2\pi} \nu, \quad (4)$$

где U_0 и b – характерные скорость и линейный размер соответственно, Γ и ν – некоторые безразмерные функции.

Согласно (1) и (4) для безразмерной скорости получим

$$v = \frac{1}{\bar{r}}, \quad \bar{r} = \frac{r}{b}.$$

При этом для проекций безразмерной скорости на оси координат можем записать

$$v_x = -\frac{\bar{y}_1 - \bar{y}_0}{(\bar{x}_1 - \bar{x}_0)^2 + (\bar{y}_1 - \bar{y}_0)^2},$$

$$v_y = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_0}{(\bar{x}_1 - \bar{x}_0)^2 + (\bar{y}_1 - \bar{y}_0)^2},$$

$$v_z = 0.$$

При $r \rightarrow 0$ на вихревой нити скорости, вызванные этой нитью, как следует из (1), стремятся к бесконечно большим значениям. Так как скорости, вызванные прямолинейным вихрем на его оси, равны нулю, то при $r = 0$ следует полагать $v_{(x,y)} = 0$.

Основные положения метода дискретных вихрей.

Практическая реализация схем, рассмотренных выше, осуществляется численным решением соответствующих задач гидродинамики на ЭВМ и основывается на применении и дальнейшем развитии метода дискретных вихрей.

В численных расчетах осуществляется переход от непрерывных распределений параметров потока и других величин по пространству и процессов их изменения во времени к дискретным. Нестационарный вихревой слой на профиле и за ним моделируется системой дискретных вихрей, представляющих собой прямолинейные или кольцевые нити в зависимости от формы профиля. Непрерывный процесс изменения во времени граничных условий и аэродинамических нагрузок на несущей поверхности заменяется ступенчатым. Полагается, что граничные условия и нагрузки скачкообразно изменяются в некоторые расчетные моменты времени $\tau=0, \tau_1 \dots \tau_r$ ($r = 0, 1, \dots$), а в промежутках между этими моментами остаются неизменными и равными значениям этих величин в начале каждого промежутка.

Граничных условий на поверхности обтекаемого профиля, условий о замкнутости вихревых систем и гипотезы Чаплыгина-Жуковского для задних острых кромок достаточно для того, чтобы в каждый расчетный момент времени найти циркуляции нестационарных вихрей. Задача сводится к решению системы линейных алгебраических уравнений относительно искомых циркуляций.

Если предполагаются отрывные режимы, то допускается сход свободных вихрей с передних кромок, с изломов и т. п. Тогда в указанных местах удовлетворяется требование о конечности скоростей (гипотеза Чаплыгина-Жуковского). Это дает дополнительные условия для определения в любой момент времени циркуляции указанных свободных вихрей, сходящих с профиля.

По известным циркуляциям с помощью интеграла Коши-Лагранжа [1] определяются нестационарные нагрузки. Положение свободных вихрей вне

профиля в любой момент времени находится из условия, что они движутся вместе с жидкими частицами и их циркуляции остаются неизменными во времени.

Исследуемые подходы позволяют изучать не только изменение аэродинамических характеристик при отрывном обтекании несущих поверхностей, но и процессы сворачивания вихревой пелены, ее разрушения и формирования спутного следа. По известному полю вихрей в следе и найденному их положению в пространстве рассчитываются поля средних и пульсационных скоростей и давлений в фиксированных точках следа и основные статистические характеристики вихревых потоков в отрывных областях.

К основным достоинствам метода можно отнести:

- метод основан только на естественных и понятных физических законах и предположениях;

- дискретная манера описания течения позволяет создавать эффективные алгоритмы для ЭВМ, что немаловажно при численном моделировании, и легко контролировать ход счета;

- возможности применения этого метода очень широки. Его можно использовать для исследования обтекания тонких изолированных профилей (как в данной работе), профилей с механизацией, решеток профилей, телесных профилей, осесимметричных и даже пространственных тел.

К недостаткам метода относятся следующие его особенности:

- многие допущения относительно свойств среды искажают действительную картину течения, например, пренебрежение силами вязкости;

- отсутствие строгих математических доказательств метода. Основными методами обоснования изложенной системы исследований являются логический анализ, численный и физический эксперименты. О корректности метода можно судить только на основании сравнения результатов численного и физического эксперимента.

- неучет вязкости сильно сужает класс моделируемых течений. Вязкость оказывает демпфирующее влияние на процесс разрушения вихревой пелены, сглаживает колебательный характер спутного следа и всего отрывного течения, тогда как в рамках модели идеальной жидкости параметры течения сильно пульсируют. Однако, как показали вычисления, крупномасштабные вихревые структуры практически идентичны в рамках идеальной и вязкой среды.

Алгоритм расчета газодинамических полей в карьерном пространстве.

Создание расчетного комплекса предполагает построение математической модели процессов распространения вредных веществ в воздушной среде. При этом необходимо выбрать такую математическую модель, которая была бы доступна для сравнительно несложной численной процедуры и могла бы органически вписаться в систему мониторинга, построенную на использовании ГИС-технологий и в совокупности с реальными аппаратными возможностями удовлетворяющую вышеописанным требованиям.

Одним из возможных путей решения этой задачи является применение метода дискретных вихрей, который в настоящее время хорошо развит для расчета плоских и пространственных течений.

В данной работе использована новая методика, основанная на применении численного решения сингулярного интегрального уравнения методом дискретных вихрей, которая реализована в программно-методический комплекс, что позволяет решать задачи оперативного расчета гидродинамических полей в карьерном пространстве.

Основной особенностью метода дискретных вихрей является моделирование несущих поверхностей, а также аэродинамического следа в потоке жидкости с помощью системы конечных вихрей, причем используется теорема о неизменности циркуляции по замкнутому жидкому контуру. Профиль моделируется системой присоединенных вихрей; гипотеза Чаплыгина-Жуковского о конечности скорости на острых кромках и требование о непротекании профиля удовлетворяются с помощью схода с острых кромок свободных вихрей, движущихся затем вместе с жидкими частицами. Уравнение неразрывности и условие непрерывности давления на вихревом следе удовлетворяются автоматически.

Таким образом, при решении задачи нет необходимости следить за каждой жидкой частицей, достаточно знать только конфигурацию вихревого следа и циркуляции присоединенных вихрей в каждый расчетный момент времени. Затем, используя теорию функций комплексного переменного и интеграл Коши-Лагранжа, строится поле скоростей, профиль давления на пластинке, определяется нормальная сила и продольный момент.

Важным преимуществом метода дискретных вихрей является возможность с его помощью изучить весь процесс формирования течения, а не только его предельный режим.

Для расчета поля скоростей в карьере необходимо задание нескольких сечений ($N_{\text{сеч}}$) карьера, параллельных направлению ветра. Сечения могут выбираться произвольно или из определенных условий, например, чтобы сечение проходило через заданную точку x_0, y_0 .

Кроме массива узловых точек профиля $A(x_j, y_j)$, $j=0 \dots n$ на линии профиля формируется еще массив точек расположения дискретных вихрей $A_b(x_{bj}, y_{bj})$ и массив точек наблюдения (точек, удовлетворяющих граничному условию) $B_o(x_{oj}, y_{oj})$. Сначала устраиваются точки расположения вихрей (x_{bj}, y_{bj}) , а точки наблюдения располагаются посередине между двумя соседними вихрями. Количество точек наблюдения будет на единицу меньше, чем количество вихрей.

После этого формируется массив направляющих косинусов нормалей $C(\cos(n_j, x), \cos(n_j, y))$ к элементам контура в точках наблюдения.

$$\vec{n}_j = (\cos(n_j, x), \cos(n_j, y)).$$

$$\text{Имеем } \cos(n_j, x) = -\sin \alpha_j, \quad \cos(n_j, y) = \cos \alpha_j,$$

где α_j – угол наклона отрезка $A_j A_{j+1}$ к оси X (рис. 2) с учетом знака.

Имеем $\sin \alpha_j = \frac{y_{bj+1} - y_{bj}}{l_{j,j+1}}; \cos \alpha_j = \frac{x_{bj+1} - x_{bj}}{l_{j,j+1}},$
где $l_{j,j+1} = \sqrt{(x_{bj+1} - x_{bj})^2 + (y_{bj+1} - y_{bj})^2}.$

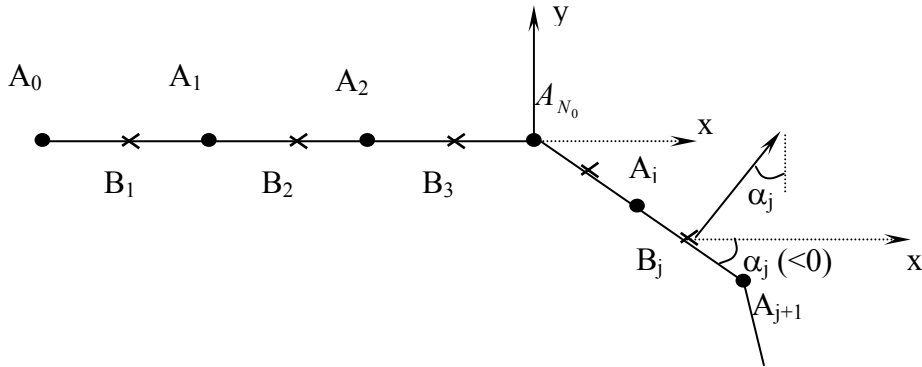


Рис. 2. К формированию массива направляющих косинусов нормалей к элементам контура в точках наблюдения

При использовании метода дискретных вихрей приходится решать систему алгебраических уравнений на каждом временном шаге. Предлагается находить обратную матрицу и рассматривать ее как элемент геометрической обработки контура, поскольку эта матрица определяет влияние рельефа контура на поле скоростей.

При построении исходной матрицы в каждой вихревой точке $Ab_j(x_{bj}, y_{bj})$ располагается вихрь с неизвестной заранее циркуляцией Γ_j . Этот вихрь индуцирует поле скоростей с компонентами

$$\begin{aligned} v_x(x, y; x_{bj}, y_{bj}) &= -\frac{\Gamma_j}{2\pi} \cdot \frac{y - y_{bj}}{(x - x_{bj})^2 + (y - y_{bj})^2}; \\ v_y(x, y; x_{bj}, y_{bj}) &= \frac{\Gamma_j}{2\pi} \cdot \frac{(x - x_{bj})}{(x - x_{bj})^2 + (y - y_{bj})^2}. \end{aligned} \quad (5)$$

Компоненты скорости, индуцируемые всей системой присоединенных вихрей, равны соответственно

$$\begin{aligned} \sum_j v_x &= -\frac{1}{2\pi} \sum_j \Gamma_j \frac{y - y_{bj}}{(x - x_{bj})^2 + (y - y_{bj})^2}; \\ \sum_j v_y &= \frac{1}{2\pi} \sum_j \Gamma_j \frac{x - x_{bj}}{(x - x_{bj})^2 + (y - y_{bj})^2}. \end{aligned} \quad (6)$$

Суммирование идет по всем вихрям. Суммарное поле скоростей (от ветра и присоединенных вихрей) определяется в виде:

$$\begin{aligned} v'_{x\Sigma} &= U + \sum_j v_x = U - \frac{1}{2\pi} \sum_j \Gamma_j \frac{y - y_{bj}}{(x - x_{bj})^2 + (y - y_{bj})^2}; \\ v'_{y\Sigma} &= \frac{1}{2\pi} \sum_j \Gamma_j \frac{x - x_{bj}}{(x - x_{bj})^2 + (y - y_{bj})^2}, \end{aligned} \quad (7)$$

где U – скорость ветра.

В предыдущих формулах величины Γ_j неизвестны. Кроме присоединенных вихрей, расположенных на поверхности контура, имеются свободные вихри, расположенные в потоке. Временно компоненты скорости от этих свободных вихрей можно обозначить как:

$$v_{xc\Sigma}(x, y), v_{yc\Sigma}(x, y)$$

Окончательно имеем:

$$\begin{aligned} v_{x\Sigma} &= U - \frac{1}{2\pi} \sum_j \Gamma_j \frac{y - y_{bj}}{(x - x_{bj})^2 + (y - y_{bj})^2} + v_{xc\Sigma}(x, y); \\ v_{y\Sigma} &= U - \frac{1}{2\pi} \sum_j \Gamma_j \frac{x - x_{bj}}{(x - x_{bj})^2 + (y - y_{bj})^2} + v_{yc\Sigma}(x, y). \end{aligned} \quad (8)$$

Так как контур тела непроницаем для жидкости, то поле скоростей (8) должно удовлетворять условию непроницаемости, которое в силу дискретности можно удовлетворить только в дискретном множестве точек наблюдения $B_0(x_0k, y_0k)$. Условие непроницаемости имеет вид:

$$\vec{v}\vec{n} = 0 \quad \text{или} \quad v_{x\Sigma} \cos(n, x) \Big|_{B_k} + v_{y\Sigma} \cos(n, y) \Big|_{B_k} = 0 \quad (9)$$

в каждой точке $B_0(x_0k, y_0k)$.

Для того, чтобы расписать это условие, можно воспользоваться массивом направляющих косинусов нормалей $C(\cos(n_j, x), \cos(n_j, y))$.

Граничное условие непроницаемости в точке $B_0(x_0k, y_0k)$ имеет вид:

$$\begin{aligned} & \left(U - \frac{1}{2\pi} \sum_{j=1}^M \Gamma_j \frac{y_{ok} - y_{bj}}{(x_{ok} - x_{bj})^2 + (y_{ok} - y_{bj})^2} + v_{xc\Sigma}(x_{ok}, y_{ok}) \right) \cdot \cos(n_k, x) + \\ & + \left(\frac{1}{2\pi} \sum_{j=1}^M \Gamma_j \frac{x_{ok} - x_{bj}}{(x_{ok} - x_{bj})^2 + (y_{ok} - y_{bj})^2} + v_{yc\Sigma}(x_{ok}, y_{ok}) \right) \cdot \cos(n_k, y) = 0 \end{aligned} \quad (10)$$

$k = 1, \dots, M-1$ (точек B_k на единицу меньше, чем число вихрей M).

$\cos(n_k, x) = -\sin\alpha_k$, $\cos(n_k, y) = \cos\alpha_k$, так что

$$\begin{aligned}
& \frac{1}{2\pi} \sum_{j=1}^M \Gamma_j \frac{y_{ok} - y_{bj}}{(x_{ok} - x_{bj})^2 + (y_{ok} - y_{bj})^2} \sin \alpha_k + \\
& + \frac{1}{2\pi} \sum_{j=1}^M \Gamma_j \frac{x_{ok} - x_{bj}}{(x_{ok} - x_{bj})^2 + (y_{ok} - y_{bj})^2} \cos \alpha_k = \\
& = (U + \mathbf{v}_{xc\Sigma}(x_{ok}, y_{ok})) \cdot \sin \alpha_k - \mathbf{v}_{yc\Sigma}(x_{ok}, y_{ok}) \cdot \cos \alpha_k
\end{aligned} \tag{11}$$

Или:

$$\sum_{j=1}^M \frac{(y_{ok} - y_{bj}) \cdot \sin \alpha_k + (x_{ok} - x_{bj}) \cdot \cos \alpha_k}{(x_{ok} - x_{bj})^2 + (y_{ok} - y_{bj})^2} \Gamma_j = b_k, k = 1, 2, \dots, M-1; \quad (12)$$

$$b_k = 2\pi \{ (U + v_{x\zeta\Sigma}(x_{ok}, y_{ok})) \cdot \sin \alpha_k - v_{y\zeta\Sigma}(x_{ok}, y_{ok}) \cdot \cos \alpha_k \}. \quad (13)$$

Введем обозначение

$$a_{kj} = \frac{(y_{ok} - y_{bj}) \cdot \sin \alpha_k + (x_{ok} - x_{bj}) \cdot \cos \alpha_k}{(x_{ok} - x_{bj})^2 + (y_{ok} - y_{bj})^2}. \quad (14)$$

Получаем систему уравнений

$$\sum_{j=1}^M a_{kj} \cdot \Gamma_j = b_k, \quad k = 1, \dots, M-1. \quad (15)$$

Кроме того, согласно теореме Томпсона, сумма всех циркуляций (присоединенных и свободных вихрей) должна быть равна нулю, т.е.

$$\sum_{j=1}^{M-1} \Gamma_j + \sum_p \gamma_p = 0, \quad (16)$$

где $\Sigma \gamma_r$ – сумма циркуляций всех свободных вихрей в потоке.

Таким образом, в каждый момент текущего времени имеется алгебраическая система уравнений для определения Γ_j :

$$\sum_{j=1}^M a_{kj} \Gamma_j = b_k, \quad k = 1, \dots, M-1; \quad (17)$$

$$\sum_{j=1}^M \Gamma_j = -\sum_p \gamma_p.$$

Или

$$\left[\begin{array}{l} a_{1,1}\Gamma_1 + a_{1,2}\Gamma_2 + \dots + a_{1,M}\Gamma_M = b_1 \\ a_{2,1}\Gamma_1 + a_{2,2}\Gamma_2 + \dots + a_{2,M}\Gamma_M = b_2 \\ \\ a_{M-1,1}\Gamma_1 + a_{M-1,2}\Gamma_2 + \dots + a_{M-1,M}\Gamma_M = b_{M-1} \\ \Gamma_1 + \Gamma_2 + \dots + \Gamma_M = -\Sigma\gamma_p = b_M \end{array} \right] \quad (18)$$

Для решения этой системы необходимо обратить матрицу:

$$A = \begin{pmatrix} a_{11} & a_{12} & \cdots & a_{1M} \\ a_{21} & a_{22} & \cdots & a_{2M} \\ \cdots & \cdots & \cdots & \cdots \\ a_{M-11} & a_{M-12} & \cdots & a_{M-1M} \\ 1 & 1 & \cdots & 1 \end{pmatrix} \quad (19)$$

Обратная матрица удовлетворяет условию $A^{-1}A = E$, где E – единичная матрица.

Пусть

$$A^{-1} = \begin{pmatrix} \alpha_{11} & \alpha_{12} & \cdots & \alpha_{1M} \\ \alpha_{21} & \alpha_{22} & \cdots & \alpha_{2M} \\ \cdots & \cdots & \cdots & \cdots \\ \alpha_{M1} & \alpha_{M2} & \cdots & \alpha_{MM} \end{pmatrix} \quad (20)$$

Тогда решение уравнения имеет вид:

$$\begin{pmatrix} \Gamma_1 \\ \Gamma_2 \\ \cdots \\ \Gamma_M \end{pmatrix} = A^{-1} \begin{pmatrix} b_1 \\ b_2 \\ \cdots \\ b_M \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \alpha_{11}b_1 + \alpha_{12}b_2 + \cdots + \alpha_{1M}b_M \\ \alpha_{21}b_1 + \alpha_{22}b_2 + \cdots + \alpha_{2M}b_M \\ \cdots & \cdots & \cdots & \cdots \\ \alpha_{M1}b_1 + \alpha_{M2}b_2 + \cdots + \alpha_{MM}b_M \end{pmatrix} \quad (21)$$

Таким образом, решая систему уравнений (18) методом Гаусса M раз, завершается построение обратной матрицы A^{-1} , которая является матрицей влияния границы карьера на поток жидкости в пространстве карьера.

Далее показан расчет положения сошедших вихревых пелен в области карьера и, по сути дела, вычисление правых частей основного уравнения (18).

Дифференциальные уравнения движения свободного вихря:

$$\begin{cases} \frac{dx}{dt} = v_x(x, y, t); \\ \frac{dy}{dt} = v_y(x, y, t). \end{cases} \quad (22)$$

Простейший способ их интегрирования – способ Эйлера, т.е.

$$\begin{aligned} x|_{t_{j+1}} &= x|_{t_j} + v_x(x, y, t_j) \cdot \Delta t; \\ y|_{t_{j+1}} &= y|_{t_j} + v_y(x, y, t_j) \cdot \Delta t. \end{aligned} \quad (23)$$

Если применить это к какому-либо свободному вихрю, то будем иметь (пусть это пелена k , и рассматривается тот вихрь, который сошел в момент m , а сейчас момент времени t_{j+1}):

$$\begin{cases} x_{kmj+1} = x_{kmj} + v_x(x_{kmj}, y_{kmj}, t_j) \cdot \Delta t; \\ y_{kmj+1} = y_{kmj} + v_y(x_{kmj}, y_{kmj}, t_j) \cdot \Delta t, \end{cases} \quad (24)$$

где v_x и v_y – это скорости в данной точке в данный момент времени. Они в свою очередь вычисляются следующим образом:

$$\begin{aligned} v_x &= v_{xnpri} + v_{xсво}; \\ v_y &= v_{ynpri} + v_{yсво}, \end{aligned} \quad (25)$$

где v_{xnpri} , v_{ynpri} – это скорости, которые индуцируются в данном месте от всех присоединенных вихрей, расположенных в точках (x_{nb}, y_{nb}) ,

$$\begin{aligned} v_{xnpri} &= \sum_{n=1}^{N_b} \Gamma_n^j \omega_x(x, y; x_{nb}, y_{nb}); \\ v_{ynpri} &= \sum_{n=1}^{N_b} \Gamma_n^j \omega_y(x, y; x_{nb}, y_{nb}), \end{aligned} \quad (26)$$

Здесь берутся значения циркуляции присоединенных вихрей Γ_{jn} в момент времени t_j ;

$\omega_x(x, y; x_{nb}, y_{nb})$, $\omega_y(x, y; x_{nb}, y_{nb})$ – скорости, которые индуцируются единичным вихрем, расположенным в точке (x_{nb}, y_{nb}) .

Далее $v_{xсво}$ и $v_{yсво}$ – это компоненты скорости, которые индуцируются в данной точке от всей системы свободных вихрей

$$\begin{aligned} v_{xсво} &= \sum_{k=1}^{N_{нел}} \sum_{m=0}^{m'=j} \gamma_{k'm'} \omega_x(x, y; x_{k'm'j}, y_{k'm'j}); \\ v_{yсво} &= \sum_{k=1}^{N_{нел}} \sum_{m=0}^{m'=j} \gamma_{k'm'} \omega_y(x, y; x_{k'm'j}, y_{k'm'j}). \end{aligned} \quad (27)$$

Перенос загрязняющих субстанций в атмосфере карьера осуществляется ветровым потоком воздуха с учетом его турбулентных пульсаций.

Основное дифференциальное уравнение переноса и диффузии субстанции в потоке было получено в работе [2].

Пусть ϕ – концентрация загрязняющего вещества в единице объема воздуха. Компоненты скорости воздуха в декартовой системе координат $Oxyz$ обозначим u , v , w . Для газовых и аэрозольных загрязнителей характерно то, что

они мигрируют вместе с потоком воздуха, т.е. они движутся с той же скоростью, что и воздух. Пылевые частицы «весомых» загрязнителей в горизонтальном направлении перемещаются практически со скоростью воздуха, тогда как в вертикальном направлении они имеют скорость проскальзывания по отношению к вертикальной скорости воздуха из-за различия гравитационных сил, действующих на частицы воздуха и пыли, вызванного отличием их плотностей.

Таким образом, газообразные и аэрозольные примеси перемещаются со скоростью воздушных масс, а пылевые (весомые) примеси перемещаются с массой воздуха в горизонтальном направлении и оседают со скоростью w_s , так что вертикальная скорость перемещения пыли отлична от вертикальной скорости воздуха w и равна $w - w_s$.

Наряду с конвективным переносом загрязняющее вещество разносится в пространстве за счет молекулярного процесса диффузии или за счет турбулентного перемешивания (турбулентной диффузии).

В процессе движения загрязняющая примесь может быть подвержена разложению, химической нейтрализации, вымывания частиц загрязнителя осадками (или радиоактивному распаду). Интенсивность такого процесса будем характеризовать коэффициентом σ .

Местоположение выбросов загрязняющих веществ и характер их размещения в пространстве карьера весьма разнообразны. Это могут быть и отдельные фиксированные источники, действующие продолжительное время со сравнительно постоянной мощностью выбросов (например, действующие в течение смены экскаваторы, склады, отвалы и т.д.), и непрерывно движущиеся источники (выбросы от двигателей движущейся автотранспортной техники и подъем пыли колесами) и пр.

В теоретической математической модели все эти выбросы можно заменить системой точечных источников, распределенных в расчетной области, каждый со своей интенсивностью, меняющейся с течением времени по произвольному закону, который предполагается известным. Распределенные в пространстве или по площади источники загрязнения также имеет смысл теоретически моделировать достаточно густой системой точечных источников. Такой подход обеспечивает универсальность задания разнообразных по физическому содержанию выбросов и их включение в компьютерную вычислительную модель.

Дифференциальное уравнение переноса загрязнений в атмосфере имеет следующий вид:

$$\frac{\partial \varphi}{\partial t} + \frac{\partial (u\varphi)}{\partial x} + \frac{\partial (v\varphi)}{\partial y} + \frac{\partial [(w - w_s)\varphi]}{\partial z} + \sigma\varphi =$$

$$= \operatorname{div}(\bar{\mu} \operatorname{grad} \varphi) + \sum_{i=1}^N q_i(t) \delta(\vec{r} - \vec{r}_i(t))$$
(28)

где φ – концентрация загрязняющего вещества в единице объема; (для газовых и аэрозольных загрязнителей)

w_s – скорость гравитационного оседания весоных частиц загрязняющего вещества (для газовых и аэрозольных загрязнителей можно полагать, что $w_s = 0$);

σ – коэффициент распада (химического разложения, нейтрализации, вымывания) загрязнения;

$\vec{\mu} = (\mu_x, \mu_y, \mu_z)$ – коэффициенты турбулентной диффузии;

q_i – интенсивность точечных источников загрязнения, которая может быть произвольно заданной от времени функцией;

$r_i = (x_i, y_i, z_i)$ – координаты местоположения точечных источников (источники могут перемещаться, что учитывается зависимостью $r_i(t)$);

δ – дельта-функция Дирака.

Дифференциальное уравнение (28) получено в предположении, что поле ветрового потока удовлетворяет уравнению неразрывности

$$\frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial z} = 0 \quad (29)$$

В качестве численной схемы интегрирования двумерного уравнения переноса и диффузии загрязнений выберем четырехшаговую попеременно-треугольную разностную схему. Применение этой схемы в работах показало ее достаточную эффективность.

Процесс переноса загрязнений в воздушной среде в случае двумерной постановки имеет вид

$$\begin{aligned} \frac{\partial \varphi}{\partial t} + \frac{\partial (u\varphi)}{\partial x} + \frac{\partial (v\varphi)}{\partial y} + \sigma\varphi = \\ = \frac{\partial}{\partial x} \left(\mu_x \frac{\partial \varphi}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_y \frac{\partial \varphi}{\partial y} \right) + \sum_{i=1}^N q_i(t) \delta(\vec{r} - \vec{r}_i(t)) \end{aligned} \quad (30)$$

где ось y направлена вертикально вверх и скорость v означает скорость воздуха (примесь газообразная или аэрозольная).

Указанная четырехшаговая попеременно-треугольная разностная схема для численного интегрирования уравнения (30) является абсолютно устойчивой неявной разностной схемой.

Рассмотрим некоторую прямоугольную область

$G = \{-h < y < H, -a < x < b\}$, которую разобьем равномерной сеткой с шагами Δx и Δy .

Принятая схема определения сеточных функций в узлах ячеек показана на рис. 3, а именно: неизвестное значение искомой функции φ будем определять в центре разностной ячейки ($\bullet - \varphi_{ij}$); компоненты скорости u будем определять на вертикальных гранях разностных ячеек, а компоненты скорости v – на горизонтальных гранях. Индексы этих граней соответствуют индексам ячеек, расположенных справа ($\square - u_{i+1, j}$) и выше ($\Delta - u_i, j+1$) от рассматриваемой ячейки (см. рис.3).

Выберем шаг по времени Δt , и значения функций на временном слое $n\Delta t$ будем обозначать верхним индексом n . Пусть значение всех функций на вре-

менном слое n известно. Рассмотрим временной слой $n+1$. Производную $\frac{\partial \varphi}{\partial t}$ в данный момент времени $n+1$ аппроксимируем разделенной разностью

$$\frac{\partial \varphi}{\partial t} \cong \frac{\varphi_{ij}^{n+1} - \varphi_{ij}^n}{\Delta t}$$

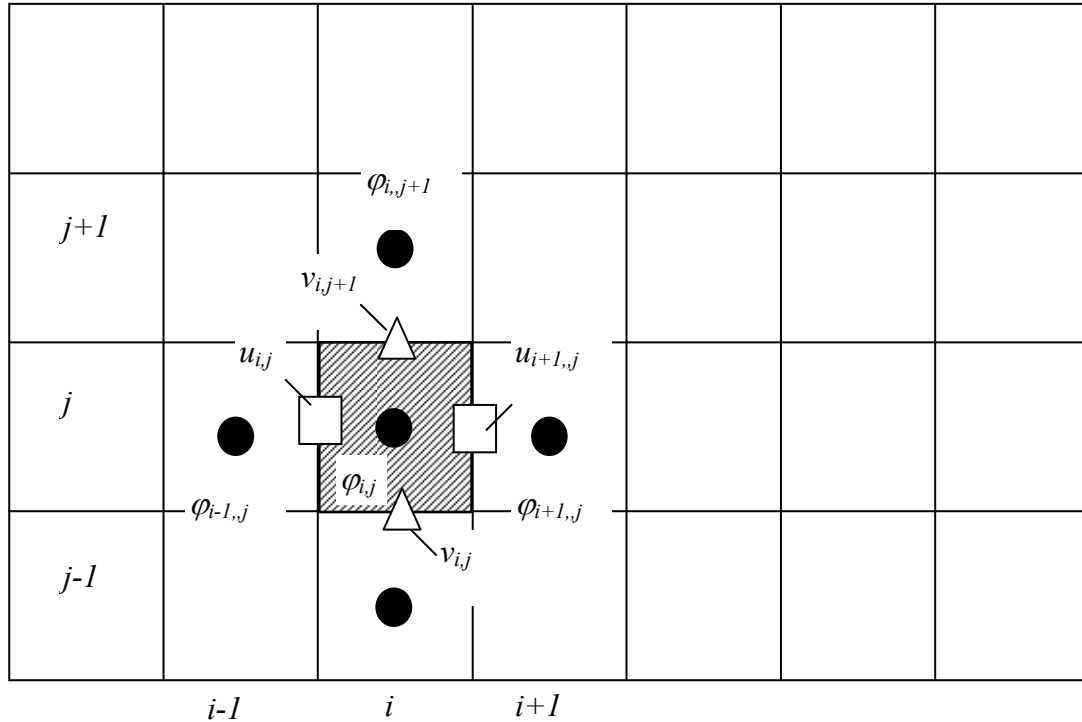


Рис. 3. Схема узлов для определения переменных в разностном алгоритме

В основе используемого метода лежит выделение направления распространения возмущений на гранях рассматриваемой ячейки.

Разносное уравнение (30) расщепляется на четыре разностных уравнения так, чтобы на каждом шаге учитывалось только лишь одно направление переноса возмущений, которое определяется знаком конвективной производной.

При таком расщеплении общее уравнение распадается на четыре промежуточных шага, на каждом из которых решается более простое разностное уравнение, а именно:

– на первом шаге расщепления решается уравнение

$$\frac{\varphi_{ij}^{\kappa} - \varphi_{ij}^n}{\Delta t} - \frac{1}{2}(L_x^+ + L_y^+)\varphi^{\kappa} + \frac{\sigma}{4}\varphi_{ij}^{\kappa} = \frac{1}{4}[(M_{xx}^+ + M_{yy}^+)\varphi^{\kappa} + (M_{xx}^- + M_{yy}^-)\varphi^n] + \frac{1}{4}\overline{q_{ij}^n} \quad (31)$$

и результат его решения φ_{ij}^{κ} рассматривается как вспомогательная переменная $\varphi_{ij}^{n+1/4}$, т.е $\kappa = n + 1/4$ – на втором шаге решается уравнение

$$\frac{\varphi_{ij}^{\kappa} - \varphi_{ij}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^- + L_y^-)\varphi^{\kappa} + \frac{\sigma}{4}\varphi_{ij}^{\kappa} = \frac{1}{4}[(M_{xx}^- + M_{yy}^-)\varphi^{\kappa} + (M_{xx}^+ + M_{yy}^+)\varphi^c] + \frac{1}{4}\overline{q_{ij}^n} \quad (32)$$

где в качестве φ_{ij}^c фигурирует решение $\varphi_{ij}^{n+1/4}$, полученное на предыдущем шаге, т.е. $c = n + 1/4$; найденное значение φ_{ij}^k рассматривается как новая вспомогательная переменная $\varphi_{ij}^{n+1/2}$ (т.е. на втором так $k = n + 1/2$);

– на третьем шаге расщепления решается уравнение

$$\frac{\varphi_{ij}^k - \varphi_{ij}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^+ + L_y^+)\varphi^k + \frac{\sigma}{4}\varphi_{ij}^k = \frac{1}{4}[(M_{xx}^+ + M_{yy}^+)\varphi^k + (M_{xx}^- + M_{yy}^-)\varphi^c] + \frac{1}{4}\overline{q_{ij}^n} \quad (33)$$

где $k = n + 3/4$, $c = n + 1/2$, т.е. в качестве функции φ_{ij}^c используется решение $\varphi_{ij}^{n+1/2}$, полученное на втором шаге; служит исходным для выполнения четвертого и окончательного шага;

– четвертый шаг расщепления состоит в решении уравнения

$$\frac{\varphi_{ij}^k - \varphi_{ij}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^- + L_y^+)\varphi^k + \frac{\sigma}{4}\varphi_{ij}^k = \frac{1}{4}[(M_{xx}^- + M_{yy}^+)\varphi^k + (M_{xx}^+ + M_{yy}^-)\varphi^c] + \frac{1}{4}\overline{q_{ij}^n} \quad (34)$$

где $c = n + 3/4$ и $k = n+1$.

Решение уравнения (34) φ_{ij}^{n+1} , полученное на четвертом шаге, считается значением функции φ_{ij} на рассматриваемом временном слое t^{n+1} .

Вышеизложенный алгоритм был положен в основу разработки пакета программ расчета газодинамических параметров атмосферы, что повышает эффективность информационной базы данных диагностирования зон загрязнений атмосферы при проектировании задач аэрологии в карьерах.

Дальнейшим развитием данной работы может быть создание математического обеспечения интеллектуальной системы принятия решений в реальном времени по выявлению и мониторингу зон с повышенной концентрацией вредных веществ на рабочих местах в глубоких карьерах.

Литература

1. С.М. Белоцерковский, М.И. Ништ «Отрывное и безотрывное обтекание тонких крыльев идеальной жидкостью», М.: Наука, 1978. – 352 с.
2. Марчук Г.И. «Математическое моделирование в проблеме окружающей среды», М.: Наука, 1982.-320 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Н.Ф. Кременчуцким
Поступила в редакцию 09.06.06*

МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ МОБІЛЬНОЇ ПІДЙОМНОЇ УСТАНОВКИ З УРАХУВАННЯМ ДИНАМІЧНИХ ПРОЦЕСІВ В СТРУНІ КАНАТУ

Розроблено математичну модель, що описує динамічні процеси в головному канаті мобільної підйомної установки з урахуванням повздошно-поперечних коливань його струни. Отримано залежності динамічних переміщень струни каната від параметрів підйомної установки й характеристики гальмівного моменту.

Разработана математическая модель, описывающая динамические процессы в головном канате мобильной подъемной установки с учетом продольно-поперечных колебаний его струны. Получены зависимости динамических перемещений струны каната от параметров подъемной установки и характеристики тормозного момента.

Mathematical model that describes dynamical processes in main rope of mobile elevating installation and counts cross-sectional and longitudinal vibrations has been developed. Dependencies of dynamical movements of rope cord from parameters of elevating installation and characteristics of braking moment have been drawn.

В останній час в гірничий промисловості дуже актуальною є проблема забезпечення надійної та безпечної експлуатації підйомних установок, що зумовлено збільшенням кількості аварій на людських підйомах та в шахтних стволах. При цьому часто буває неможливо забезпечити евакуацію шахтного персоналу при несправностях стаціонарних підйомних машин і стволового обладнання, які важко усунути.

Найбільш прийнятним засобом для підйому-спуску людей, обладнання й матеріалів при аварійно-рятувальних роботах у шахтних стволах є пересувні підйомні установки. Така універсальна мобільна підйомна установка розроблена Національним гірничим університетом і відповідає вимогам Правил безпеки й Правил технічної експлуатації до аварійно-рятувальних підйомних установок і режимів їх експлуатації [1].

Значна невідповідність мобільної підйомної установки з малими маховими масами, яка працює в однокінцевому режимі, зумовлює необхідність дослідження динамічних процесів в механічній системі підйомної установки. Це потребує розробки обґрунтованої комплексної математичної моделі підйомної установки, як системи з розподіленими та скупченими параметрами, що враховує взаємодію різних її складових систем.

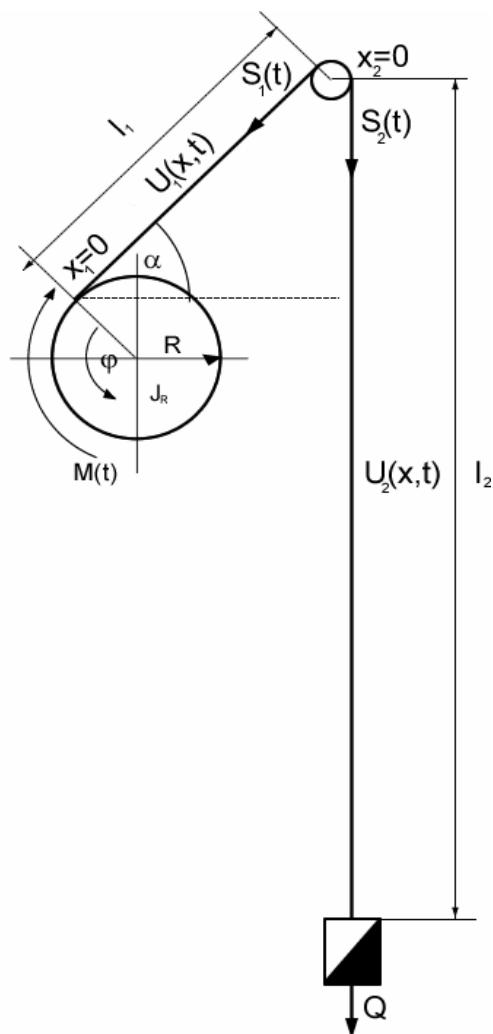
Питання дослідження динаміки підйомних установок з урахуванням повздошно-поперечних коливань у струні каната розглядалися в роботах проф. Л.В.Колосова [2-4]. Аналіз отриманих результатів свідчить про неможливість використання розроблених математичних моделей для дослідження впливу характеристик гальмівного моменту на динамічні процеси в струні каната. Це, у свою чергу, не дозволяє оцінити вплив параметрів гальма на безпеку експлуатації підйомної установки при значній довжині струни каната.

У зв'язку із цим метою даної роботи є розробка математичної моделі мобільної підйомної установки, яка враховує вплив характеристик гальмівного

моменту на динамічні процеси в струні каната та визначення оптимальних параметрів цих режимів.

Розглянемо однокінцеву підйомну установку, в якій струна каната розташована відносно поверхні землі під деяким кутом α .

У математичній моделі, що описує процес гальмування підйомної установки приймемо наступні допущення: не будемо враховувати піддатливість барабана, головний канат установки розглядатимемо як упругов'язку вагому нитку постійної довжини, розсіювання енергії в якому враховується гіпотезою Фойгхта, не враховується ковзання канату при набіганні його на барабан та зневажаємо масою копрового шківів [5,6].



Координатні осі для відліку переміщень перетинів канату виберемо направленими вздовж канату та з початком у точці набігання канату на барабан та точці набігання канату на шків відповідно. Для зв'язку між цими системами координат використаємо умови рівності переміщень та зусиль у точках набігання та збігання канату на шків.

З урахуванням перелічених допущень система диференціальних рівнянь у часткових похідних, що описує математичну модель процесу гальмування підйомної установки, має вигляд:

З урахуванням перелічених допущень система диференціальних рівнянь у часткових похідних, що описує математичну модель процесу гальмування підйомної установки, має вигляд:

Рис. 1 Розрахункова схема однокінцевої підйомної установки

$$\begin{cases} \frac{\partial^2 \omega_1}{\partial t^2} - a^2 \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t}\right) \frac{\partial^2 \omega_1}{\partial x^2} = -j - g \sin \alpha; \\ \frac{\partial^2 \omega_2}{\partial t^2} - a^2 \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t}\right) \frac{\partial^2 \omega_2}{\partial x^2} = -j + g, \end{cases} \quad (1)$$

де $a = \sqrt{EF / \rho}$ - швидкість поширення пружної деформації в канаті; μ - коефіцієнт, що враховує розсіювання енергії при коливаннях; EF - повздовжня жорсткість каната, ρ - погонна маса каната, g - прискорення вільного падіння, t - час, j - прискорення точки на барабані.

Початкові умови :

$$\begin{aligned}\omega_1(x, 0) &= \omega_2(x, 0) = 0 \\ \frac{\partial \omega_1(x, 0)}{\partial t} &= \frac{\partial \omega_2(x, 0)}{\partial t} = 0,\end{aligned}\quad (2)$$

Граничні умови :

$$\begin{aligned}1. \quad x_1 = 0 \quad \omega_1(0, t) &= 0 \\ 2. \quad x_1 = l_1 \quad \omega_1(l_1, t) &= \omega_2(0, t), \quad S_1(l_1, t) = S_2(0, t),\end{aligned}\quad (3)$$

де $S_1(l_1, t)$, $S_2(0, t)$ – повні зусилля у точках набігання канату на шків та збігання канату зі шківів

$$\begin{aligned}S_1(x, t) &= \frac{\partial \omega_1(l_1, t)}{\partial x} \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right), \\ S_2(x, t) &= \frac{\partial \omega_2(l_2, t)}{\partial x} \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right) \\ 3. \quad x_2 = l_2 \quad \frac{Q}{g} \frac{\partial^2 \omega_2(l_2, t)}{\partial t^2} &= -EF \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right) \frac{\partial \omega_2(l_2, t)}{\partial x} - \frac{Q}{g} j + Q,\end{aligned}\quad (4)$$

Для того, щоб мати можливість розв'язати цю систему за допомогою методу розділення змінних, зробимо перехід до відповідної системи однорідних рівнянь.

Для цього зробимо заміну :

$$\begin{cases} \omega_1 = u_1 + w_1(x), \\ \omega_2 = u_2 + w_2(x). \end{cases}\quad (5)$$

Система (1) матиме вигляд :

$$\begin{cases} \frac{\partial^2 u_1}{\partial t^2} - a^2 \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right) \frac{\partial^2 u_1}{\partial x^2} - a^2 \frac{\partial^2 w_1}{\partial x^2} = -j - g \sin \alpha, \\ \frac{\partial^2 u_2}{\partial t^2} - a^2 \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right) \frac{\partial^2 u_2}{\partial x^2} - a^2 \frac{\partial^2 w_2}{\partial x^2} = -j + g. \end{cases}$$

Нехай $j + g \sin \alpha = A$, $j - g = B$, тоді

$$\begin{cases} a^2 \frac{\partial^2 w_1}{\partial x^2} = A, \\ a^2 \frac{\partial^2 w_2}{\partial x^2} = B. \end{cases}\quad (6)$$

Після інтегрування (6) отримаємо :

$$\begin{cases} a^2 w_1 = \frac{Ax^2}{2} + C_1 x + C_2 \\ a^2 w_2 = \frac{Bx^2}{2} + C_3 x + C_4 \end{cases}$$

Знайдемо невідомі константи з початкових (2) та граничних (3) умов :

$$\begin{cases} C_1 = -B \left(\frac{Q}{gEF} + l_2 \right) - Al_1 \\ C_2 = 0 \\ C_3 = -B \left(\frac{Q}{gEF} + l_2 \right) \\ C_4 = -l_1 B \left(\frac{Q}{gEF} + l_2 \right) - \frac{Al_1^2}{2} \end{cases} \quad (7)$$

Зробивши заміну (5) з урахуванням (7), отримаємо систему однорідних диференціальних рівнянь у часткових похідних:

$$\begin{cases} \frac{\partial^2 u_1}{\partial t^2} - a^2 \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right) \frac{\partial^2 u_1}{\partial x^2} = 0; \\ \frac{\partial^2 u_2}{\partial t^2} - a^2 \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right) \frac{\partial^2 u_2}{\partial x^2} = 0, \end{cases} \quad (8)$$

розв'язок якої шукатимемо за допомогою методу Фур'є.

Відповідні крайові умови матимуть вигляд :

$$\begin{aligned} u_1(x, 0) = u_2(x, 0) = 0 \\ \frac{\partial u_1(x, 0)}{\partial t} = \frac{\partial u_2(x, 0)}{\partial t} = 0 \end{aligned} \quad (9)$$

$$1. x_1 = 0 \quad u_1(0, t) = 0$$

$$2. x_1 = l_1 \quad u_1(l_1, t) = u_2(0, t)$$

$$\frac{\partial u_1(l_1, t)}{\partial x} \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right) = \frac{\partial u_2(0, t)}{\partial x} \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right)$$

$$3. x_2 = l_2 \quad \frac{Q}{g} \frac{\partial^2 u_2(l_2, t)}{\partial t^2} = -EF \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right) \frac{\partial u_2(l_2, t)}{\partial x} \quad (10)$$

Шукатимемо розв'язок у вигляді

$$\begin{cases} u_1(x, t) = X_1(x)T(t) \\ u_2(x, t) = X_2(x)T(t) \end{cases} \quad (11)$$

Тоді система рівнянь (8) матиме вигляд :

$$\begin{cases} \ddot{T}X_1 - a^2(T + \mu\dot{T})X_1'' = 0 \\ \ddot{T}X_2 - a^2(T + \mu\dot{T})X_2'' = 0 \end{cases} \quad (12)$$

Тобто

$$\begin{aligned} \ddot{T} + a^2 n^2 \mu \dot{T} + a^2 n^2 T &= 0 \\ \begin{cases} X_1'' + n^2 X_1 = 0 \\ X_2'' + n^2 X_2 = 0 \end{cases} \end{aligned} \quad (13)$$

Розв'язок якої

$$\begin{cases} X_1 = C_1 \cos nx + D_1 \sin nx \\ X_2 = C_2 \cos nx + D_2 \sin nx \end{cases} \quad (14)$$

Постійні інтегрування визначимо з граничних умов (10) :

$$x_1 = 0 \quad u_1(0, t) = X_1(0)T(t) = 0$$

$$X_1(0) = C_1 \cos 0 + D_1 \sin 0 \Rightarrow C_1 = 0$$

$$\begin{aligned} x_1 = l_1 \quad & X_1(l_1)T(t) = X_2(0)T(t) \Rightarrow \\ x_2 = 0 \quad & C_1 \cos nl_1 + D_1 \sin nl_1 = C_2 \cos 0 + D_2 \sin 0 \\ & C_2 = D_1 \sin nl_1 \end{aligned} \quad (15)$$

$$\begin{aligned} & X_1'(l_1)(T + \mu \dot{T}) = X_2'(0)(T + \mu \dot{T}) \\ & nD_1 \cos nl_1 = -nC_2 \sin 0 + nD_2 \cos 0 \\ & D_2 = D_1 \cos nl_2 \end{aligned} \quad (16)$$

$$x_2 = l_2 \quad \frac{Q}{g} X_2(l_2) \ddot{T} = -EF(T + \mu \dot{T}) X_2'(l_2).$$

Враховуючи, що $\ddot{T} = -a^2 n^2 (T + \mu \dot{T})$, отримаємо :

$$\frac{Q}{g} (C_2 \cos nl_2 + D_2 \sin nl_2) (-a^2 n^2) (T + \mu \dot{T}) = -EF(T + \mu \dot{T}) n (-C_2 \sin nl_2 + D_2 \cos nl_2).$$

Підставляючи (15) та (16) отримаємо :

$$\begin{aligned} & \frac{Q}{g} (D_1 \sin nl_1 \cos nl_2 + D_1 \cos nl_1 \sin nl_2) (-a^2 n) = -EF (-D_1 \sin nl_1 \sin nl_2 + D_1 \cos nl_1 \cos nl_2) \\ & \frac{Q}{g} a^2 n \sin n(l_1 + l_2) = EF \cos n(l_1 + l_2) \end{aligned}$$

Позначивши $n(l_1 + l_2) = \lambda$, отримаємо трансцендентне рівняння

$$\lambda \tan \lambda = \alpha, \quad (17)$$

корені якого будуть власними числами задачі. Кожному власному числу відповідають фундаментальні функції, які мають вигляд :

$$\begin{cases} X_1 = D_1 \sin nx \\ X_2 = C_2 \cos nx + D_2 \sin nx \end{cases}$$

або, враховуючи (15) та (16)

$$\begin{cases} X_1 = \sin nx \\ X_2 = \sin n(x + l_1) \end{cases}$$

Очевидно, що фундаментальні функції та власні значення співпадають із аналогічними в моделі однокінцевої установки, що не має струни канату [5].

Тому для знаходження зусиль у канаті згідно з [6] можна використовувати наступну систему :

$$\begin{cases} \ddot{T} + a\dot{T} + bT = cj_0; \\ j_0 = -\frac{1}{m_R} [F(t) + T_n(t)], \end{cases} \quad (18)$$

$$\text{де } a = \mu_k v^2; \quad b = v^2; \quad c = DEF \frac{\lambda}{l_1} \quad \text{та} \quad v = \frac{a_k \lambda}{l_i}; \quad D = \frac{4}{2\lambda + \sin 2\lambda}.$$

Після розв'язання системи (18) матимемо змогу знайти $S(t)$ - повне зусилля у точці набігання канату на шків.

Розглянемо тепер поперечні коливання у частині гілки канату, що розташована під кутом. Рівняння, що описує поперечні коливання у канаті має вигляд :

$$\rho \frac{\partial^2 V}{\partial t^2} - S(t) \frac{\partial^2 V}{\partial x^2} = \rho g \cos \alpha, \quad (19)$$

де $S(t) = \frac{\partial \omega_1(l_1, t)}{\partial x} \left(1 + \mu \frac{\partial}{\partial t} \right) + Q + \frac{Q}{g} \rho l_2$ - повне зусилля у точці набігання канату на шків.

Крайові умови мають вигляд :

$$\begin{aligned} V(0, t) &= V(l_1, t) = 0; \\ \frac{\partial V(x, 0)}{\partial t} &= 0; \\ V(x, 0) &= f(x), \end{aligned} \quad (20)$$

де $f(x)$ - функція, що описує траєкторію провисання канату між барабаном та шківом; $V(x, t)$ - відносне переміщення довільного перетину канату.

Для розв'язання рівняння (19) методом Фур'є зробимо заміну аналогічну (5):

$$V = v + y(x) \quad (21)$$

Рівняння (19) тоді матиме вигляд

$$\rho \frac{\partial^2 v}{\partial t^2} - S \frac{\partial^2 v}{\partial x^2} - S \frac{\partial^2 y}{\partial x^2} = \rho g \cos \alpha. \quad (22)$$

Тобто, для того щоб отримати однорідне рівняння, необхідно виконати умову

$$-S \frac{\partial^2 y}{\partial x^2} = \rho g \cos \alpha, \text{ або } -Sy(x) = \frac{\rho g \cos \alpha}{2} x^2 + C_1 x + C_2. \quad (23)$$

Постійні інтегрування знайдемо з крайових умов (20) :

$$\frac{\rho g \cos \alpha}{2} 0 + C_1 0 + C_2 = 0, \Rightarrow C_2 = 0;$$

$$\frac{\rho g \cos \alpha}{2} l_1^2 + C_1 l_1 = 0, \Rightarrow C_1 = -\frac{\rho g \cos \alpha}{2} l_1;$$

$$\text{тобто } y(x) = \frac{\rho g \cos \alpha}{2S} x(l_1 - x). \quad (24)$$

Зробивши заміну (21) з урахуванням (23), отримаємо однорідне диференціальне рівняння

$$\rho \frac{\partial^2 v}{\partial t^2} - S \frac{\partial^2 v}{\partial x^2} = 0, \quad (25)$$

розв'язок якого будемо шукати у вигляді :

$$v(x, t) = X(x)T(t) \quad (26)$$

$$\rho X \ddot{T} - S X'' T = 0 \quad (27)$$

$$\frac{\rho \ddot{T}}{ST} = \frac{X''}{X} = -n^2. \quad (28)$$

Тобто

$$\ddot{T} + \frac{S}{\rho} n^2 T = 0$$

$$X'' + n^2 X = 0.$$

Розв'язок матиме вигляд :

$$\begin{cases} X(x) = C \cos nx + D \sin nx \\ T(t) = A \cos tn \sqrt{S/\rho} + B \sin tn \sqrt{S/\rho} \end{cases} \quad (29)$$

Використовуючи крайові умови отримаємо :

$$v(0, t) = X(0)T(t) = 0$$

$$X(0) = C \cos 0 + D \sin 0 = 0$$

$$C = 0$$

$$v(l_1, t) = X(l_1)T(t) = 0$$

$$X(l_1) = D \sin n l_1 = 0$$

$$n = \frac{\pi}{l_1}$$

$$\text{Тобто } X(x) = D \sin \frac{\pi x}{l_1}.$$

$$\frac{\partial v(x, 0)}{\partial t} = X(x)\dot{T}(0) = 0$$

$$\dot{T}(0) = -A n \sqrt{S/\rho} \sin 0 n \sqrt{S/\rho} + B n \sqrt{S/\rho} \cos 0 n \sqrt{S/\rho} = 0$$

$$B = 0$$

$$v(x, 0) = X(x)T(0) = A D \sin \frac{\pi x}{l_1} \cos 0 = A D \sin \frac{\pi x}{l_1} \quad (30)$$

Для того щоб задовольнити крайову умову $v(x, 0) = f(x)$, де

$$f(x) = \frac{S}{g\rho} \left(ch \frac{g\rho}{S} x - 1 \right), \quad (31)$$

вимагатимемо, щоб AD , яке відповідає максимальному значенню $v(x, 0)$, дорівнювало максимальному значенню $f(x) = f\left(\frac{l_1}{2}\right) = \frac{S}{g\rho} \left(ch \frac{g\rho}{S} \frac{l_1}{2} - 1 \right)$.

Тобто

$$v(x, t) = \frac{S}{g\rho} \left(ch \frac{g\rho}{S} \frac{l_1}{2} - 1 \right) \sin \frac{\pi x}{l_1} \cos \sqrt{\frac{S}{\rho}} \frac{\pi n}{l_1} t.$$

З урахуванням (21)

$$V(x, t) = \frac{S}{g\rho} \left(ch \frac{g\rho}{S} \frac{l_1}{2} - 1 \right) \sin \frac{\pi x}{l_1} \cos \sqrt{\frac{S}{\rho}} \frac{\pi n}{l_1} t + \frac{\rho g \cos \alpha}{2S} x(l_1 - x). \quad (32)$$

Отримане рівняння описує залежність відносного поперечного переміщення довільного перерізу струни канату від часу та параметрів підйомної установки.

Для реалізації обчислювальної схеми розроблено програмний продукт, що дозволяє провести моделювання процесів гальмування для різних співвідношень масових та жорсткісних характеристик підйомної установки.

Програма дозволяє за наперед заданими параметрами провести обчислення основних характеристик системи, що моделюється: статичних та динамічних зусиль в канаті, переміщень довільних перерізів канату, прискорення, швидкості та переміщення барабану підйомної установки.

Для прикладу на рис.2 приведено графіки коливань повного зусилля у вертикальній гілці канату (1) та поперечних переміщень середини струни канату (2) в режимі гальмування.

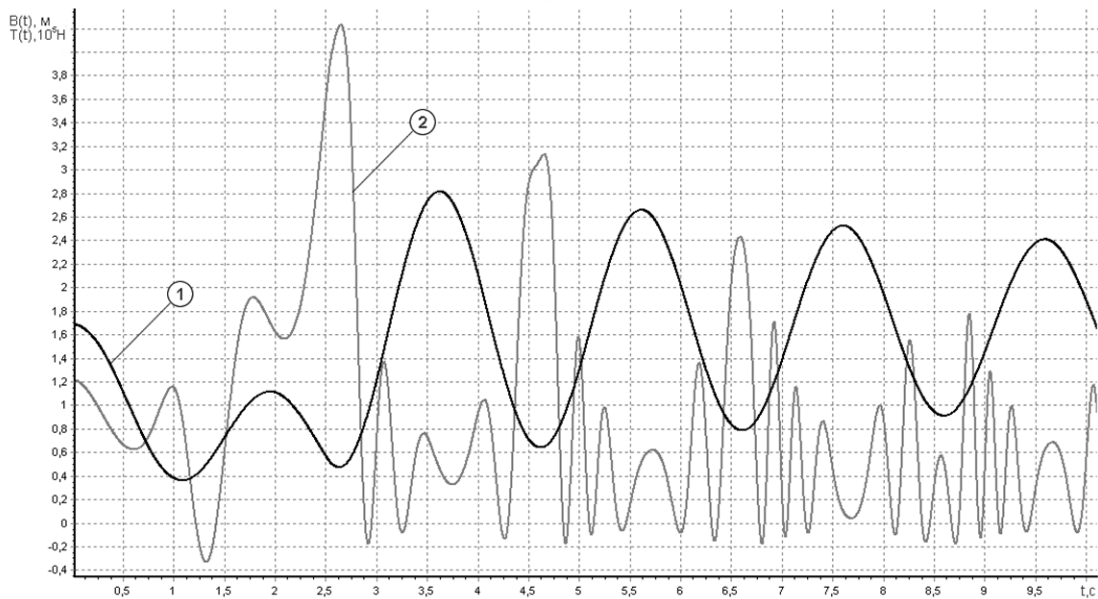


Рис.2. Графіки динамічних процесів у канаті при гальмуванні підйомної установки

Аналіз результатів проведених досліджень дозволяє зробити наступні висновки :

- розроблена математична модель, що описує динамічні процеси у головному канаті підйомної установки, дозволила встановити зв'язок між повздовжніми коливаннями у прямовисній частині канату та поперечними коливаннями у його струні в режимах гальмування;
- інтенсивність прикладання гальмового зусилля та його величина зумовлюють величину динамічних зусиль в підйомному канаті, а недосконалість гальмової системи (завищення кратності гальмового зусилля) може служити причиною виникнення аварійної ситуації;
- математичне моделювання динамічних процесів в підйомній установці дозволить розробити відповідні рекомендації по удосконаленню режимів гальмування та гальмових систем мобільних підйомних установок, що в свою чергу, підвищить безпеку експлуатації сучасних підйомних комплексів.

Література

1. Бондаренко В.И., Самуся В.И., Смоланов С.Н. Мобильные подъемные установки для аварийно-спасательных работ в шахтных стволах // Горный журнал.-2005.-№5.-С.99-100.
2. Флоринский Ф.В., Колосов Л.В., Обухов А.Н. О поперечных колебаниях струны подъемной установки // Стальные канаты. Вып.8. - Киев: Техника, 1971. - С.236-342.
3. Обухов А.Н., Колосов Л.В. Предельная длина струны каната шахтной подъемной установки / Изв. вузов. Горный журнал.-1976.-№11.-С.128-131.
4. Колосов Л.В., Жигула Т.И. Продольно-поперечные колебания струны каната подъемной установки // Изв. вузов. Горный Журнал. – 1981. - №3. - С.83-86.
5. Флоринский Ф.В. Динамика шахтного подъемного каната. - М.:Углетехиздат, 1955. - 238 с.
6. Динаміка шахтних підйомних установок / За загальн. ред. В.І.Білоброва. – Дніпропетровськ: Вид-во Дніпропетр. ун-ту, 2000. - 384 с.

*Рекомендована до публікації д.т.н. С.Є.Блохіним
Надійшла до редакції 22.06.06*

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Антоненко Людмила Николаевна – аспирант кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск

Баранов Юрий Дмитриевич – горный инженер, генеральный директор Вольногорского ГМК, г. Вольногорск

Бойко Александр Владимирович – кандидат техн. наук, старший научный сотрудник кафедры информационных технологий и систем Национальной металлургической академии Украины, г. Днепропетровск

Бойко Владимир Александрович – доктор техн. наук, профессор кафедры аэрологии и охраны труда НГУ, г. Днепропетровск

Борисовская Елена Александровна – ассистент кафедры экологии НГУ, г. Днепропетровск

Боцман Екатерина Ивановна – ассистент кафедры экологии НГУ, г. Днепропетровск

Вилянский Владимир Николаевич – зав. кафедры физвоспитания НГУ, г. Днепропетровск

Гоман Олег Гаврилович – доктор физ.-мат наук, профессор, зав. кафедрой гидродинамики ДНУ, г. Днепропетровск

Горовая Алла Ивановна – доктор биол. наук, профессор, зав. кафедрой экологии НГУ, Днепропетровск

Дриженко Анатолий Юрьевич – доктор техн. наук, профессор кафедры ОГР НГУ, г. Днепропетровск

Дыбрин Сергей Владимирович – аспирант кафедры систем электроснабжения НГУ, г. Днепропетровск

Евтеев Владимир Васильевич – соискатель кафедры горной механики НГУ, г. Днепропетровск

Желдак Тімур Анатолійович – кандидат техн. наук, доцент кафедре системного аналізу і управління НГУ, м. Дніпропетровськ

Задорнова Виктория Валерьевна – младший научный сотрудник учебно-научного Центра горных информационных технологий НГУ, г. Днепропетровск

Зберовский Александр Владиславович – доктор техн. наук, руководитель учебно-научного Центра горных информационных технологий НГУ, г. Днепропетровск

Зберовский Владимир Александрович – студент Національного горного университета, г. Днепропетровск

Ильин Сергей Ростиславович – кандидат техн. наук, доцент кафедры горной механики НГУ, г. Днепропетровск

Ильина Инна Сергеевна – кандидат техн. наук, ассистент кафедры горной механики НГУ, г. Днепропетровск

Инкин Александр Викторович – ассистент кафедры гидрогеологии и инженерной геологии НГУ, г. Днепропетровск

Ишков Валерий Валерьевич – кандидат геол.-мин. наук, зав. каф. минералогии и петрографии НГУ, г. Днепропетровск

Йощенко Надежда Владимировна – инженер горного отдела ОАО "Днепрогипрошахт", г. Днепропетровск

Кабаченко Ирина Леонидовна – доцент кафедры психологии менеджмента и языковой подготовки НГУ, г. Днепропетровск

Карпишек Владимир – менеджер компании "ZAT", г. Прибрам, Чешская республика

Кириченко Евгений Алексеевич – доктор техн. наук, профессор кафедры горной механики НГУ, г. Днепропетровск

Козакевич Олег Петрович – младший научный сотрудник учебно-научного Центра горных информационных технологий НГУ, г. Днепропетровск

Козарь Александр Владимирович – инженер ООО "Электрикс", г. Днепропетровск

Коптовец Александр Николаевич – кандидат технических наук, доцент кафедры транспортных систем и технологий НГУ, г. Днепропетровск

Кременчуцкий Николай Феофанович – доктор техн. наук, профессор кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск

Кроик Анна Аркадьевна – доктор геол. наук, зав. лабораторией геоэкологии ДНУ, г. Днепропетровск

Лапицкий Виктор Николаевич – кандидат техн. наук, доцент кафедры экологии НГУ, г. Днепропетровск

Литвиненко Светлана Васильевна – младший научный сотрудник учебно-научного Центра горных информационных технологий НГУ, г. Днепропетровск

Лысенко Владимир Геннадиевич – горный инженер, начальник цеха горно-технологического транспорта Вольногорского ГМК, г. Вольногорск

Лысенко Максим Сергеевич – студент НГУ, г. Днепропетровск

Мещеряков Леонид Иванович – кандидат техн. наук, доцент кафедры обеспечения компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

Миронова Инна Геннадиевна – ассистент кафедры экологии НГУ, г. Днепропетровск

Міненко Павло Олександрович – кандидат геол.-мін. наук, доцент Європейського університету, м. Кривий Ріг

Муха Олег Анатольевич – кандидат техн. наук, доцент кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск

Назаренко Валентин Алексеевич – доктор техн. наук, профессор кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск

Никифорова Наталия Анатольевна – инженер, специалист I-й категории кафедры зданий и строительных материалов Днепропетровского Национального университета железнодорожного транспорта, г. Днепропетровск

Новицкий Игорь Валерьевич – доктор техн. наук, профессор кафедры САУ НГУ, г. Днепропетровск

Павличенко Артем Владимирович – ассистент кафедры экологии НГУ, Днепропетровск

Панченко Елена Владимировна – аспирант кафедры горных машин и инжиниринга НГУ, г. Днепропетровск

Поляшов Александр Сергеевич – кандидат геол.-мин. наук, доцент кафедры общей и структурной геологии НГУ, г. Днепропетровск

Прохорова Виктория Юрьевна – ассистент кафедры управления на транспорте НГУ, г. Днепропетровск

Пугач Иван Иванович – ассистент кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск

Разумный Юрий Тимофеевич – доктор техн. наук, профессор кафедры систем электроснабжения НГУ, г. Днепропетровск

Романюков Артем Валериевич – соискатель кафедры горной механики НГУ, Днепропетровск

Рудько Георгій Ілліч – доктор г.-м. наук, доктор геол. наук, доктор техн. наук, професор, Голова Державної комісії України по запасах корисних копалин

Руссу Андрей Юркевич – студент НГУ, г. Днепропетровск

Рухлов Артем Владимирович – кандидат техн. наук, ассистент кафедры систем электроснабжения НГУ, г. Днепропетровск

Рыкус Андрей Алексеевич – горный инженер, начальник управления капитального строительства Полтавского ГОКа, г. Комсомольск

Садовенко Иван Александрович – доктор техн. наук, профессор, зав. кафедрой гидрогеологии и инженерной геологии НГУ, г. Днепропетровск

Самуся Сергей Владимирович – Днепропетровского Национального университета, г. Днепропетровск

Собко Борис Ефимович – кандидат техн. наук, старший научный сотрудник учебно-научного Центра горных информационных технологий НГУ, г. Днепропетровск

Стельмашук Елена Вячеславовна – старший лаборант кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск

Столбченко Елена Владимировна – ассистент кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск

Таран Игорь Александрович – кандидат техн. наук, доцент, зав. кафедрой управления на транспорте НГУ, г. Днепропетровск

Хохлов Михаил Тимофеевич – доктор геол.-мин. наук, ведущий научный сотрудник отдела региональной геологии ДО УКРГГРИ, г. Днепропетровск

Шворак Виталий Григорьевич – аспирант кафедры горной механики НГУ, г. Днепропетровск

Шевченко Юлия Александровна – ассистент кафедры САУ НГУ, г. Днепропетровск

СОДЕРЖАНИЕ

1.	В.В. Ишков Особенности распределения хрома в угольных пластах красноармейского геолого-промышленного района Донбасса	5
2.	П.А. Мищенко Состояние и перспективы применения линейных методов интерпретации гравиметрических измерений в рудных районах	16
3.	Е.К. Охотник, Л.И. Довгаль О некоторых закономерностях формирования минерализованных водопритокков шахт Донбасса. Регулирование сброса шахтных вод в речную сеть	23
4.	М.Т. Хохлов, С.В. Литвиненко Прогнозування тектонічної порушеності вуглепородних масивів Донбасу за даними сейсмозвідки.....	31
5.	В.А. Бойко Перспективы и пути выхода Украины из энергетического кризиса.....	38
6.	В.А. Назаренко, И.И. Усик, Е.В. Стельмашук, Н.В. Йощенко Изменение максимальных оседаний земной поверхности при формировании мульды сдвижения	53
7.	В.А. Корж, С.О. Попов Методичні основи системного проектування гірничо-технологічних об'єктів при підземній розробці залізних руд.....	61
8.	Муса Махмуд Муса Гаяда Разработка методов поддержания оптимального графика нагрузок на лавы в условиях угольных шахт	71
9.	В.И. Симоненко, А.В. Мостыка, В.Д. Кирнос К вопросу применения на гранитных карьерах Украины технологии добычи с выделением в заботах товарной продукции	75
10.	А.Ю. Дрищенко, А.А. Рыкус Управление параметрами рабочей зоны железорудных карьеров при понижении горных работ.....	81
11.	Н.А. Никифорова Технологические и физико-механические свойства тяжелых бетонов, модифицированных известесодержащими компонентами из отходов горной промышленности	87
12.	В.Ю. Прохорова Определение влияния факторов транспортно-технологической системы на эффективность работы парка транспортных средств при обслуживании карьера.....	91
13.	В. Карпишек Диспетчерское управление технологических комплексов на карьерах	98
14.	И.А. Садовенко, А.С. Поляшов, А.В. Инкин Исследование процесса миграции продуктов газификации в водонасыщенных породах	103
15.	С.Р. Ильин, И.С. Ильина Закономерности динамического взаимодействия сосудов с жесткой армировкой вертикальных стволов многоканатной шахтной подъемной установки при переходных процессах движения	108
16.	Е.В. Панченко Результаты исследования напряженно-деформированного состояния многослойной намотки резинометаллического каната в бобинном подъеме.....	114
17.	А.Н. Коптовец, И.А. Таран Безопасность локомотивного транспорта шахт на тяжелом профиле пути	120

18.	Ю.Т. Разумный, А.В. Рухлов, А.В. Козарь Определение электрической нагрузки ленточных конвейеров в условиях регулирования режимов электропотребления.....	125
19.	Т.А. Желдак Використання методів швидкого пошуку рішення при ідентифікації параметрів асинхронних двигунів з короткозамкненим ротором без навантаження	131
20.	И.В. Новицкий, Ю.А. Шевченко Исследование явления параметрического резонанса как фактора возбуждения колебаний рудной нагрузки барабанных мельниц.....	141
21.	Е.А. Кириченко, В.В. Евтеев, В.Г. Шворак, А.В. Романюков Исследование параметров колебаний транспортного трубопровода эрлифтного гидроподъема при морском волнении.....	146
22.	В.А. Бойко, А.В. Бойко Перспективные направления решения проблемы предотвращения выбросов шахтного метана в окружающую среду и его энергетического использования	152
23.	Г.І. Рудько Управління екологічною безпекою техноприродних геосистем	168
24.	Н.Ф. Кременчуцкий, О.А. Муха, И.И. Пугач, Л.Н. Антоненко, Е.В. Столбченко Обоснование параметров участков труб шахтных сетей.....	176
25.	В.Ю. Тыщук Исследования водных растворов «ЕКОМ» для пылеподавления при массовых взрывах в карьерах.....	181
26.	А.І. Горова, І.Г. Миронова Картографування території міста Дніпропетровська за станом повітряного басейну	189
27.	А.А. Кроик, В.Н. Лапицкий, Е.А. Борисовская О возможности использования глинистых пород для обезвреживания токсичных промышленных отходов	195
28.	А.И. Горовая, В.Н. Лапицкий, Е.И. Боцман, А.В. Павличенко О возможности использования методов биоиндикации для оценки токсичности сточных вод.....	200
29.	С.В. Дыбрин Выбор энергоемкости накопителя энергии для снижения максимума потребляемой мощности	207
30.	И.Л. Кабаченко Эксперимент как метод исследования в обучении иностранным языкам.....	214
31.	А. В. Зберовский, Б.Е. Собко, О.П. Козакевич, Ю.Д. Баранов, В.Г. Лысенко Управление работой горно-транспортного оборудования на карьерах Вольногорского ГМК с применением радионавигационной системы.....	221
32.	Л.И. Мещеряков, А.Ю. Руссу, М.С. Лысенко Информационное и программное обеспечение АСУТП на основе вейвлет-преобразований ...	230
33.	О.Г. Гоман, В.В. Задорнова, Л.И. Мещеряков, В.А.Зберовский, В.Н. Вилянский Повышение эффективности информационных параметров диагностирования загрязнений атмосферы в глубоких карьерах	237
34.	С.В.Самуся Математична модель мобільної підйомної установки з урахуванням динамічних процесів в струні канату.....	252
35.	Сведения об авторах	260

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 25**

Підготовлено до видання і видруковано в
редакційно-видавничому комплексі НГУ:
49600, ГСП, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19
Підписано до друку 26.06.06 р. Формат 60х84/16
Умов.друк.арк. 13,3. Ум.-вид. арк.13,3.
Тираж 100 екз. Замовлення №