

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ № 22 – Дніпропетровськ: РВК НГУ,
2005.– 248 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 № 5 від 05.07.05р.).

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, 2005

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

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

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.

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.
Зайка 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

Новые 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 6/7 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;
- * 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 НИКЕЛЯ И КОБАЛЬТА В УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ КРАСНОАРМЕЙСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА ДОНБАССА

В статье рассмотрены особенности распределения Ni и Co 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 Ni и Co с другими токсичными и потенциальными элементами в углях района.

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

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

Исследования, посвященные распределению Ni и Co в углях основных рабочих пластов Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса вызваны повышением требований к охране окружающей среды, обуславливающих потребность в новых научно обоснованных методах прогноза содержания токсичных и потенциально токсичных элементов в добываемой шахтами горной массе, отходах добычи и углеобогащения. Актуальность данной проблемы определяется Законами Украины “О недрах”, “Про охорону навколишнього середовища”, “Про охорону атмосферного повітря”, “Про екологічну експертизу”, “Про відходи”, постановленнями кабинета министров Украины № 22 от 30.09.1995 г. и № 688 от 28.06.1997 г., а также нормативными документами ГКЗ.

Для объективной оценки воздействия угледобывающей промышленности и предприятий теплоэнергетики на экологическую ситуацию и планирования наиболее эффективных мероприятий, направленных на ее улучшение, необходимо располагать сведениями о характере распределения и уровне концентрации токсичных элементов в углях и вмещающих породах извлекаемых в процессе добычи. С целью получения такой информации в Национальном горном университете были выполнены детальные исследования, охватившие всю территорию одного из наиболее перспективных районов Донбасса – Красноармейского геолого-промышленного района.

В данной работе основными задачами изучения геохимии токсичных элементов в основных рабочих угольных пластах являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций Ni и Co; формирование представительных выборок анализов содержания Ni и Co по отдельным угольным пластам и

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

Собранный материал характеризует содержание Ni и Co в углях 56 пластов относящихся к свитам C₁⁴ (пласт d₄), C₂¹ (пласты f₀⁵, f₀⁷, f₁), C₂² (пласты g₁, g₁^{2H}, g₁², g₁³, g₁⁴), C₂³ (пласты h₁^H, h₁, h₄, h₅, h₆, h₈, h₁₀, h₁₀¹), C₂⁵ (пласты k₃, k₅^H, k₅, k₅^B, k₆, k₇, k₇¹, k₇¹⁺², k₇², k₈^H, k₈), C₂⁶ (пласты l₁, l₁^B, l₂¹, l₃, l₃^{B+H}, l₃^B, l₄, l₄^B, l₅, l₅¹, l₆, l₇^H, l₇, l₇^{B+H}, l₇^B, l₈^H, l₈, l₈¹) и C₂⁷ (пласты m₂, m₃^H, m₃, m₃¹, m₄⁰, m₄², m₄^{2+2B}, m₅^{1B}, m₆¹ и m₆²) 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 k₅^B, k₇, l₇^H и l₈¹), «Центральная» (пласты k₅^B, k₇, l₁, l₃ и l₇), «Краснолиманская» (пласты k₅, l₃, l₇ и m₄²), «Горняк» (пласты m₂ и m₃), «Белозерская» (пласты l₁^B, l₃, l₈, m₂, m₄^{2+2B} и m₅^{1B}), «Новодо-нецкая» (пласты k₇¹⁺², k₈, l₃ и l₈^H), «Алмазная» (пласты k₈^H, l₁, l₂¹, l₃, l₄, l₅ и l₇), им. Стаханова (пласты k₅, l₁, l₃ и l₇), «Красноармейская Западная №1» (пласт d₄), «Добропольская» (пласты k₈^H, l₁, l₂¹, l₃, l₄, l₅, m₃^H, m₄⁰, m₅^{1B} и m₆²), им. Димитрова (пласты k₃, k₇, k₈, l₁, l₃, l₆, l₇ и m₃¹), «Пионер» (пласты l₃, l₇^B, l₈, m₄⁰ и m₄²), «Россия» (пласты k₈, l₃, l₇, l₈, m₂, m₃ и m₄²), им. Шевченко (пласт f₁), «Новгородовка №1-2 и №3» (пласты k₈, l₁, l₇, l₈¹ и m₄²), им. Коротченко (пласты k₈, l₁, l₃, l₈ и l₈¹), «Украина» (пласты k₈, l₁, l₂¹, l₃, l₇^H и l₈), «Кураховская №10 и №42» (пласты k₆, k₈, l₂¹, и l₄), а также резервных и разведочных площадей и участков «Северодонецкий – 2» (пласты k₅^H, k₅, k₅^B, l₂¹, l₃, l₄, l₅, l₇, l₈, m₂, m₄² и m₆²), «Новгородовские» (пласты k₆, k₈, l₁, l₂¹, l₃, l₄, l₇^H, l₇, l₈, l₈¹, m₂, m₃ и m₄²), «Лесовские» (пласты k₈, l₁, l₂¹, l₃, l₆, l₇, l₈, l₈¹, m₂, m₃, m₄⁰, m₆¹, m₆²), «Гапеевские» (пласты k₅^H, k₅, k₅^B, k₇¹, k₇², k₈, l₁, l₂¹, l₃, l₃^{B+H}, l₃^B, l₄^B, l₇^{B+H}, l₈^H, m₃^H, m₄⁰ и m₆²), «Добропольские» (пласты k₈, l₁, l₂¹, l₃, l₃^{B+H}, l₅, l₇^B, l₈^H, l₈, m₃^H, m₄⁰, m₄², m₆¹ и m₆²), «Димитровские» (g₁^{2H}, h₁^H, h₄, h₆, h₈, h₁₀, h₁₀¹, l₁, l₃, l₅¹, l₆ и l₇), «Успеневские» (пласты f₀⁵, f₀⁷, g₁, g₁², g₁³, g₁⁴, h₁, h₄, h₅, и h₁₀) 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 Ni и Co в углях района. Наиболее представительные (более 33 анализов удовлетворяющих требованиям правильности и воспроизводимости [1, 2] и относительно равномерно распределенные по площади) результаты были получены по 38 пластам: g₁^{2H}, h₁^H, h₄, h₆, h₈, h₁₀, h₁₀¹, k₅^H, k₅, k₅^B, k₆, k₇, k₇¹, k₇², k₈, l₁, l₂¹, l₃, l₃^{B+H}, l₃^B, l₄, l₄^B, l₅, l₅¹, l₆, l₇^H, l₇, l₇^B, l₈^H, l₈, l₈¹, m₂, m₃^H, m₃, m₄⁰, m₄², m₆¹, m₆², залегающих в пределах полей шахт «Родинская», «Центральная», «Краснолиманская», «Горняк», «Белозер-

ская», «Новодонецкая», «Алмазная», им. Стаханова, «Добропольская», им. Димитрова, а также резервных и разведочных площадей и участков «Северодонецкий – 2», «Новгородовские», «Лесовские», «Гапеевские», «Добропольские» и «Димитровские».

Таблица 1

Угольный пласт	Содержание Ni, в г/т	Свита	Содержание Ni, в г/т	Содержание Ni в углях района, в г/т
m ₆ ²	10	C ₂ ⁷	18	17±0,2
m ₆ ¹	42			
m ₄ ²	12			
m ₄ ⁰	14			
m ₃	19			
m ₃ ^H	27			
m ₂	14			
l ₈ ¹	10	C ₂ ⁶	16	
l ₈	15			
l ₈ ^H	14			
l ₇ ^B	17			
l ₇	16			
l ₇ ^H	11			
l ₆	20			
l ₅ ¹	13			
l ₅	12			
l ₄ ^B	14			
l ₄	16			
l ₃ ^B	16			
l ₃ ^{B+H}	20			
l ₃	16			
l ₂ ¹	19			
l ₁	17			
k ₈	18	C ₂ ⁵	20	
k ₇ ²	22			
k ₇ ¹	20			
k ₇	20			
k ₆	10			
k ₅ ^B	18			
k ₅	29			
k ₅ ^H	20			
h ₁₀ ¹	14	C ₂ ³	14	
h ₁₀	12			
h ₈	13			
h ₆	15			
h ₄	18			
h ₁ ^H	14			
g ₁ ^{2H}	35	C ₂ ²	35	

Таблица 2

Угольный пласт	Содержание Со, в г/т	Свита	Содержание Со, в г/т	Содержание Со в углях района, в г/т
m ₆ ²	6	C ₂ ⁷	5	6±0,15
m ₆ ¹	5			
m ₄ ²	5			
m ₄ ⁰	5			
m ₃	6			
m ₃ ^H	8			
m ₂	5			
l ₈ ¹	6	C ₂ ⁶	7	
l ₈	8			
l ₈ ^H	7			
l ₇ ^B	5			
l ₇	7			
l ₇ ^H	5			
l ₆	6			
l ₅ ¹	8			
l ₅	6			
l ₄ ^B	6			
l ₄	8			
l ₃ ^B	7			
l ₃ ^{B+H}	5			
l ₃	7			
l ₂ ¹	9			
l ₁	5			
k ₈	7	C ₂ ⁵	8	
k ₇ ²	9			
k ₇ ¹	10			
k ₇	8			
k ₆	3			
k ₅ ^B	10			
k ₅	10			
k ₅ ^H	10			
h ₁₀ ¹	6	C ₂ ³	6	
h ₁₀	8			
h ₈	6			
h ₆	5			
h ₄	6			
h ₁ ^H	7			
g ₁ ^{2H}	12	C ₂ ²	12	

С целью получения представительных оценок содержания Ni и Со в углях, как отдельных пластов, свит, так и в целом по району единичные определения были объединены по отдельным пластам в 73 пообъектные выборки, а дальнейший расчет средних значений концентраций выполнялся как средне-

взвешенное 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 и табл. 2.

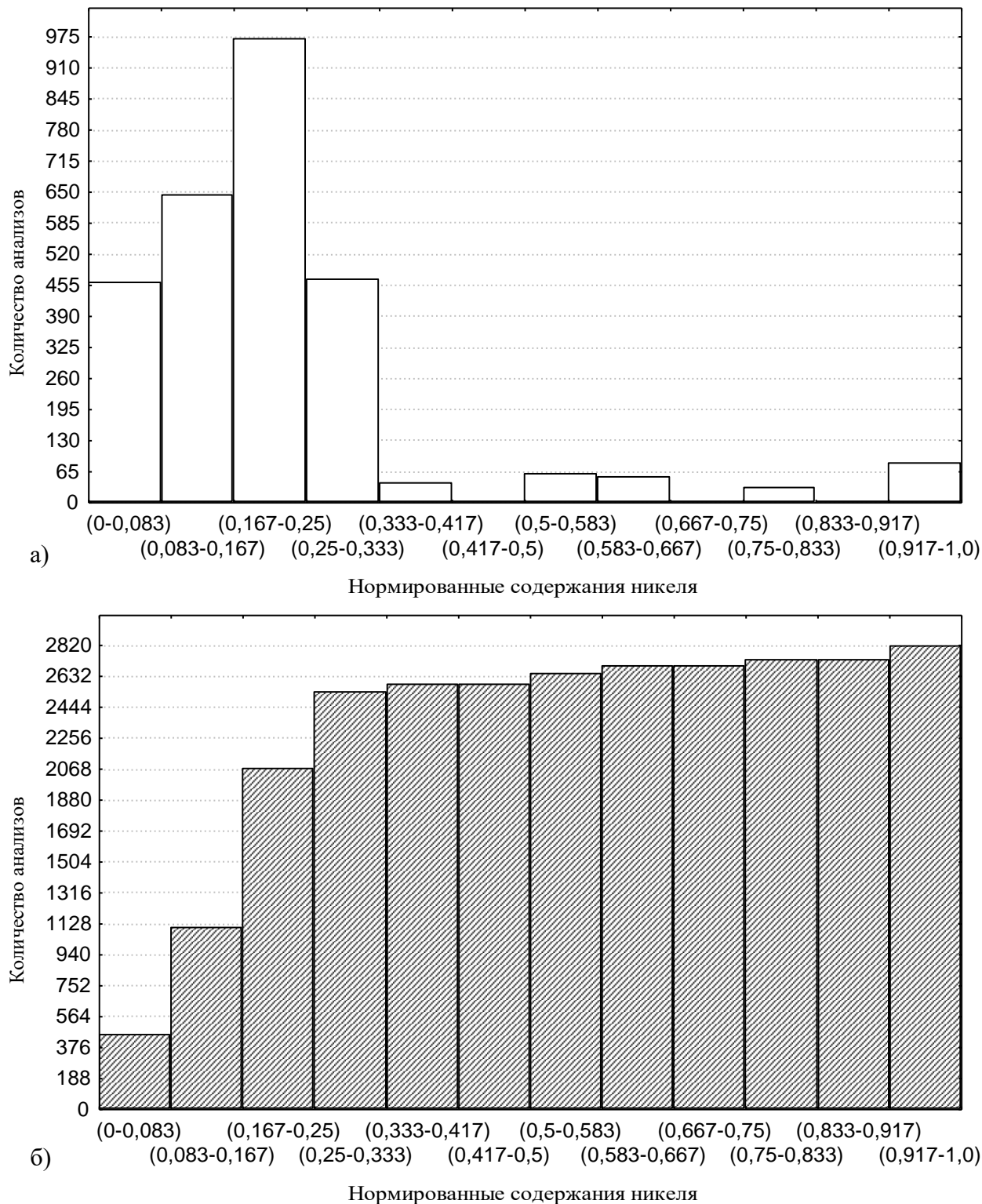


Рис.1. Гистограммы распределений нормированных содержаний Ni в углях Красноармейского геолого-промышленного района.

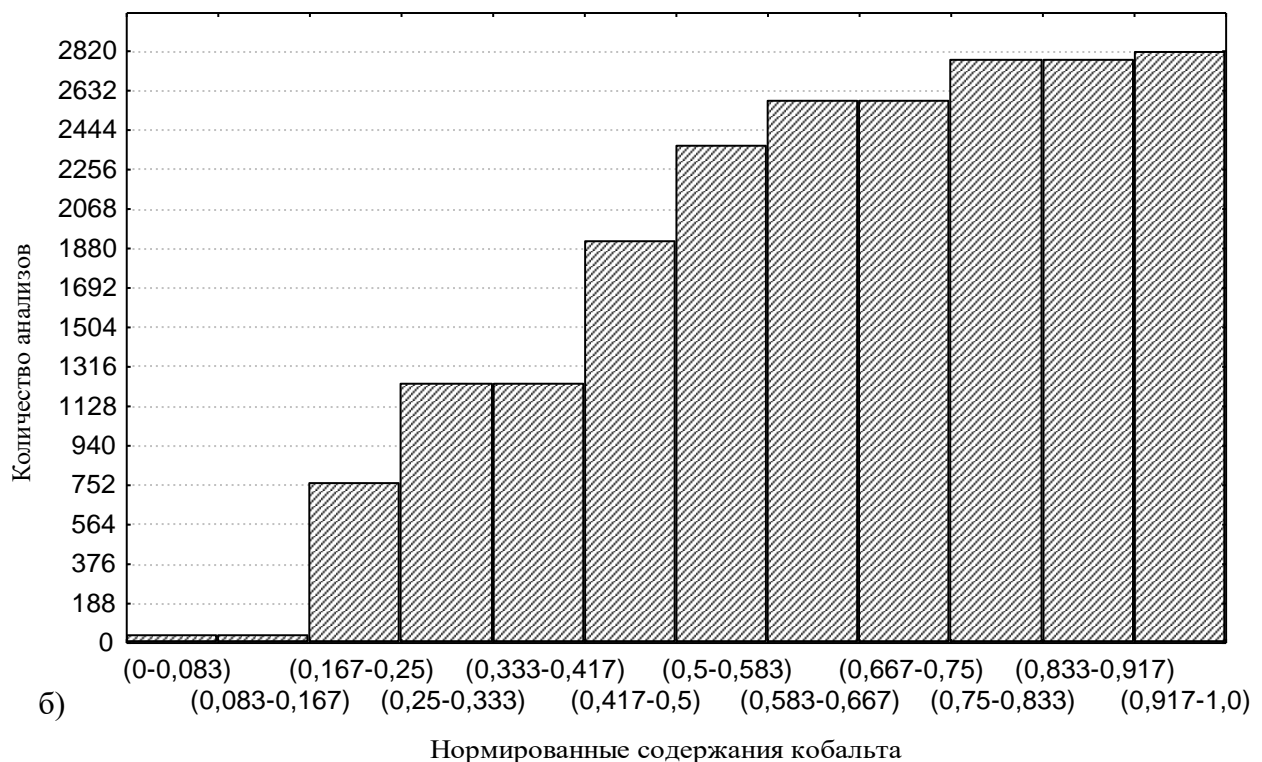
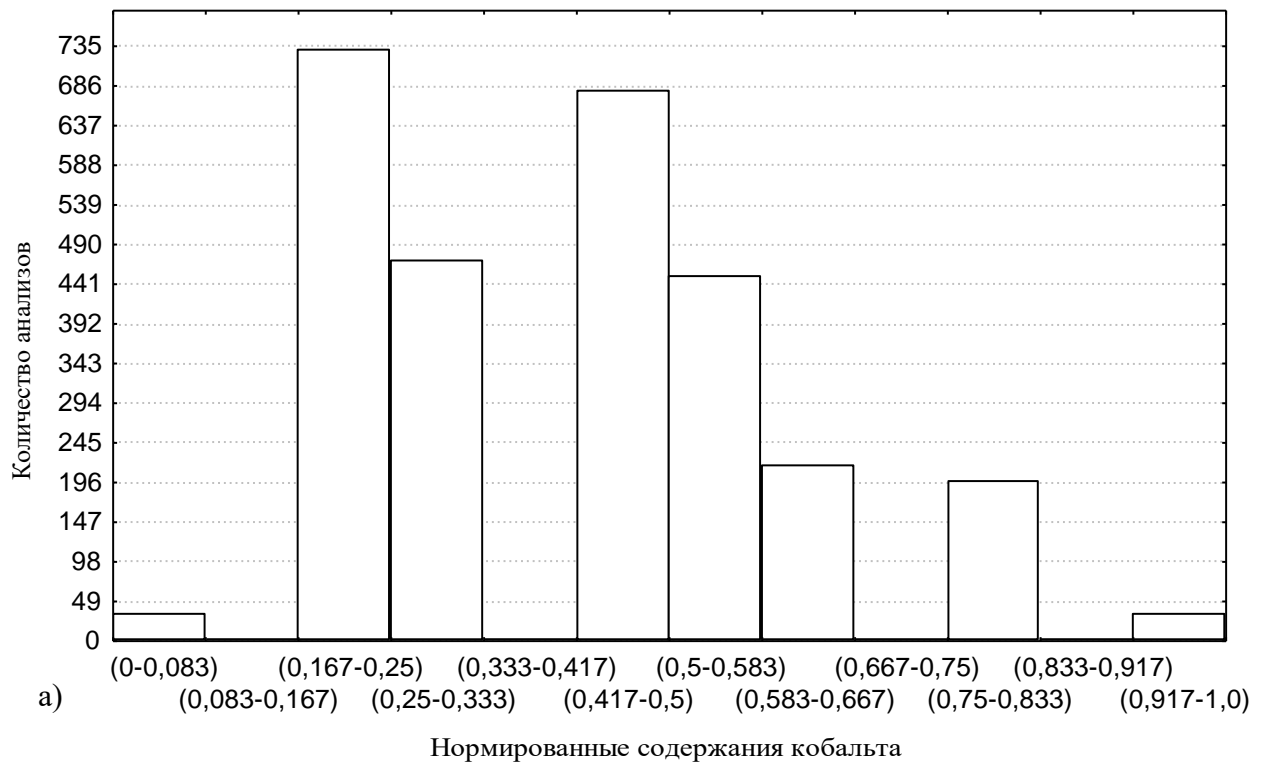


Рис.2. Гистограммы распределений нормированных содержаний Co в углях Красноармейского геолого-промышленного района.

Для визуального качественного анализа общей формы распределения значений содержания Ni и Co в углях района построены простые гистограммы (соответственно, рис. 1,а и рис. 2,а) и кумулятивные (соответственно, рис. 1,б и рис. 2,б). Для удобства их визуального сопоставления между собой, с гисто-

граммами распределений остальных токсичных и потенциально токсичных элементов, основных технологических параметров, петрографического состава и др. характеристик углей все значения концентраций Ni и Co были нормированы.

Анализ построенных гистограмм позволяет установить:

✓ В обоих случаях наблюдается полимодальное распределение выборок. Для Ni моды находятся в интервалах: 0,167-0,25, 0,5-0,583, 0,75-0,833 и 0,917-1,0, что соответствует содержаниям Ni в угле: 15-18, 26-29, 34-37 и 39-44 г/т (значения округлены с учетом точности анализа). Для Co модальные значения расположены в интервалах: 0,167-0,25, 0,417-0,5, 0,75-0,833 и 0,917-1,0, которые соответствуют концентрациям Co в угле: 4-5, 7-8, 10-11 и 11-12 г/т (значения округлены с учетом точности анализа).

✓ При совпадении первого, третьего и четвертого модальных интервалов нормированных содержаний Ni и Co, для концентраций Co по отношению к Ni характерно смещение второго модального интервала в сторону меньших значений.

✓ Для обоих элементов характерно нахождение большей части выборки в области значений меньше среднего.

✓ Для Ni возникновение четвертого модального интервала с аномально высокими значениями на 96% обязано влиянию значений его содержания в угле пласта m_6^1 , а для Co – на 81% связано с учетом данных по пласту g_1^{2H} .

Значимость различий между выборочными средними концентрациями Ni и Co в углях ближайших по стратиграфическому разрезу пластов и свит устанавливалась с использованием программы STATISTICA 6.0 [3] путем расчета t -критерия и U -критерия Манна-Уитни (как наиболее мощной непараметрической альтернативой t -критерия) с уровнем значимости $p \leq 0,05$.

В результате установлено, что в семи случаях различия между выборочными средними содержаниями как Ni, так и Co в углях ближайших по стратиграфическому разрезу исследованных пластов являются статистически незначимыми. Для Ni это пары пластов: $h_8 - h_{10}$, $k_7 - k_7^1$, $k_8 - l_1$, $l_3^B - l_4$, $l_5 - l_5^1$, $l_7 - l_7^B$, $l_8^H - l_8$. Для Co это группы пластов: $h_1^H - h_4 - h_6 - h_8$, $k_5^H - k_5 - k_5^B$, $l_4^B - l_5$, $l_6 - l_7^H$, $l_8^H - l_8$, $l_8^1 - m_2$, $m_3 - m_4^0 - m_4^2 - m_6^1 - m_6^2$. Обращает внимание, что при общем равном количестве ближайших по стратиграфическому разрезу групп пластов статистически незначимо различающихся по содержаниям Ni и Co, в первом случае это 14 пластов (37% общего количества), из которых 10 пластов (71% незначимо отличающихся по содержаниям Ni) по существу являются не просто ближайшими по разрезу, а представляют собой пары пачек одного пласта, разделенные породными прослоями разной мощности. В то же время, в семи группах пластов, которые незначимо отличаются между собой по содержанию Co заключено 20 пластов (53% общего количества пластов). Это позволяет предположить, что факторы контролирующие концентрацию Ni в угольных пластах района в процессе угленакопления были подвержены большим вариациям, чем факторы влияющие на концентрацию Co. Отличие между выборочными средними концентрациями Ni и Co в углях пластов соседних свит во всех случаях оказывается значимым.

В целях классификации угольных пластов района по содержанию Ni и Co была выполнена процедура кластерного анализа. Использование кластерного анализа в целях классификации имеет ряд преимуществ, так как позволяет выполнить разбиение множества исследуемых объектов и признаков на однородные в соответствующем понимании группы или кластеры, а также выявить их внутреннюю структуру (на разных иерархических уровнях) в изучаемой выборочной совокупности. В то же время, как и любой другой метод, кластерный анализ имеет определенные недостатки. В частности, состав и количество кластеров зависит от выбираемых критериев группировки («стратегии классификации»), а применение различных методов, соответствующих различным концептуальным подходам к выделению таксонов, к одним и тем же выборкам, может привести к существенно отличающимся результатам. Таким образом, характерной особенностью кластерного анализа, в отличие от других методов многомерной статистики, служит сильная зависимость получаемых результатов от априорных установок исследователя на содержательном уровне. В связи с этим в данной работе использовался, как наиболее эффективный взвешенный центроидный метод, а в качестве меры сходства - евклидовое расстояние между средневзвешенными содержаниями Ni и Co в углях пластов. Как показано в [4] такой подход является наиболее эффективным и позволяет не только установить количество результирующих кластеров, но и выявить их структуру. Результаты кластерного анализа концентраций Ni и Co в угле пластов района взвешенным центроидным методом приведены соответственно на рис. 3 и рис. 4.

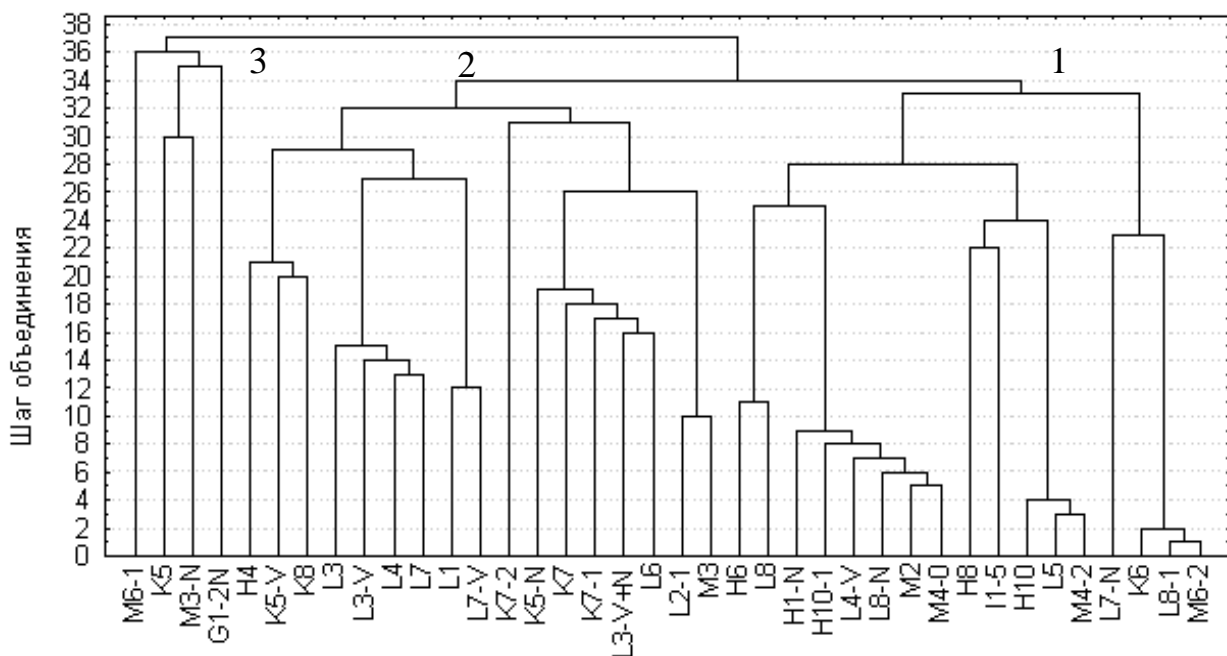


Рис.3. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Ni в угле.

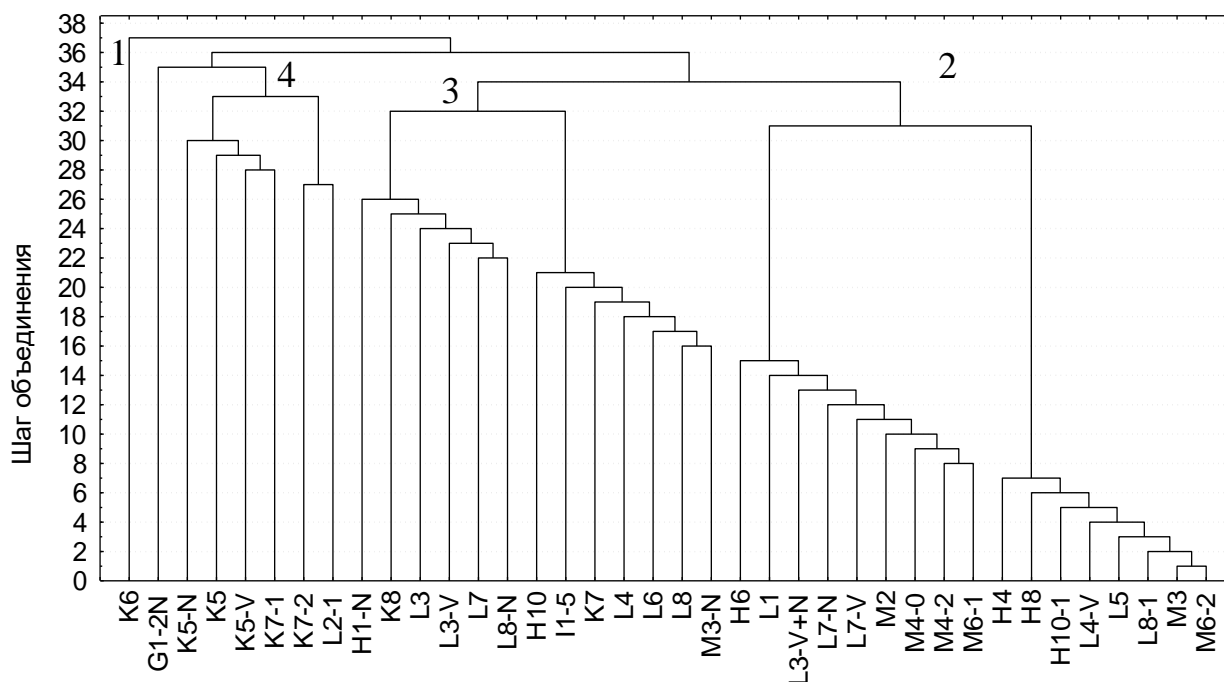


Рис.4. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Co в угле.

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию Ni (см. рис. 3) первый кластер составляют 17 пластов с минимальным средневзвешенным содержанием (от 10 до 15 г/т, при среднем по кластеру 13 г/т; отношение Co/Ni от 0,3 до 0,67, при среднем по кластеру 0,47), второй кластер – 17 пластов со средним содержанием (от 16 до 22 г/т, при среднем по кластеру 18 г/т; отношение Co/Ni от 0,25 до 0,56, при среднем по кластеру 0,41), третий кластер – пласты с аномально высокими концентрациями (от 23 до 42 г/т, при среднем по кластеру 34 г/т; отношение Co/Ni от 0,12 до 0,35, при среднем по кластеру 0,28). Обращает внимание близость (в пределах 95% доверительного интервала) средних значений содержания Ni в углях пластов второго кластера и во всех изученных пластах района, а так же граница между первым и вторым кластером, соответствующая фоновому содержанию Ni в углях района – 16 г/т и заключенная в первом модальном интервале (см. рис 1а).

В дендрограмме кластеризации пластов по содержанию Co (см. рис. 4) в первый кластер входит только пласт K₆, который присоединяется к остальным пластам на последнем шаге объединения и характеризующийся с минимальным средневзвешенным содержанием для района – 3 г/т. Вторым кластером составляют 17 пластов с низкими средневзвешенными концентрациями (от 5 до 6 г/т, при среднем по кластеру 5 г/т), в третий кластер сгруппированы 13 пластов с повышенными содержаниями (от 7 до 8 г/т, при среднем по кластеру 7 г/т), четвертый кластер образуют 7 пластов с аномально высокими концентрациями (от 9 до 12 г/т, при среднем по кластеру 10 г/т). Верхняя граница второго кластера (в пределах 95% доверительного интервала) совпадает со средневзвешенным средним содержанием Co в углях района, а среднее содержание по кластеру яв-

ляется фоновым и является верхней границей первого модального интервала. Средневзвешенные концентрации Co в углях пластов третьего кластера находятся в пределах второго модального интервала, а среднее значение его содержания в углях пластов четвертого кластера соответствует нижней границе третьего модального интервала (см. рис. 2а).

Сравнительный анализ результатов кластеризации выявил:

1. Из 17 пластов со средневзвешенными содержаниями Ni в угле ниже среднего и относящихся к первому кластеру только 5 пластов (h_1^H , h_8 , h_{10} , l_5^1 и l_8^H) по концентрации Co относятся к группе пластов со средним содержанием (третий кластер). Эти пласты характеризуются отношением Co/Ni от 0,5 до 0,67, при среднем 0,57. Остальные 12 вошли в группу пластов в которых содержание Co в угле тоже ниже среднего по району (первый и второй кластеры). В них отношение Co/Ni варьирует от 0,3 до 0,6, при среднем 0,43.

2. Из 17 пластов формирующих второй кластер по содержанию Ni и относящихся к группе со средним содержанием, 7 пластов входят в третий кластер по содержанию Co. Для этих пластов отношение Co/Ni изменяется от 0,3 до 0,6, при среднем 0,43. В 5 пластах (h_4 , l_1 , l_3^{B+H} , l_7 , m_3) содержание Co меньше среднего по району. Эти пласты характеризуются отношением Co/Ni от 0,25 до 0,33, при среднем 0,3. Для 5 пластов (k_5^H , k_5^B , k_7^1 , k_7^2 , l_2^1) наоборот, содержание Co существенно превышает среднее значение в углях района (четвертый кластер). В них отношение Co/Ni варьирует от 0,41 до 0,56, при среднем 0,49.

3. Из 4 пластов относящихся к аномально обогащенным Ni, 2 пласта (m_3^H , m_6^1) характеризуются содержаниями Co ниже среднего по району (отношение Co/Ni от 0,12 до 0,3, при среднем 0,21). В то же время угли 2 других пластов (g_1^{2H} и k_5^B) также аномально обогащены и Co (отношение Co/Ni от 0,34 до 0,35, при среднем 0,34).

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

1) Статистически значимая связь содержаний Ni и Co с сернистостью углей отсутствует, в то же время как для пластов g_1^{2H} и k_5^B , так и для отдельных участков других пластов с аномально высокими их концентрациями выявлена значимая положительная связь содержаний Ni и Co с количеством эпигенетической сульфидной минерализации.

2) Установлена значимая корреляционная связь между зольностью и концентрациями Ni (коэффициент корреляции 0,52) и Co (коэффициент корреляции 0,41). Уравнения регрессии этих связей (графики на рис.5 и рис. 6) соответственно:

$$\begin{aligned} Ni &= 0,2 + 0,44 * Ad \\ Co &= 0,19 + 0,31 * Ad \end{aligned}$$

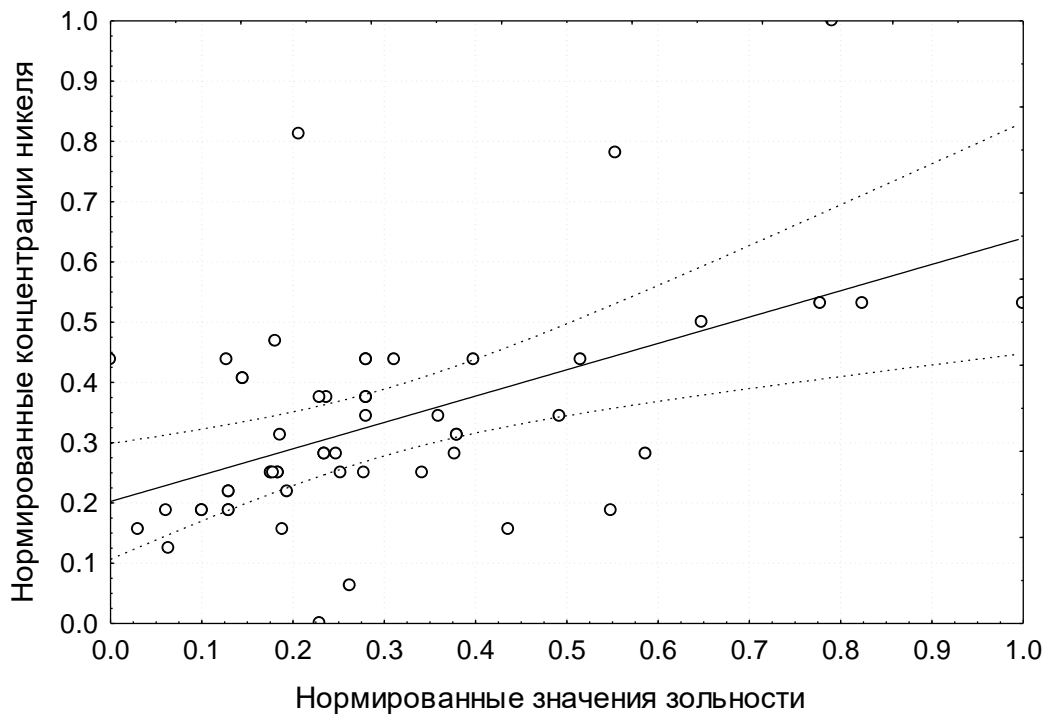


Рис.5. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Ni и нормированными значениями зольности в основных угольных пластах Красноармейского района.

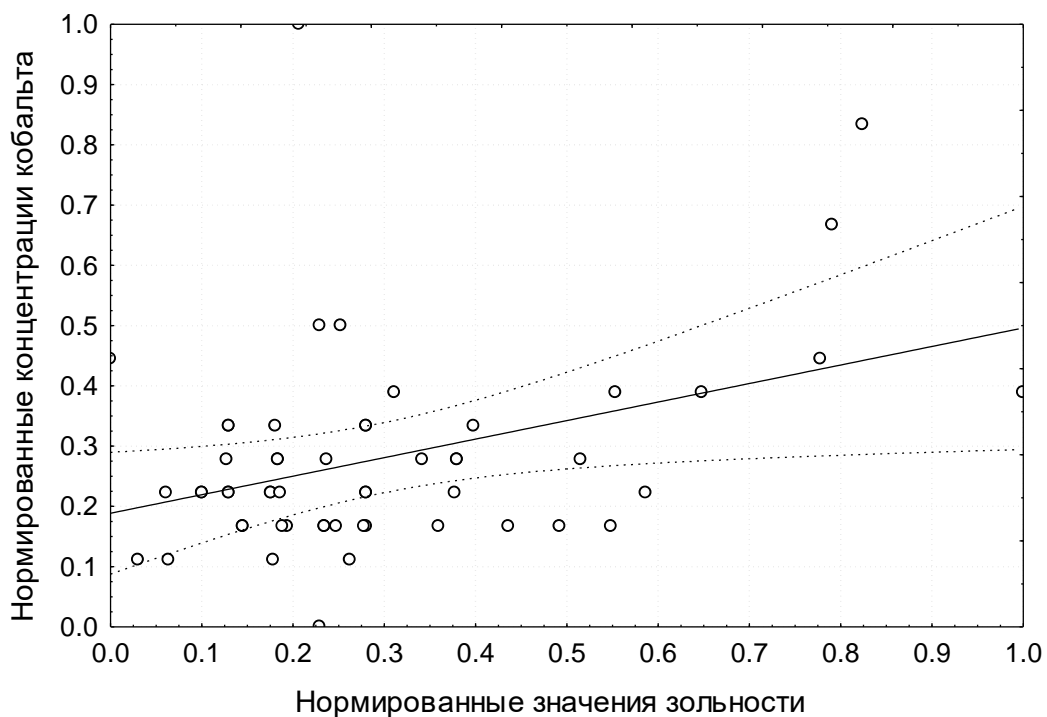


Рис.6. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Co и нормированными значениями зольности в основных угольных пластах Красноармейского района.

3) Установлена значимая корреляционная связь между концентрациями Ni и Co в углях основных рабочих пластов Красноармейского района (коэффи-

циент корреляции 0,75). Уравнения регрессии этих связей (графики на рис.7 и рис. 8) соответственно:

$$Ni = 0,12 + 0,76*Co$$

$$Co = 0,04 + 0,71*Ni$$

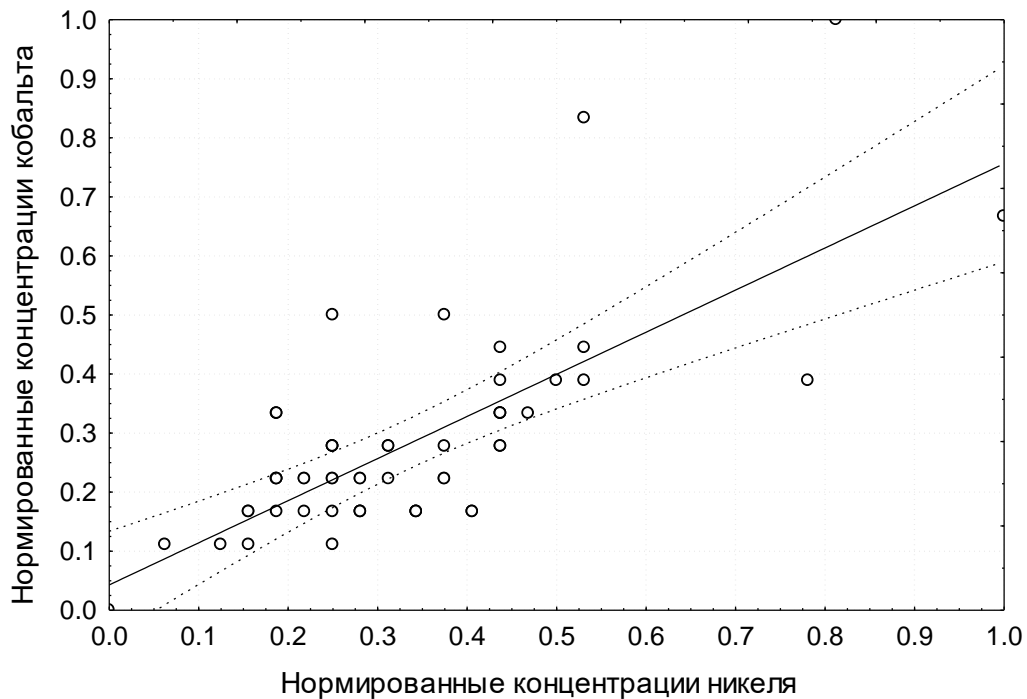


Рис.7. Линия регрессии (влияние Ni на содержание Co) между средневзвешенными нормированными концентрациями Ni и Co в основных угольных пластах Красноармейского района.

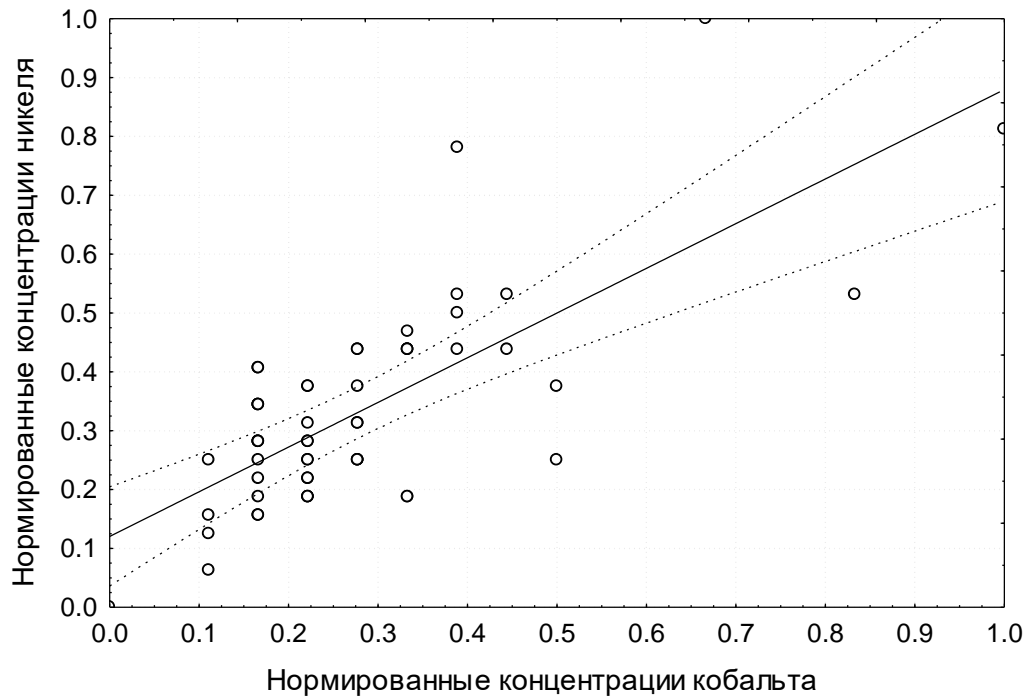


Рис.8. Линия регрессии (влияние Co на содержание Ni) между средневзвешенными нормированными концентрациями Ni и Co в основных угольных пластах Красноармейского района.

4) Установлена значимая корреляционная связь между содержаниями Cr и концентрациями Ni (коэффициент корреляции 0,59), а также Co (коэффициент корреляции 0,55). Уравнения регрессии этих связей (графики на рис.9 и рис. 10) соответственно:

$$Ni = 0,22 + 0,52 * Cr$$

$$Co = 0,17 + 0,47 * Cr$$

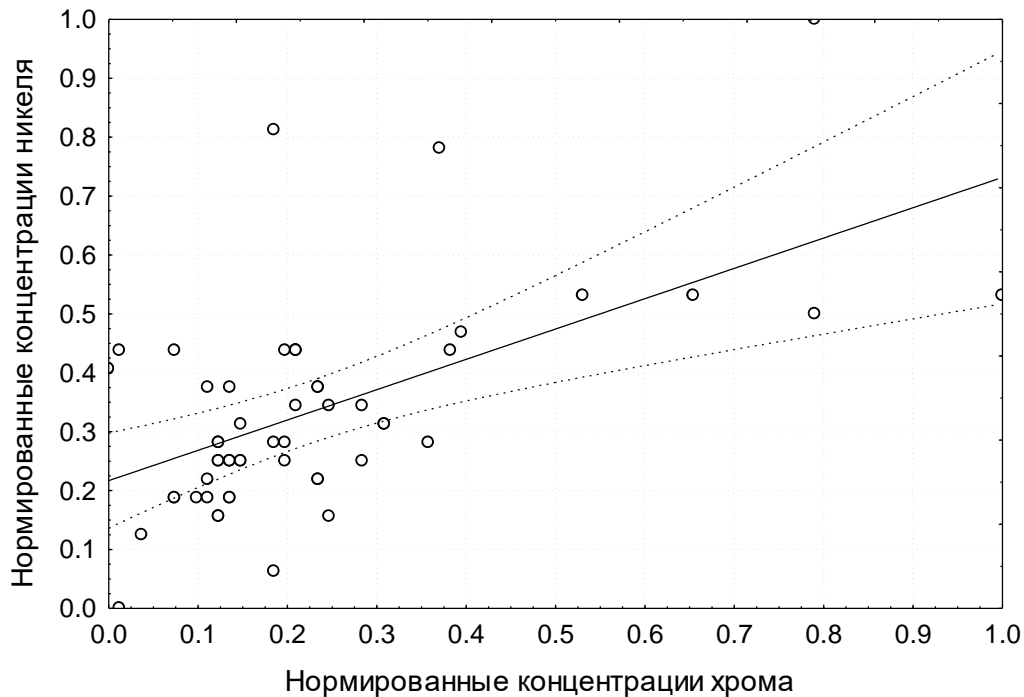


Рис.9. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Ni и Cr в основных угольных пластах Красноармейского района.

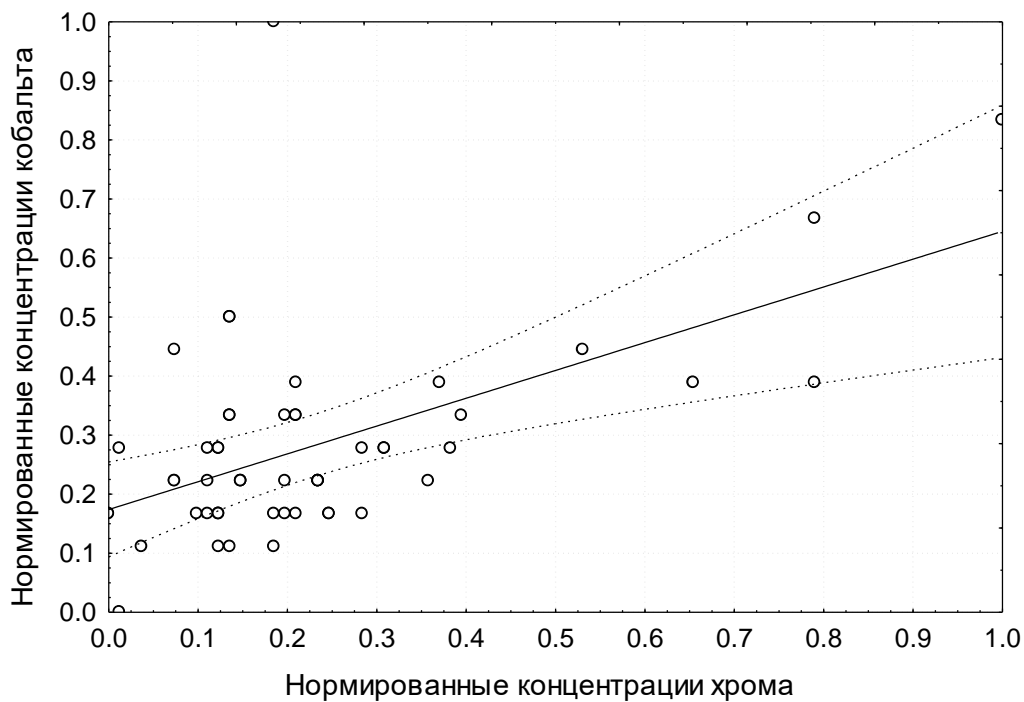


Рис.10. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Co и Cr в основных угольных пластах Красноармейского района.

5) Установлена значимая корреляционная связь между содержаниями Ni концентрациями Pb (коэффициент корреляции 0,43) и V (коэффициент корреляции 0,65). Уравнения регрессии этих связей (графики на рис.11 и рис.12) соответственно:

$$Ni = 0,2 + 0,27 * Pb$$

$$Ni = 0,18 + 0,5 * V$$

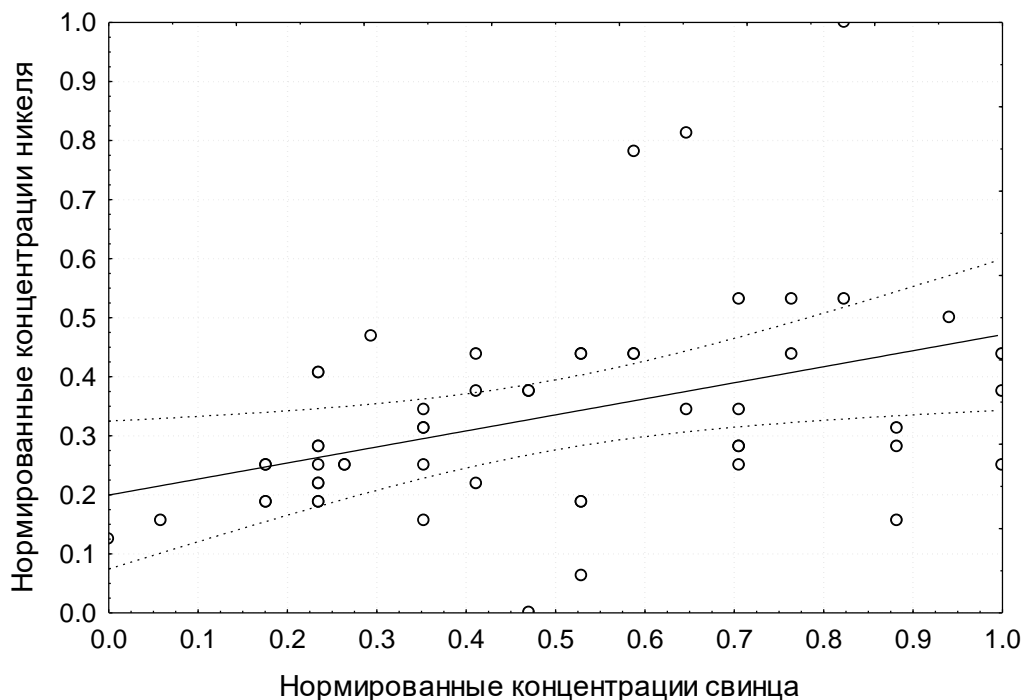


Рис.11. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Ni и Pb в основных угольных пластах Красноармейского района.

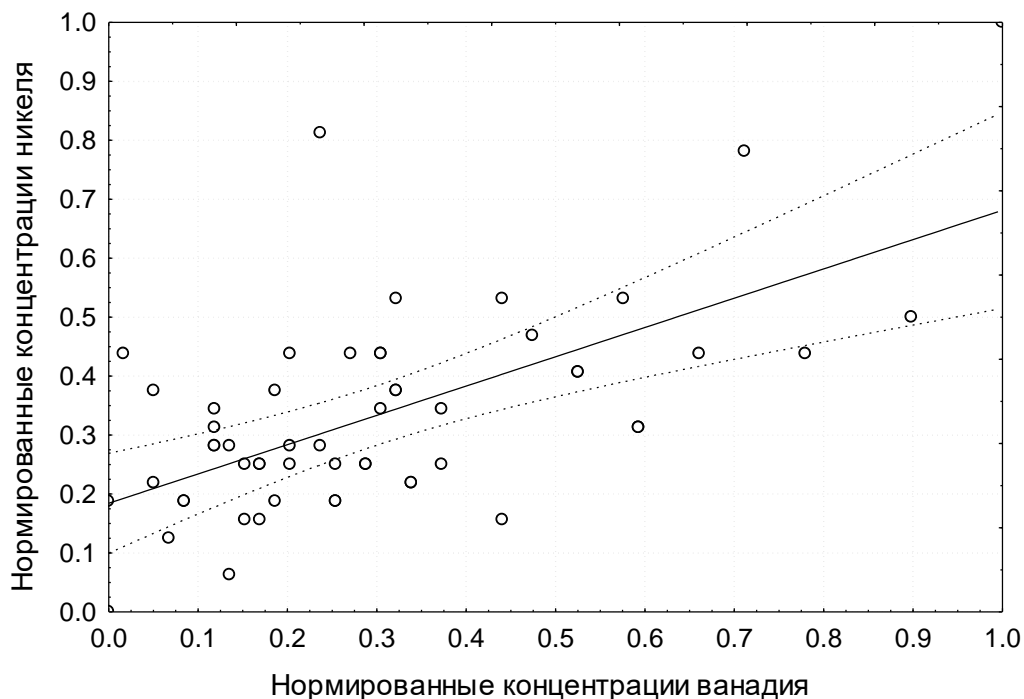


Рис.12. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями Ni и V в основных угольных пластах Красноармейского района.

6) Изменения степени углефикации не оказывает значимого влияния на вариации содержания Ni и Co в углях района. В то же время, наблюдается рост концентраций Co и особенно Ni, и следовательно, уменьшение отношения Co/Ni с увеличением содержания в угольных пластах сапропелевого вещества, коровых тканей и липоидных компонентов.

7) Содержание Ni уменьшается, а отношение Co/Ni возрастает на участках пластов с непосредственной почвой сложенной песчаниками.

8) В разрезе пластов как правило наблюдается рост содержания Ni и Co в приконтактных зонах, особенно в нижней пачке пластов.

9) Концентрации Ni и Co повышаются на участках пластов непосредственно примыкающих к зонам размыва и разрывным нарушениям.

Обсуждение полученных результатов и их генетическая интерпретация. Установленная значимая корреляционная связь Ni и Co с зольностью убедительно свидетельствует о наличии минеральной формы их нахождения в углях района. Результаты минералого-петрографических исследований неорганической части углей и породных прослоев угольных пластов показывают, что наибольшими концентраторами этих элементов являются гидрохлориты. В то же время, выявленная в некоторых пластах (например, g_1^{2H} и k_5^B) или локальных участках пластов (например, пласт I_3 на поле шахты Центральная, пласт I_6 на поле шахты им. Димитрова и др.) значимая положительная связь Co и особенно Ni с количеством эпигенетических сульфидов указывает на наличие их сульфидной формы. Существование сульфидной формы этих элементов объясняют и установленную значимую положительную корреляционную связь между Ni и Pb в углях всех изученных пластов.

Возможность существования в углях органических форм Ni и Co подтверждено экспериментально по взаимодействию этих элементов с гумусовым веществом [6, 7 и др.]. Кроме того, доказано существование хелатных соединений типа:



где R = H, CH(CH₃)₂, CH₃, CH₂CH(CH₃)₂ [8, с. 258].

Наличие органических форм Co и особенно Ni в углях района подтверждается установленными значимыми прямыми корреляционными связями между концентрациями этих элементов и содержаниями в углях остатков водорослей, коровых тканей и липоидных компонентов. Об этом свидетельствует и присутствие в углях района типичной «ванадиевой» ассоциации элементов (V, Cr, Ni, Co), характерной для битуминозного, азотсодержащего органического вещества.

Влияние литологического состава вмещающих пород связано с той ролью, которую они играют на диагенетической стадии преобразования органического вещества палеоторфяников, определяя степень «открытости - закрытости» геохимической системы. На стадии диагенеза увеличение степени «открытости» должно приводить к преимущественному выносу из пластов Ni, как более подвижного элемента в окислительных и глеевых обстановках по сравнению с Co. Характерно, что максимальное для углей района отношение Co/Ni

(0,67) установлено в пластах h_{10} и l_5^1 , непосредственной почвой которых являются песчаники и у которых участие псаммитового материала в составе непосредственной кровле максимально для района.

Увеличение содержания Ni и Co в приконтактных зонах пластов, а также рост их концентраций на участках примыкающих к зонам эпигенетических размывов свидетельствует о наличии сорбционной формы этих элементов в углях района.

Таким образом, в углях района присутствуют минеральная (силикатная, сорбционная и эпигенетическая сульфидная) и органическая форма (сорбционная и собственно биогенная компоненты) Ni и Co. Сопоставление кларковых отношений Co/Ni (0,27) для литосферы со средними по району (0,42) показывает, что Co является более типоморфным элементом в углях чем Ni. Сравнение содержаний Ni и Co во фракциях угля различной плотности указывает на примерно равный вклад в целом по району минеральной и органической их форм.

В то же время, отчетливо прослеживается превалирование органической формы концентрации в малозольных и малосернистых углях (в целом по району преобладает) и минеральной – в высокозольных и с признаками эпигенетической сульфидной минерализации. Следовательно, значимые различия между выборочными средневзвешенными средними содержаниями Ni и Co в углях пластов соседних свит в основном отражает изменение видового состава растений торфообразователей и палеоусловий торфонакопления.

Полученные впервые результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. Ярко выраженное полимодальное распределение изученных элементов отражает генетическую неоднородность выборочной совокупности, связанную с полигенным и полихронным характером их накопления в углях района. В изученных пластах Ni и Co в процессе седиментации концентрировались в минеральной форме (преобладали силикатная и сорбционная составляющие) и органической (преобладала биогенная компонента и присутствовала сорбционная форма). В процессе диагенеза происходило перераспределение этих элементов между органической и минеральной формами, а так же в условиях высокой «открытости» системы вынос Co и преимущественно Ni. При дальнейших катагенетических преобразованиях угленосной толщи эпигенетические размывы приводили к накоплению сорбционной формы Ni и Co как на поверхности минеральной составляющей угля, так и в его органической части. Циркулирующие по зонам разломов и трещиноватости гидротермальные растворы способствовали кристаллизации Ni и Co содержащих сульфидов.

2. Весь объем выборки характеризуется для Ni и Co соответственно, средними значениями $17 \pm 0,2$ г/т и $6 \pm 0,15$ г/т, дисперсией 37,12 и 2,77, коэффициентами асимметрии $2,3 \pm 0,05$ и $0,51 \pm 0,05$, коэффициентами эксцесса $6,63 \pm 0,09$ и $-0,01 \pm 0,09$.

3. Среднее значение содержания Ni и Co в угле основных рабочих пластов района существенно ниже ПДК в углях. Кроме того, зоны аномальных концентраций этих элементов в основном приурочены к участкам, которые

не могут быть отработаны по технологическим причинам или горно-геологическим условиям.

Основное научное значение полученных результатов заключается в установлении характера распределения и расчете основных описательных статистик содержаний Ni и Co в углях Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса, расчете средневзвешенных концентраций этих элементов в углях основных рабочих пластов и свит, выявление состава их типоморфной геохимической ассоциации с другими токсичными и потенциально токсичными элементами в углях района, а также генетических особенностей их накопления.

Практическое значение полученных результатов состоит в выявлении значимой связи Ni и Co содержаний с зольностью углей, а так же в расчете уравнений регрессии между элементами, входящими в геохимическую ассоциацию Ni и Co.

Литература

1. Гавришин А.И. Оценка и контроль качества геохимической информации. -М.: Недра, 1980. – 287с.
2. Беус А.А. Геохимия литосферы. – М.: Недра, 1981. – 335с.
3. Боровиков В.П.. STATISTICA: искусство анализа данных на компьютере. Для профессионалов. – СПб. Питер, 2001. – 658 с.
4. Ишков В.В., Сердюк Е.А., Слипенький Е.В. Особенности применения методов кластерного анализа для классификации угольных пластов по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов (на примере Красноармейского геолого-промышленного района) // Сборник научных трудов НГУ. - №19. - Т.1. - С. 5-16.
5. Червяков В.А. Концентрация поля в современной картографии. – М.: Наука, 1978. – 149 с.
6. Кухаренко Т.А. Реакции гумусовых кислот с солями тяжелых металлов //Журн. прикл. Химии. - №2. – Т.19. – С. 183-187.
7. Удодов П.А., Шварцев С.Л., Рассказов Н.М. Методическое руководство по гидрогеохимическим поискам рудных месторождений. – М.: Недра, 1973. – 184 с.
8. Манская С.М., Дроздова Т.В. Геохимия органического вещества. – М.: Наука, 1964. 315 с.

*Рекомендована к публикации д.г.-м.н. В.Н. Нагорным
Поступила в редакцию 01.06.05*

УДК 553.2: 553.4. 001.8 (477)

© С.Е. Поповченко, Л.Г. Шукайло, С.С. Горностаев

О ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОМ МЕТАСОМАТОЗЕ В ЗОНАХ ГЛУБИННЫХ РАЗЛОМОВ И ПЕРСПЕКТИВНОСТЬ ОБНАРУЖЕНИЯ В НИХ РУДОПРОЯВЛЕНИЙ РЕДКИХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Рассмотрены строение и минералого-петрографические, геохимические особенности пород Орехово-Павлоградской, Голованевской структурно-формационных зон Украинского щита и зоны Закарпатского глубинного разлома. Установлены признаки высокоуглеродистого метасоматоза, определяющих первоочередную их перспективность на редкие и благородные металлы.

Розглянуті будова та мінералого-петрографічні, геохімічні властивості порід Орехово-Павлоградської, Голованівської структурно-формаційних зон Українського щита та зони Закарпатського глибинного розлому. Встановлені ознаки високовуглецевого метасоматозу, які визначають першочергову їх перспективність на рідкісні та благородні метали.

The Considered construction, mineralogical, petrografical and geological to particularities of the rocks Nut-Pavlogradskoy, Golovanevskoy structured-формационных zones Ukrainion of the shield and zones Zakarpatskogo deep break. The Installed signs high-carbon metasometic, defining priority their perspectivity on precios metals.

Новым научным направлением геологических исследований прошедшего столетия следует считать развитие концепции динамометаморфических преобразований горных пород в зонах глубинных разломов. В работах О.И.Слензака, Я.Н.Белевцева [1,2] доказывається самодостаточность протопород для их петрохимических преобразований и перераспределения, концентрации рудогенных элементов, формирования метаморфогенно-гидротермальных рудопроявлений при динамометаморфических процессах.

Д.Г.Егоров [3] критически проанализировал парадигмы метаморфической петрологии и на основании концепции физической мезомеханики констатирует, что при высоком давлении в сочетании с деформацией сдвига коэффициенты диффузии растут на 10-15 десятичных порядков по сравнению с таковыми в твердом теле без применения давления сдвига, а скорости химических реакций возрастают на 3-8 десятичных порядков по сравнению с жидкой фазой. В случае твердого тела пластическая деформация уподобляется плавлению.

А.И.Родыгин [4] доказывает, что при милонитизации пород происходит генерация водорода, с которым связано восстановление углерода карбонатов. По его мнению при динамометаморфических процессах наблюдается не только обуглероживание милонитов, но и явление рафинирования минералов при вторичной раскристаллизации, вытеснение элементов-примесей из кристаллической решетки на поверхность зерен. В результате примесные элементы становятся доступными для мобилизации, транспортировки и последующего отложения в благоприятных для этого участках.

Наряду с этим нельзя отрицать возможность притока вещества в динамометаморфизованные породы в зонах глубинных разломов, как флюидопроводников мантийного вещества. В связи с этим все большее внимание привлекает учение о так называемом высокоуглеродистом метасоматозе в зонах глубинных разломов, с которым согласно [5] не наблюдается существенного привноса петрогенных элементов, способного изменить минеральный состав протопород. Вместе с этим в данном случае подтверждается участие в составе восстановленного высокоуглеродистого флюида наряду с Au, Pt, Pd, Cu, Ag, Zn, Pb, Bi, As, Ti, P, Na, K, F, B, S таких элементов, как Rb, Cs, Ba, Y, Nb, а также перенос флюидами РЗЭ и Sn.

Высказанные выше положения подтверждаются результатами исследований авторов в пределах Орехово-Павлоградской и Голованевской структурно-формационных зон, зеленокаменных структур Украинского и Алданского щитов, а также в Закарпатье. Накоплен новый фактический материал оптических, геохимических исследований и, в особенности, распределении благородных

металлов в породах УЩ, что в совокупности позволяет сделать критический анализ состояния проблемы оценки перспективности зон глубинных разломов на редкие и благородные металлы.

Целью работы является обоснование перспективности обнаружения в зонах глубинных разломов рудопроявлений редких и благородных металлов на основании геологического строения и наличия признаков высокоуглеродистого метасоматоза в этих структурах.

Орехово-Павлоградская структурно-формационная зона (ОПСФЗ) расположена на стыке Приднепровского и Приазовского мегаблоков Украинского щита (УЩ). Согласно [6] ОПСФЗ ограничена разломами одноименным на западе и Азово-Павлоградским на востоке и характеризуется складчато-блоковым и чешуйчатым строением. В геодинамическом отношении ОПСФЗ соответствует коллизионному шву, маркирующему линию столкновения двух крупных докембрийских плит.

Комплексные глубинные геофизические исследования свидетельствуют о том, что субдукция Приднепровского блока под Приазовский здесь дискретна и проявляется отчетливо лишь в южной части ОПСФЗ. В пределах зоны отмечаются исключительно напряженные складчатые деформации и разнообразные проявления магматизма. Для нее характерны протяженные субпараллельные разломы, которые ориентированы согласно простиранию зоны, а также многочисленные ортогональные или оперяющие дизъюнктивные нарушения более высоких рангов. Тектоническим строением обусловлено широкое распространение процессов дробления и милонитизации пород. Геологический разрез ОПСФЗ по нашему мнению сложен в основном бластотектонитами и этим объясняется неоднозначность его стратиграфического расчленения [7].

Вся толща пород, слагающая ОПСФЗ, достаточно четко разделяется на две части: метабазитовую и гнейсовую. Согласно действующей стратиграфической схемы они отнесены соответственно к новопавловской и волчанской толщам нижнеархейского возраста. Ниже излагаются результаты минералогическо-петрографических и геохимических исследований пород ОПСФЗ в пределах двух ее участков Михайловской и Таврической магнитных аномалий. По скважинам изучен наиболее полно разрез новопавловской толщи и часть разреза волчанской толщи в зоне Орехово-Павлоградского глубинного разлома.

Преобладающими породами новопавловской толщи являются амфиболиты. В подчиненном количестве среди амфиболитов установлены ультраосновные породы, магнетитовые кварциты, скарноиды, жильные породы гранитоидного состава. Характерным для пород этой толщи является тесная связь, переслаивание и взаимопереходы как между отдельными разновидностями амфиболитов, так и амфиболитов с ультрабазитами, что свидетельствует об их генетическом родстве. Пластообразные тела ультрабазитов представлены как незначительно измененными перидотитами, пироксенитами, так и серпентинитами.

По результатам геолого-съемочных работ Волчанская толща отличается пестротой состава. Наблюдается значительная мигматизация исходных пород и в местах ее распространения образовались обширные поля мигматитов. Протопороды сохранились только в виде разобщенных останцев, среди которых пре-

обладают различные гнейсы, в том числе и графит-силлиманитовые, с большим количеством прослоев амфиболитов. Изученная нами часть разреза этой толщи оказалась сложенной, в основном, лейкократовыми бластотектонитами за исключением некоторых интервалов, представленных сильно измененными амфиболитами, железистыми кварцитами, актинолититами [7]. При геологическом изучении в этой части разреза впервые были описаны карбонатные породы с видимой мощностью 5,6 м, которые представляют собой мелкокристаллическую микрополосчатую породу. Состав темных полос, в %: кальцит (до 40,2) + диопсид (26,0-29,4) + роговая обманка (44,0-33,8) + биотит (до 16,2) + микроклин (до 10,0); светлых полос – кальцит (70,8-87,5) + диопсид (до 4,3) + роговая обманка (до 2,2) + микроклин (до 9,1).

Породы на достаточно удаленных друг от друга участках южной части ОПСФЗ по спектрам фоновых содержаний и отношений ЭПГ характеризуются однообразием закономерностей их распределения. При этом наблюдается достаточно отчетливая зависимость содержаний ЭПГ в породах от степени их метаморфического преобразования. В амфиболитах наиболее высокие фоновые содержания и дисперсия значений, коэффициенты накопления ЭПГ фиксируются при их нахождении в зоне глубинного разлома. На Михайловском участке в пределах которого породы испытали тектонические воздействия в меньшей степени, чем на Таврическом, выделяются только двухэлементные корреляции Pt и Pd ($K_k = 0,90$), Os и Ru ($K_k = 0,83$), Ir и Au ($K_k = 0,69$). В пределах Таврического участка положительные корреляционные связи на уровне $K_k = 0,65-0,87$ среди ультрабазитов устанавливаются между Pt-Os-Ru-Ir, а среди амфиболитов между Pt-Ir-Os. В тесной ассоциации с платиноидами находятся аномальные проявления золота, коэффициенты накопления которого достаточно высокие во всех изучавшихся породах – в амфиболитах до 168, ультрабазитах до 17. При этом большинству аномалий БМ сопутствуют такие элементы как Nb, Ta, Sn, W, Ba, Pb, реже Ni, Co, Y, Li, Be.

К примеру, в одной из проб амфиболитов в зоне глубинного разлома с аномальными содержаниями БМ спектральным анализом определены содержания, в %: Nb > 1; Pb – 0.07; Sn > 1; Ta – 0.15, которые подтверждены химическим анализом. В данном случае амфиболит характеризуется тонкополосчатым строением с контрастным составом полос. Через каждые 10-15 мм в амфиболите чередуются полосы плагиоклаз-диопсидового и плагиоклаз-роговообманкового состава. Наряду с этим наблюдаются более тонкие полосы с совместным сонахождением роговой обманки и диопсида, а также полосы с существенно плагиоклазовым составом. Плагиоклаз-диопсидовые полосы характеризуются мелко-средне-кристаллической гранобластовой структурой, напоминающей габброофитовую. В этих полосах роговая обманка встречается крайне редко и замещает по периферии зерна диопсида. Для полос с плагиоклаз-роговообманковым составом характерна гетеробластовая структура. Наряду с плагиоклаз-роговообманковым мелкокристаллическим агрегатом в их пределах распространены участки с зернами амфибола по удлинению до 1,5-2 мм. Укрупненные зерна амфибола содержат включения плагиоклаза, диопсида и кварца (пойкилобластовая структура). В целом полосы с плагиоклаз-

роговообманковым составом характеризуются кристаллизационно-сланцеватым строением, которое определяется однонаправленной ориентировкой вытянутых сечений амфибола. Эти полосы могут рассматриваться как наиболее ранние зоны дробления и перекристаллизации исходных габброидов в условиях амфиболитовой фации метаморфизма. Более поздние процессы изменений амфиболитов сопровождаются прежде всего перераспределением рудных компонентов. Для амфиболита характерно неравномерное гнездовидно-полосчатое распределение титаномагнетита, который в большинстве случаев замещается сфеном и лейкоксеном. Сфен распространен в виде включений до 2% как мелких, так и достаточно крупных (до 1 мм) зерен. В амфиболите наблюдаются окварцевание, микроклинизация и биотитизация.

Результаты изучения геологического разреза ОПСФЗ свидетельствуют прежде всего о ведущей роли в его строении пород основного магматизма с ультраосновными дифференциатами. Более широкое разнообразие пород разреза объясняется полиметаморфическими преобразованиями. Наиболее высокая степень метаморфизма отвечает гранулитовой фации [8]. При диафторезе в условиях амфиболитовой фации и наличии динамометаморфических процессов развивается прежде всего амфиболитизация пород, происходит деанортитизация их плагиоклазов. Наиболее значительные изменения исходных пород наблюдаются в зонах их перекристаллизации с образованием гранатсодержащих пород, в том числе и скарноидов.

Состав сопутствующих элементов-примесей в пределах аномальных зон БМ указывает на переотложенный характер минерализации платиноидов, который может быть обусловлен только тектоно-метасоматическими процессами. По характеру развития в таких аномальных зонах минеральных ассоциаций и особенностям взаимоотношений между собой и с вмещающими породами накопление ЭПГ происходило при одновременном развитии процессов гранитизации и ультраметаморфизма, отчасти диафтореза. Признаки наложения более поздних этапов тектоно-магматической активизации пока не обнаружены. На основании установленных особенностей выявленный характер формирования минерализации БМ следует отнести к метаморфогенно-гидротермальному генезису. Характер геохимической специализации аномальных зон БМ вполне объясним наличием в зоне глубинного разлома ОПСФЗ высокоуглеродистого метасоматоза.

Голованевская структурно-формационная зона (ГСФЗ) разделяет Бутско-Росинский и Кировоградский мегаблоки, расположена между Тальновским (на западе) и Первомайским, Ядлово-Трахтемировским (на востоке) разломами. Согласно [6] внутреннее строение ГСФЗ очень сложно и обусловлено объединением сдавленных мегаблоков, чешуй, линейных складок и многочисленных разрывных нарушений. В геологическом строении ГСФЗ принимают участие пространственно совмещенные разновозрастные стратифицированные и нестратифицированные образования, которые распространены в обоих сопряженных здесь мегаблоках. ГСФЗ является структурой со значительно проявленным ультраосновным магматизмом. В целях разрешения вопросов петрологии и ме-

таллогении ультрабазитов ГСФЗ нами наиболее детально изучался Капитановский массив.

Капитановский массив приурочен к субвертикальному глубинному разлому северо-западного направления и имеет согласную с ним вытянутую форму, достигая по простиранию 5 км, при ширине до 250 м. В составе центральной части наиболее распространены перидотиты в той или иной степени серпентинизированные до апоперидотитовых серпентинитов. Для массива в целом характерно полосчатое строение с чередованием перидотитов и соподчиненных им пород на уровне макро- и даже микрополосчатости. Второстепенными породами в этой части массива (до 40-50% его объема) являются своеобразные силикатно-карбонатные породы, которые нами относятся к карбонатитам [9]. В виде отдельных полос в центральной части массива встречаются клинопироксениты, горнблендиты, габбронориты и анортозиты. В краевых частях массива преобладающее значение имеют клинопироксениты. Породы массива вмещают хромитовое оруденение, локализованное в четырех субвертикально ориентированных линзах мощностью до 12 м, которые прослеживаются на всем его протяжении. Хромитовое оруденение находится преимущественно среди серпентинизированных ультрабазитов, а также в виде отдельных тел вкрапленных и сплошных руд среди карбонатитов.

Возраст Капитановского массива до настоящего времени являлся дискуссионным. Для установления абсолютного возраста массива нами определялись изотопные отношения осмия и рения хромитов массива на термальном ионизационном масс-спектрометре (NJINS, университет г.Оулу, Финляндия). Рассчитанный возраст по этому отношению из отдельных зерен хромита массивных руд и вмещающих пород составляет около 3,0 млрд. лет. Модельный возраст нодулярных хромитовых руд также архейский (2,5-2,6 млрд.лет), но моложе, чем в массивных хромититах. Это обусловлено более низкими содержаниями рения в образцах нодулярных руд. Последнее может быть объяснено или понижением концентрации рения во время изменений при наложенных процессах, или более поздним формированием формации бедных хромитовых руд. Изотопный состав осмия более убедительно подтверждает архейский возраст и Капитановского, и Липовеньковского массивов. Содержания осмия в хромитах в целом соответствуют их офиолитовым аналогам.

В связи с установленным архейским возрастом хромитовых руд существование карбонатного расплава в магматическом очаге может быть вполне обосновано специфическими условиями формирования мантийного магматизма [10]. Этим возможно объяснимо и отсутствие широкого проявления щелочного метасоматоза и неразрывно связанного с ним масштабного редкометального оруденения, которое распространено в более молодых щелочно-ультраосновных массивах.

В массиве по нашим данным наиболее распространены аномалии платины (17%), рутения (11%), иридия (6%) и палладия (5%). Часть выявленных аномалий Pt и Pd заверена пробирным анализом с атомно-абсорбционным окончанием. Наблюдается ассоциация рутения с хромитовой минерализацией, но его содержание не зависит от содержания Cr_2O_3 . Большинство хромитовых тел как в

серпентинитах, так и в карбонатитах, на контактах с вмещающими породами обогащены платиной, палладием и золотом. Концентрации БМ не зависят от мощности хромитовых тел, однако наблюдается увеличение количества аномалий и концентрации ЭПГ от южной окраины к центру массива. Как правило, аномалии тяготеют к краевым и лежащим бокам хромитовых тел.

Хромитовые руды, содержащие ЭПГ, изучались под оптическим микроскопом, а затем на электронном микроскопе с микроанализатором. В результате установлено, что среди собственных минералов ЭПГ хромититов наибольшее распространение имеют лаурит, ирарсит, в меньшей степени спериллит, андуоит, иридосмин, самородная и железистая платина, изоферроплатина, неиндефицированные сложные по составу сульфоарсенидные фазы и самородные сплавы, а также палладистое и самородное золото. Большая часть зерен минералов ЭПГ находится внутри зерен хромита рудных тел. В данном случае они всегда идиоморфны или гипидиоморфны и имеют ровные границы. В силикатной матрице вне хромитовых зерен минералы ЭПГ обладают отчетливо выраженными признаками коррозии, могут частично или полностью замещаться серпентином и переотлагаться с образованием идиоморфных зерен с ровными краями, что указывает на возможность переотложения платиноидов за пределами хромитовых тел и даже массивов ультрабазитов. Данное предположение подтверждается наличием аномалий платиноидов среди эулизитов в приконтактной части массива и в скарноидах, которые по сравнению с ультрабазитами выделяются повышенными содержаниями фосфора, бериллия, лития, молибдена, олова, лантана, ниобия, иттрия и иттербия, что согласно Ф.А.Летникова [11] указывает на возможную их генетическую связь с процессами ультраметаморфизма и гранитизации.

Среди эулизитов и скарноидов выявлено около 26% аномалий ЭПГ от общего числа установленных в массиве, а также за пределами массива среди зон щелочного метасоматоза в подстилающих вторичных кварцитах и перекрывающих гнейсах (5%). Преобладает Ru-Ir-Ag геохимический тип аномалий, иногда с осмием. При этом, рутений или иридий преобладают или могут вообще не образовывать повышенных концентраций. В верхней части массива и перекрывающих породах также встречается ассоциации Ir-Ru-Pd и Ir-Au-Ag, иногда отмечается и платина. Наметившиеся типы аномалий имеют явно постмагматический генезис и приурочены к зонам метасоматоза и бластомилонитов с визуально различной сульфидной минерализацией (обычно пирротиновой), развивающейся по трещиноватости и зонам расланцевания, катаклаза.

В целом, ультраосновные породы массива обладают несколько повышенными фоновыми концентрациями ЭПГ. Среди основных разновидностей пород как южного, так и центрального участков особых различий не наблюдается. Обращает на себя внимание повышенные фоновые содержания рутения. Нормализованный по хондриту такой тип оруденения не находит полного аналога известных потенциально промышленных месторождений. Отмеченная особенность отдаленно повторяется среди хромититов палеозойских офиолитовых комплексов и очень близка к хромитсодержащим массивам формации мантийных диапиров [12].

Обоснование карбонатитовой природы силикатно-карбонатных пород Капитановского массива позволяют принять эту характеристику как собственную для ультрабазитов с признаками глубинного или карбонатитового магматизма. По результатам изучения зерен хромитов на оптическом и электронном микроскопе Jeol Jсха-733 с ЭДС приставкой в университете г. Оулу (Финляндия) сделаны следующие выводы.

1. Хромиты массива обладают относительно однородным химическим составом и относятся к низкохромистому магнезиально-глиноземистому ряду.

2. Хромиты низкотитанистые и низкованадистые, что не характерно для платформенных стратиформных интрузий, а также для концентрически-зональных ультрамафитовых массивов складчатых областей и щелочно-ультраосновных ассоциаций платформ с карбонатитами.

3. Коэффициенты магнезиальности, хромистости и железистости выдержаны в очень узком диапазоне, что указывает на относительно однородный состав магмы и высокотемпературные условия формирования.

4. В нодулярных и вкрапленных рудах намечается тенденция к понижению содержания закисного железа, что может свидетельствовать о повышении окислительного потенциала и несколько более позднем (заключительные стадии) образования данных разновидностей руд.

Признаки углеродистого метасоматоза выявлены и среди золоторудных проявлений Закарпатья. Локализация одного из проявлений золота в пределах Вышковского рудного поля (ВРП) определяется взаимопересечением разломов, сложенных так называемыми эксплозивными брекчиями. По своей природе эти брекчии являются флюидно-эксплозивными, о чем свидетельствуют результаты минералого-петрографических и геохимических исследований Л.Г.Шукайло [13] в пределах ВРП. Прежде всего следует отметить зонально-концентрическое распределение элементов с обогащением вольфрамом над пересечением разломов, где наблюдается и высокий уровень окварцевания пород, в том числе и песчаников. Окварцевание в песчаниках сопровождается своеобразной турмалинизацией. В них тонкокристаллические агрегаты турмалина (волокнистоподобные) развиваются по границе обломков (в цементе) и по направлениям трещиноватости.

С миоценовой андезитовой формацией в зоне Закарпатского глубинного разлома связывается образование золотополиметаллического оруденения. Наличие проявления углеродистого метасоматоза в этой зоне подтверждается составом газовой составляющей расплавных включений в раннемагматическом апатите из диоритовых порфиритов массива Варгедь. В изометрических включениях определены, в %: CO_2 4,1 (7,58); N_2 31,7 (56,96); CH_4 6,3 (11,54); C_2H_4 1,7 (2,98); H_2O 11,5 (20,86); H_2 44,7; в вытянутых трубчатых: CO_2 8,5 (29,41); CH_4 12,4 (42,9); C_2H_6 1,5 (5,2); C_3H_6 1,3 (4,5); C_4H_{10} 1,2 (4,15); H_2O 4,0 (13,84) (в скобках результаты анализов, пересчитанные без водорода) [13]. При разработке месторождения киновари, приуроченного к массиву Варгедь, в диоритовых порфиритах также встречались проявления нефтоидного характера.

Заключение. При высокоуглеродистом метасоматозе графит не является обязательным новообразованным минералом. Даже в случае образования графита в породах, как это отмечается для графит-серпентиновых апогарцбургитовых тектонитов, более поздние серпентинизация и карбонатизация могут сопровождаться «выгоранием» углеродистого вещества [5]. Поэтому наряду с «ненадежным» типоморфным графитом, индикатором высокоуглеродистого метасоматоза, следует признать более «надежными» карбонаты. По мнению Н.С.Никольского [14] в подавляющем большинстве случаев углерод заимствуется флюидами в глубинных условиях. Обращается внимание на тот факт, что при изучении равновесий в системе Н-О-С с графитом всегда предполагается изначальное присутствие графита во флюидно-минеральной системе и недооценивается роль флюида в его образовании непосредственно из газовой фазы при реакциях разложения типа: $2\text{CO} = \text{C} + \text{CO}_2$; $\text{CH}_4 = \text{C} + 2\text{H}_2$; $2\text{CO} = 2\text{C} + \text{O}_2$ и т.д. Такая ситуация неприемлема для равновесных условий, но в случае быстрой смены интенсивных параметров, что наблюдается в зонах глубинных разломов, и, следовательно, нарушения равновесия в системе, графит может выделяться из флюидной фазы. Это наблюдается в том случае, если флюидная система по своим параметрам – давлению, температуре и окислительному потенциалу, находится в поле устойчивости графита. В противном случае даже присутствующий во вмещающих породах углерод и его соединения будут переходить в газовую фазу, способствующую в дальнейшем образованию карбонатов.

Наряду с этим определяющими индикаторами наличия высокоуглеродистого метасоматоза могут быть только особенности геохимии пород в зонах глубинного разлома. Согласно [5] наблюдается привнос в ультраосновные породы восстановленным высокоуглеродистым флюидом как редких литофильных (Rb, Cs, Ba, Y, Nb) и халькофильных (Pb, Sn), так и РЗЭ, причем с отложением самородного углерода связано увеличение относительных содержаний легких, менее средних лантаноидов, а с карбонатизацией – тяжелых и средних. Особенности геохимии изучавшихся пород в зонах глубинных разломов свидетельствуют о наличии в их пределах не только флюидопотоков, но и об участии в их изменении высокоуглеродистого метасоматоза. Наиболее достоверные его признаки графитизация, карбонатизация с повышенным фоном содержания редких и благородных металлов наблюдаются в зонах разломов докембрийских пород. Это объясняется и этим подтверждается определение Ф.А.Летникова, что [11] магмообразующие флюидные системы, под воздействием которых возможно выплавление кислой, основной и ультраосновной магмы по мере старения Земли погружались в мантию на все большую глубину.

Фракционное плавление мантийной матрицы под действием флюидных систем на глубинах 30-40 км было возможно только в архее, а в протерозое эти глубины оцениваются в 100-110 км. Высоким теплосодержанием углеродистых газов Ф.А.Летников объясняет высокое содержание последних в наиболее глубинных породах-кимберлитах, лампроитах, карбонатитах, ультраосновных щелочных породах. Таким образом, зоны глубинных разломов УЩ, заложенных в

архейское время в первую очередь ОПСФЗ, ГСФЗ являются перспективными на редкие и на благородные металлы метаморфогенно-гидротермального генезиса в связи с развитием высокоуглеродистого метасоматоза. Его признаки впервые установлены авторами на УЩ в пределах Орехово-Павлоградской и Голованевской структурно-формационных зон.

Литература

1. Слензак О.И. Локальные структуры зон напряжений докембрия.– К.: Наук. думка, 1984.–104 с.
2. Белевцев Я.Н. Современные проблемы эндогенного рудообразования. – К.: Наук.думка, 1972.– 229 с.
3. Егоров Д.Г. Три парадигмы метаморфической петрологии //Петрография на рубеже 21 века: итоги и перспективы // Матер. 2 Всероссийского петрографического совещания, посвященного 300-летию геологической службы России, Сыктывкар 27-30 июня, 2000. – Т.2. – Сыктывкар Изд-во Ин-та геол. Коми НЦ УрО РАН. – 2000. – С.172-173.
4. Родыгин А.И. Милонитизация и сопутствующие явления //Петрология магматических и метаморфических комплексов. Материалы научной конференции, посвященной 300-летию Горно-Геологической службы России, г.Томск, 29-30 марта 2000. – Томск: Изд-во ТомЦНТИ. – 2000. – С.191-192.
5. Геохимия высокоуглеродистых метасоматитов Оспинско-Китойского гипербазитового массива (Восточный Саян) / В.Б.Савельева, Ю.В.Данилова, Б.С.Данилов и др.//Геология и геофизика. – 2004. –Т.45, №12. – С.1434-1440.
6. Геолого-структурне районування Українського щита для уточнення стратиграфічної кореляції докембрійських утворень /А.С.Дранник, М.М.Костенко, К.Ю.Єсипчук та ін.//Мінер. Ресурси України. – 2003. –№1. –С.27-29.
7. Поповченко С.Е., Шукайло Л.Г. О бластотектонитах Украинского щита в решении вопросов петрологии и стратиграфии//Науковий вісник Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ, 20045. –№6. – С.36-41.
8. Шукайло Л.Г. О генезисе амфиболитов южной части Орехово-Павлоградской полосы магнитных аномалий //Труды научно-технической конференции по вопросам геологии, гидрогеологии, геофизики и технике разведки. – М.: Недра, 1972. – С.45-53.
9. Воеводин В.Н., Поповченко С.Е., Шукайло Л.Г. /Новый тип карбонатитов //Отечественная геология. – 2005. –№1. – С.60-63.
10. Летников Ф.А. Сверхглубинные флюидные системы Земли и проблемы рудогенеза //Геология рудных м-ний. –2001. –43, №4. – С.291-307.
11. Летников Ф.А. Магмообразующие флюидные системы континентальной литосферы //Геология и геоф. – 2003. – 44, №12. – С.1262-1269.
12. Иванов О.К. Критерии различия мантийных и коровых ультрамафитов // Геодинамические условия формирования, геохимические аспекты генезиса базитов и гипербазитов. – Иркутск, 1990. – С. 70-74.
13. Шукайло Л.Г. Состав микровключений в апатитах из неогеновых гипабиссальных интрузий Закарпатья //Мінер. сб. – №33, вып.2. – Львов.:Вища школа. – 1979. – С.53-59.
14. Никольский Н.С. Флюидный режим эндогенного минералообразования //М.: Наука. – 1987. – 200с.

*Рекомендована к публикации д.г-м..н. Доброгорским Н.А.
Поступила в редакцию 11.05.05*

ВЛИЯНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД НА СОСТОЯНИЕ ПОДРАБАТЫВАЕМОЙ ТОЛЩИ В УСЛОВИЯХ ВОДОПОНИЖЕНИЯ

Приведены основные физико-механические свойства подрабатываемого породного массива по наблюдательным станциям в условиях Никопольского марганцеворудного месторождения. Определены факторы, влияющие на процесс сдвижения при подземных разработках. Даны рекомендации по повышению точности прогнозирования сдвижений и деформаций земной поверхности.

Наведені основні фізико-механічні властивості підроблюваного породного масиву по спостережних станціях в умовах Нікопольського марганцеворудного родовища. Визначені фактори, що впливають на процес зрушення при підземних розробках. Дані рекомендації щодо підвищення точності прогнозування зрушень і деформацій земної поверхні.

Basic physical-mechanical properties of under working rock mass taking into account observation station under conditions of Nikopol manganese deposits are given. Factors influencing on the displacement process underground mining operations are determined. Recommendations concerning precision of displacement and deformation prognosis of the Earth Surface are given.

При решении практических вопросов, связанных с подработкой различных зданий, сооружений и природных объектов, возникает необходимость выполнения расчетов сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности, которые выполняют по известным методикам [1,2,4,5]. Учет как можно большего числа факторов, оказывающих влияние на процесс сдвижения, позволяет в значительной степени повысить точность прогнозирования сдвижений и деформаций, которые возникают в образовавшейся над очистными горными работами мульде сдвижения. Это, в свою очередь, позволяет более эффективно применять меры охраны подрабатываемых объектов в соответствии с требованиями существующих нормативных документов для отдельных бассейнов и месторождений [4,5].

На шахтах Марганецкого ГОКа кафедрой маркшейдерии НГУ проводились исследования процесса сдвижения при подземной разработке марганцеворудного пласта. Следует отметить, что ведение горных работ осложнено наличием в толще горных пород четырех основных водоносных горизонтов (как безнапорных, так и напорных), являющихся источниками обводнения горных выработок.

Нижнесарматский водоносный горизонт, по нашему мнению, является наиболее значимым. Он напорный, - величины напоров, в среднем, составляют от 8 до 15 м и более, представлен мелкозернистыми песками мощностью 3-4 м, местами до 10 м. Горизонт является надрудным, водоносные пески отделены от марганцеворудного пласта глинами мощностью от 5 до 20 м. Питание горизонта осуществляется на большой площади, выходящей далеко за пределы шахтных полей. Водопритоки из нижнесарматского водоносного горизонта на шахтах колеблются в широких пределах – от 5.5 до 70 м³/ч. Наличие такого количе-

ства воды в толще горных пород является значительным препятствием при разработке месторождения. Поэтому с целью предотвращения прорывов воды в горные выработки перед началом ведения очистных горных работ проводится предварительное снижение уровней водоносных горизонтов на участках, намечаемых к разработке выемочных столбов, при помощи восстающих скважин, пробуренных из подготовительных горных выработок.

Натурными инструментальными наблюдениями, выполненными на наблюдательных станциях №№ 1,2,3,4 (территории полей шахт №№ 4-7, 6 и 9-10), было установлено значительное превышение величин максимальных оседаний земной поверхности по отношению к вынимаемой мощности марганцевородного пласта (до 1 м и более).

В существующих методиках расчета важнейшим показателем является величина максимального оседания земной поверхности, от определения которой в значительной степени зависит точность прогнозируемых сдвижений и деформаций.

Известно, что максимальное оседание земной поверхности в условиях водопонижения в плоском дне мульды сдвижения может быть представлено в виде [3]:

$$\eta_{00} = \eta_{0z} + \eta_{0v} \quad \text{или}$$

$$\eta_{00} = q_0 m + \Delta\sigma_3 \sum_{i=1}^n k_i h_i \quad (1)$$

где η_{0z} - максимальное оседание, вызванное очистными горными работами, м; η_{0v} - максимальное оседание, вызванное водопонижением, м; q_0 - относительная величина максимального оседания (для месторождений со слабыми вмещающими породами равно 0.9); m - вынимаемая мощность пласта, м; $\Delta\sigma_3$ - величина эффективных напряжений вследствие водопонижения, кг/м²; $k_i = a_i / (1 + \varepsilon_i)$ - коэффициенты, учитывающие физико-механические свойства i -ого породного слоя (сжимаемость a_i и пористость ε_i).

При снижении напоров на величину ΔH происходит увеличение эффективных напряжений на величину

$$\Delta\sigma_3 = \Delta H \gamma, \quad (2)$$

где $\Delta H = H_1 - H_2$ - разность уровней воды в водоносном горизонте до и после водопонижения, м; γ - плотность воды, кг/м³.

Конечная осадка однородного породного слоя при известном водопонижении может быть представлена следующей зависимостью:

$$B_k = \Delta\sigma_3 h_a / (1 + \varepsilon), \quad (3)$$

где h - мощность породного слоя, м; a - коэффициент сжимаемости породы при известной нагрузке, см²/кг; ε - коэффициент пористости породы.

В случае неоднородности породной толщи ее конечная осадка будет складываться из суммы конечных осадок каждого из сжимающихся породных слоев.

Правомерность таких выводов была апробирована на наблюдательных станциях по профильным линиям реперов, заложенных вдоль выемочных столбов в плоском дне мульды сдвижения. При этом были использованы данные лабораторных исследований ВНИМИ физико-механических свойств горных пород Никопольского марганцеворудного месторождения (таблица 1).

Таблица 1

Показатели физико-механических свойств пород Грушевского-Басанского участка месторождения

№ пп	Наименование пород	Средняя мощность слоя, h_i , м	Коэффициент пористости, ε_i	Коэф-т сжимаемости при нагрузке $1\text{кг/см}^2, a_i$, $\text{см}^2/\text{кг}$	$K_i = \frac{a_i}{1 + \varepsilon_i}$ $\frac{\text{см}^2}{\text{кг}} \cdot 10^{-3}$	Средняя величина сжимаемости слоя, B_i , мм	$\frac{B_i}{B_k}$, %
1	Суглинки светло-бурые лессовидные	14.5	0.985	0.030	15.1	50-160	10
2	Глина красноватая, плотная	11.3	0.796	0.050	27.8	150-650	46-50
3	Глина темно-серая, плотная	4.6	0.871	0.0281	15.0	20-75	4
4	Известняк-ракушечник плотный	5.3	0.710	0.003	1.8	10-20	1
5	Глина мергелистая, серая, плотная	13.3	1.500	0.0116	4.6	90-140	10
6	Глина черная, плотная, водоносная	7.7	1.165	0.014	6.5	20-120	9
7	Песок желтовато-серый, мелкозернистый, водоносный	3.7	0.580	0.001	0.6	1-2	-
8	Глина яблочно-зеленая	11.4	1.040	0.014	6.9	80-140	10
9	Марганцевая руда	2.1	1.128	0.050	23.5	40-100	10
10	Песок темно-серый, мелкозернистый, водоносный	11.0	0.978	0.001	0.5	1-2	-

Для выделения составляющей в общих максимальных оседаниях земной поверхности за счет водопонижения из выражения (1) были вычтены возможные максимальные оседания за счет влияния очистных горных работ по такой формуле:

$$\eta_{ov} = \eta_{oo} - \eta_{oz} \quad \text{или}$$

$$\eta_{ov} = \eta_{oo} - q_o m, \quad (4)$$

где η_{oo} - величины общих максимальных оседаний земной поверхности по результатам натуральных инструментальных наблюдений на наблюдательной станции по профильным линиям реперов в плоском дне мульды на момент окончания процесса сдвижения.

Для установления корреляционной зависимости величины максимальных оседаний за счет водопонижения η_{ov} , полученные через выражения (4), сопоставлялись с соответствующими расчетными значениями B_k , полученными по формуле (3) с учетом физико-механических свойств подработанного породного массива и величины водопонижения по гидрогеологическим скважинам (рис. 1,2).

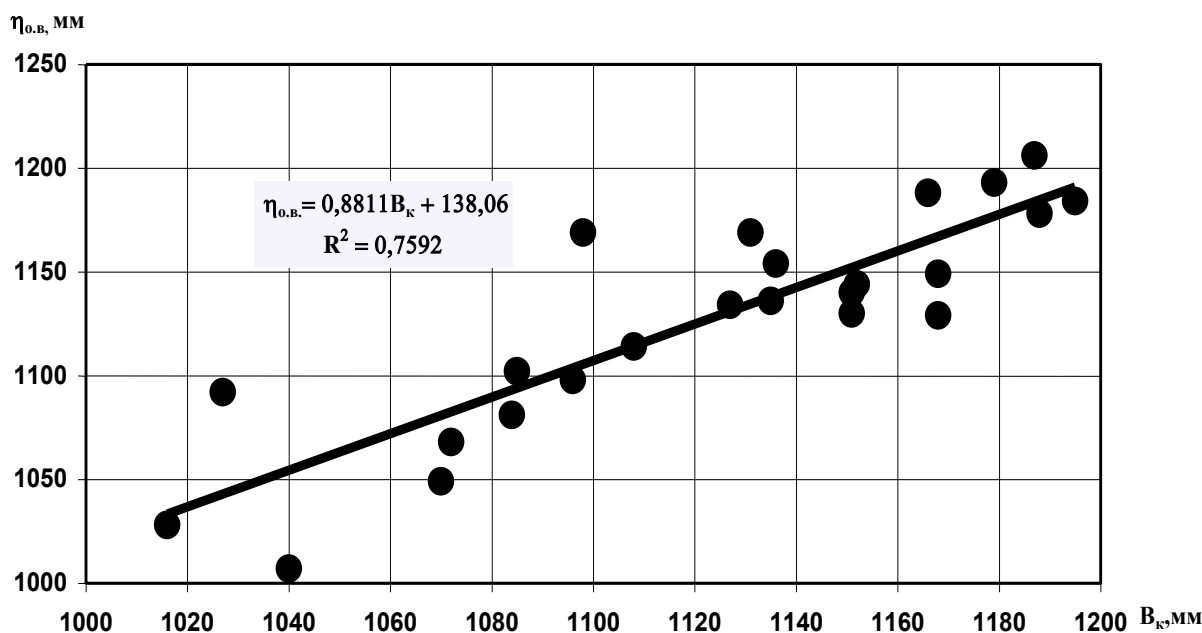


Рис. 1. График зависимости между прогнозируемыми и фактическими величинами оседаний по наблюдательной станции №2

В камеральную обработку были включены величины оседаний по 24 рабочим реперам по профильной линии №2 наблюдательной станции №2 и 43 реперам по профильной линии №1 наблюдательной станции №4. Расстояния между рабочими реперами наблюдательных станций – 10 м.

Анализ факторов, влияющих на величины оседаний B_k , показал, что из пород, слагающих толщу, наиболее подвержены процессу сжимаемости красно-бурые глины, мощность которых весьма значительна (в среднем около 11 м).

Величина сжимаемости этого породного слоя может достигать от 150 до 650 мм, доля оседаний от сжимаемости красно-бурых глин может составлять от 46 до 50% от общего максимального оседания за счет водопонижения.

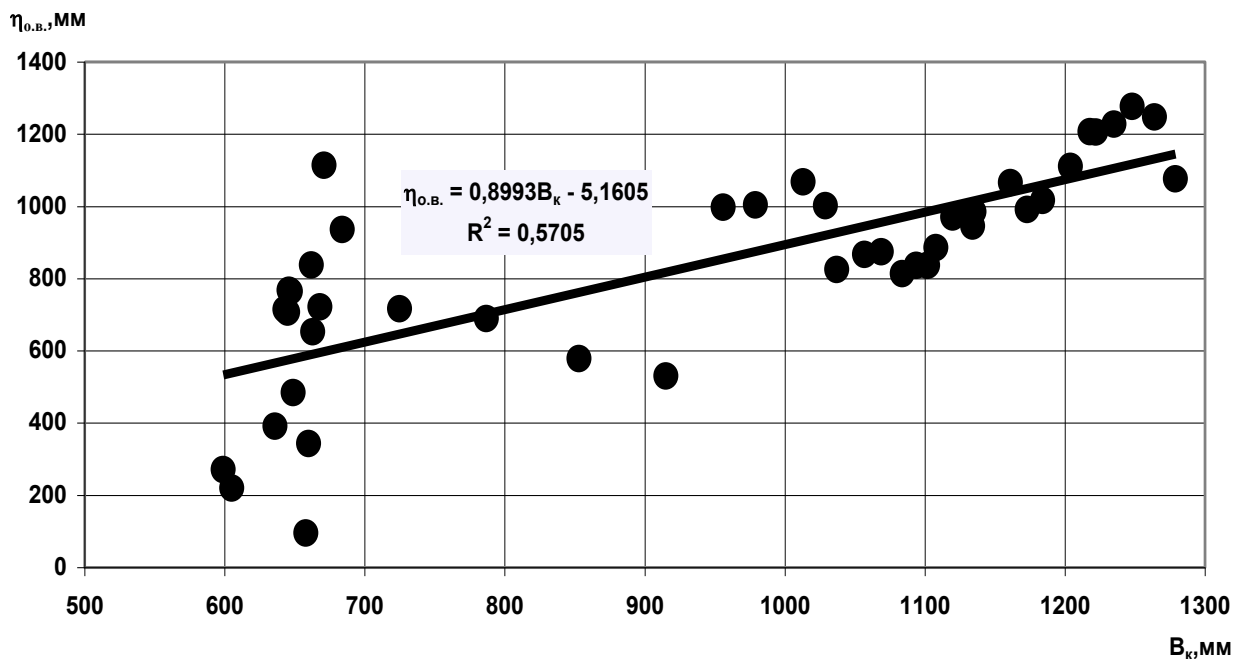


Рис. 2. График зависимости между прогнозируемыми и фактическими величинами оседаний по наблюдательной станции №4

Анализ результатов выполненных исследований позволяет сделать следующие выводы:

1. Процесс сдвижения земной поверхности, вызванный очистными горными работами и водопонижением, имеет свои отличительные особенности и закономерности.

2. Подрабатываемая породная толща при снижении уровней водоносных горизонтов подвергается дополнительным деформациям. Величины вертикальных сдвижений вследствие водопонижения могут быть весьма значительны (до 1 м и более).

3. Наиболее подвержены сжатию красно-бурые глины, мощность которых на территории Грушевско-Басанского участка месторождения около 11 м. Величина сжимаемости этих пород может достигать 150-650 мм.

4. Предложенные формулы по расчету вертикальных сдвижений земной поверхности при водопонижении хорошо согласуются с результатами натуральных наблюдений на наблюдательных станциях. Учет фактора явления водопонижения позволяет повысить точность прогнозируемых сдвижений и деформаций земной поверхности при решении вопросов подработки различных объектов и выбора мер их охраны.

Литература

1. Авершин С. Г. Расчет деформаций массива горных пород под влиянием подземных разработок. Л.: ВНИМИ, 1960. - 87с.
2. Земисев В. Н. Расчет деформаций горного массива. М.: Недра, 1973. – 144с.

3. Лисица И. Г., Антипенко Г. А., Гаврюк Г. Ф. Особенности процесса сдвижения земной поверхности при разработке Никопольского месторождения. В сб.: Разработка месторождений полезных ископаемых. Вып. 91, К.: Техника, 1992. - 88с.

4. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на Никопольском марганцевом месторождении// Днепропетровский горный институт. – Днепропетровск, 1985. – 36с.

5. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом/ Мінпаливенерго України. – К.: ТОВ “АЛАН”, 2004. – 128 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Парчевским Л.Я.
Поступила в редакцию 16.03.05*

УДК 622.1:622.834

© В.А. Назаренко, А.С. Кучин

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ В МУЛЬДЕ СДВИЖЕНИЯ НАД ДВИЖУЩИМСЯ ОЧИСТНЫМ ЗАБОЕМ

Исследовано распределение вертикальных сдвижений и деформаций земной поверхности в динамической мульде в условиях Западного Донбасса. Установлены закономерности их изменения в главных сечениях мульды.

Досліджено розподіл вертикальних зрушень та деформацій земної поверхні у динамічній мульді в умовах Західного Донбасу. Встановлені закономірності їх зміни у головних перерізах мульди.

For conditions of Western Donbass the allocation of subsidence and vertical deformations of a surface in dynamic subsidence trough is investigated. The laws of their variation in major sections of subsidence trough are established.

Краткий обзор состояния изученности вопроса и постановка цели исследований.

Влияние подземных разработок угольных пластов на горные породы и земную поверхность изучалось специалистами практически на всех месторождениях. В результате выявлена физическая сущность процессов, происходящих в горном массиве и на поверхности, установлены общие закономерности формирования области влияния, разработаны различные способы прогнозирования деформаций поверхности и их воздействия на здания и сооружения. Но вопросы сдвижения земной поверхности не утратили своей актуальности. Наоборот, возникают новые проблемы, связанные с изменением технологии и условий ведения горных работ, вовлечением в разработку запасов под застроенными территориями и на участках пластов со сложной геологией.

Методики прогнозирования влияния подземных разработок на угольных месторождениях, положенные в основу нормативных документов [1, 2], приемлемы для условий закончившегося процесса сдвижения земной поверхности и для главного сечения динамической мульды в направлении подвигания очист-

ного забоя. В последнем случае рассчитываются только максимальные значения сдвижений и деформаций. Подрабатываемые объекты в подавляющем большинстве случаев оказываются в зонах влияния движущегося фронта очистных работ вне главных сечений. Применение методик [1, 2] в этих областях зоны влияния выработки становится неэффективным по причине значительных погрешностей. Современные аналитические методы расчета [3] позволяют прогнозировать сдвигения земной поверхности практически для любых условий, но для проверки их соответствия реальным условиям не существует достаточной экспериментальной базы.

Целью представленных ниже исследований является установление закономерностей изменения вертикальных деформаций земной поверхности, оказывающих влияние на подрабатываемые здания и сооружения, в зависимости от условий выемки угольных пластов на шахтах Западного Донбасса, а именно – от размеров очистной выработки и глубины разработки.

Методика исследований и их результаты.

Выполненные нами исследования [4] указывают, что распределение вертикальных деформаций в главных сечениях динамической мульды, а, следовательно, и в мульде в целом, зависит от отношения величины $(D - d_{\text{ш}})$ к глубине разработки H . Такая закономерность отвечает общепринятым представлениям о влиянии очистных горных работ на земную поверхность [5, 6]. В действующей методике прогнозирования сдвижений и деформаций земной поверхности [1] величину $(D - d_{\text{ш}})$ принято обозначать D_p . Если воспользоваться этим обозначением, то максимальный наклон поверхности динамической мульды в главном сечении по направлению движения очистного забоя (обозначим его как $i_{m \text{ ГС1}}$) определится выражением

$$i_{m \text{ ГС1}} = i_0 \cdot n_1 \cdot n_2, \quad (1)$$

где i_0 – максимальный наклон в базовом сечении при полной подработке [7, 8]

$$i_0 = 1,11 \frac{m}{H}; \quad n_1 = \frac{\sqrt{2}}{1 + 0,45 \frac{D_p}{H} \sqrt{1,84 \frac{H}{D_p} - 1}}; \quad n_2 = \frac{2}{1 + 0,92 \frac{H}{D_p}}.$$

В выражении (1) должны соблюдаться следующие условия:

– значения коэффициента n_1 изменяются в диапазоне $1 \leq n_1 \leq 1,1$, что соответствует значениям $0,92 \leq (D_p / H) \leq 1,57$;

– коэффициент n_2 принимает значения $n_2 < 1$ при $(D_p / H) < 0,92$.

В главном сечении вкост подвигания очистного забоя максимальный наклон $i_{m \text{ ГС2}}$ поверхности мульды находится по формуле

$$i_{m \text{ ГС2}} = i_0 \cdot n_3 \cdot n_4, \quad (2)$$

где $n_3 = \frac{1}{0,41 + 0,32 \frac{D_p}{H}}$ при $0,92 \leq (D_p / H) \leq 1,57$ и $1,1 \leq n_3 \leq 1,42$;

$$n_4 = \frac{2}{1 + 0,37 \frac{H}{D_p}} \text{ при } (D_p / H) < 0,92 \text{ и } n_4 < 1,42.$$

Если в формулах (1) и (2) ввести общее обозначение n для коэффициентов при i_0 , то приведенные зависимости примут вид

$$i_{m \text{ ГС1}} = i_0 \cdot n,$$

$$i_{m \text{ ГС2}} = i_0 \cdot n.$$

Значения коэффициентов n находятся из графиков на рис. 1.

Из анализа графиков на рис. 1 следует, что наименьшие значения максимальных наклонов наблюдаются в базовом сечении динамической мульды. График максимальных наклонов базового сечения (пунктирная линия) на участке $БД$ соответствует полной подработке земной поверхности и неизменному значению максимального наклона i_0 .

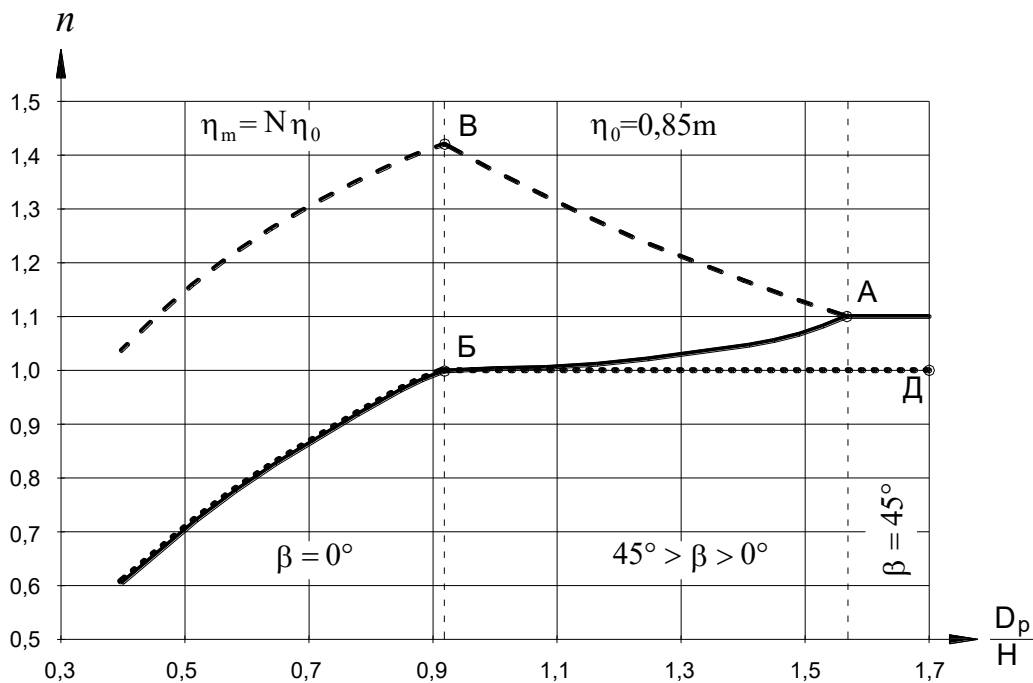


Рис. 1. Графики зависимости коэффициентов n от отношения (D_p / H) :

- – базовое сечение;
- – главное сечение по направлению движения забоя;
- - - - - – главное сечение вкрест направления движения забоя

Положение базового сечения в динамической мульде относительно направления движения забоя, соответствующее участку $БД$, определяется углом $0^\circ < \beta < 45^\circ$. При достижении значения $\beta = 0^\circ$ максимальный наклон в базовом сечении уменьшается – участок графика левее точки $Б$. Этот участок соответствует условию неполной подработки земной поверхности.

График максимальных наклонов в главном сечении динамической мульды по направлению движения очистного забоя (сплошная линия) на участке

правее точки A совпадает с соответствующим участком графика максимальных наклонов в главном сечении вкрест подвигания забоя (пунктирная линия); максимальные наклоны постоянны, а угол $\beta = 45^\circ$. Этот участок соответствует образованию в динамической мульде плоского дна. На участке AB максимальные наклоны уменьшаются до значения i_0 и в т. B график совпадает с кривой максимальных наклонов в базовом сечении.

Максимальные наклоны в главном сечении вкрест подвигания забоя при изменении β от 0° до 45° (участок AB) увеличиваются до наибольшего значения (т. B), соответствующего моменту достижения углом β значения 0° . Далее наступает неполная подработка земной поверхности, и значения максимальных наклонов уменьшаются. На участках графиков максимальных наклонов в главных сечениях, соответствующих неполной подработке и расположенных на рис. 1 левее точек B и B наблюдается практически постоянное превосходство наклонов главного сечения вкрест подвигания забоя по отношению к наклонам сечения по направлению движения забоя. Величина разности максимальных наклонов этих сечений равняется $0,44 i_0$.

На рис. 1 вертикальная линия, проходящая через точки B и B определяет переход от полной подработки земной поверхности к неполной подработке. Обозначим соответствующее этой линии значение $(D_p / H) = 0,92$ как (D_0 / H_0) .

Значения D_p , D_0 и H_0 для различных глубин H и размеров очистной выработки D могут быть определены из графиков на рис. 2.

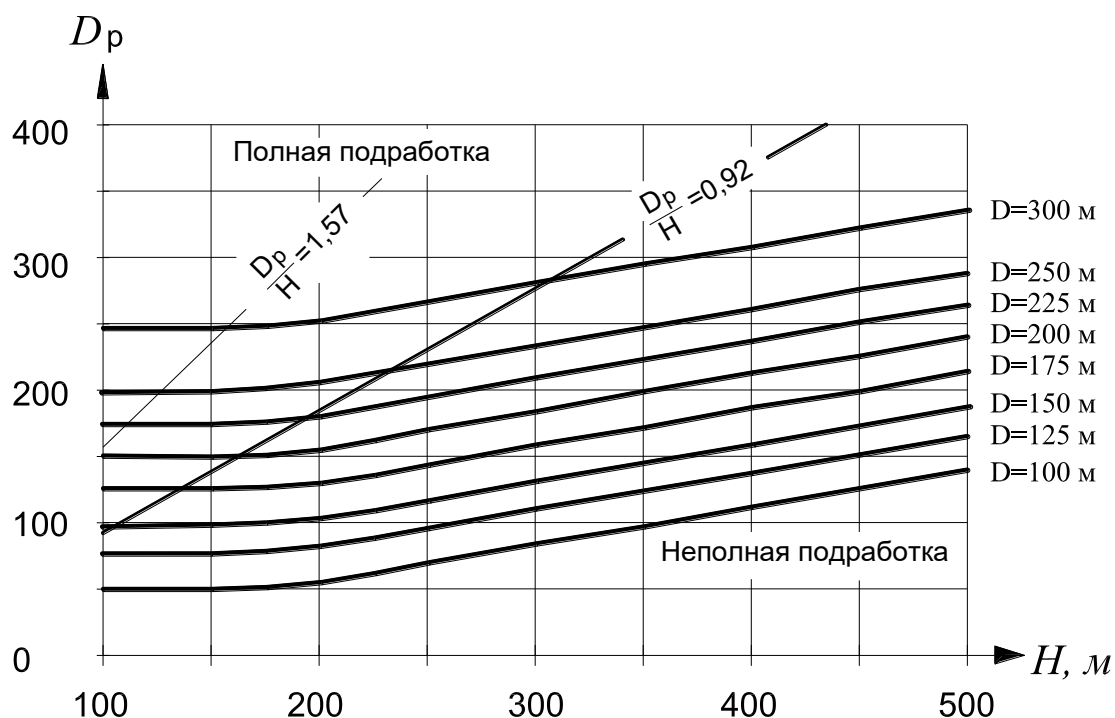


Рис. 2. Графики значений D_p и H_0

Аналитическими исследованиями установлено, что значения коэффициентов n при полной подработке земной поверхности (отрезки кривых AB и AB на рис. 1) описывается степенной функцией

– для главного сечения по направлению движения забоя

$$n = 0,25 \left(\frac{D_p}{H} - \frac{D_0}{H_0} \right)^{2,41} + 1;$$

– для главного сечения вкrest подвигания забоя

$$n = \left(\frac{D_p}{H} - 0,25 \frac{D_0}{H_0} \right)^{-0,48} + 0,225.$$

При неполной подработке участки графиков, расположенные на рис. 1 левее точек *B* и *B* описываются логарифмической функцией

– для главного сечения по направлению движения забоя

$$n = 0,5 \ln \frac{D_p}{H} + \sqrt{\frac{H_0}{D_0}};$$

– для главного сечения вкrest подвигания забоя

$$n = 0,5 \ln \frac{D_p}{H} + \sqrt{2 \frac{H_0}{D_0}}.$$

С учетом значения $(D_0 / H_0) = 0,92$ приведенные выше зависимости примут вид, соответственно:

$$n = 0,25 \left(\frac{D_p}{H} - 0,92 \right)^{2,41} + 1;$$

$$n = \left(\frac{D_p}{H} - 0,23 \right)^{-0,48} + 0,225;$$

$$n = 0,5 \ln \frac{D_p}{H} + 1,04;$$

$$n = 0,5 \ln \frac{D_p}{H} + 1,47.$$

Приведенные зависимости однозначно указывают, что вертикальные деформации в динамической мульде определяются значениями и соотношением глубины разработки и длины лавы.

Выводы.

На основании выполненных исследований и сопоставления их результатов с данными натурных наблюдений установлены следующие закономерности распределения вертикальных сдвижений и деформаций земной поверхности в динамической мульде в ее главных сечениях:

– зависимость максимальных вертикальных деформаций от длины лавы и глубины разработки угольного пласта;

– условия полной и неполной подработки земной поверхности в условиях Западного Донбасса;

– соотношение сдвижений и деформаций земной поверхности в главных сечениях мульды сдвижения по направлениям подвигания и вкрест подвигания очистного забоя.

В отличие от известных закономерностей, характеризующих процесс сдвижения в плоском вертикальном сечении по направлению движения очистного забоя, полученные нами зависимости отражают общее геометрическое строение мульды сдвижения по всей ее площади и позволяют оценивать параметры сдвижения в любой ее точке и в любом направлении.

Литература

1. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. Галузевий стандарт. – Київ: Мінпаливенерго України, 2004. – 127 с.

2. Временные технические условия по охране сооружений и природных объектов от влияния подземных горных разработок. КД 12.00159226.013–95/ – Донецк: Министерство угольной промышленности Украины, 1995.

3. Гавриленко Ю.Н., Петрушин А.Г. Численное моделирование процессов сдвижения массива горных пород и земной поверхности методом конечных элементов в объемной постановке //Физико-технические проблемы горного производства / Сб. тр. – Донецк: ООО "Лебедь", 2001. – Вып. 3. – С. 12-25.

4. В.А. Назаренко. Распределение вертикальных сдвижений и деформаций в главных сечениях динамической мульды / Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 6. – С. 13-15.

5. Авершин С.Г. Сдвижение горных пород при подземных разработках. – М.: Углетехиздат, 1947. – 245 с.

6. Сдвижение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений /Акимов А.Г., Земисев В.Н., Кацнельсон Н.Н. и др. – М.: Недра, 1970. – 224 с.

7. В.А. Назаренко. Геометрия поверхности мульды сдвижения при неполной подработке земной поверхности в западном донбассе // Зб. наук. праць / НГА України. – Дніпропетровськ. - 2003. – №17. – т. 1. – С. 459-461.

8. Назаренко В.А. Аналитическое описание вертикальных сдвижений и деформаций земной поверхности над движущимся очистным забоем в условиях западного донбасса / Наукові праці ДонНТУ: Серія гірничо-геологічна. - Вип. 62. – Донецьк, ДонНТУ, 2003. – С. 135-143.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Шашенко А.Н.
Поступила в редакцию 19.04.05*

УДК 622.271.03

© В.И. Симоненко, А.А. Бондаренко

ВЫБОР СПОСОБА ОТРАБОТКИ ОБВОДНЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПЕСКОВ

Обоснована рациональность применения технологической схемы разработки обводненных месторождений песков плавучими земснарядами.

Обґрунтована раціональність застосування технологічної схеми розробки обводнених родовищ пісків плавучими земснарядами.

Rationality of application of sands extraction from deposits subjacent static water level technological chart by floating hydraulic dredgers is grounded.

Многие месторождения строительных, формовочных, стекольных песков в Украине в значительной степени обводнены. Примером могут служить Александровское, Галициновское, Афанасьевское, Балабановское, Трихатское (Николаевская обл.), Малиновское, Чугуевское, Новоселовское (Харьковская обл.), Вольногорское (Днепропетровская обл.) и другие месторождения. Технология отработки таких полезных ископаемых может быть реализована при применении экскаваторного и гидромеханизированного способов их выемки. Последний способ в свою очередь разделяется на отработку гидромониторно-землесосными установками и плавучими землесосными снарядами.

Выбор наиболее эффективного способа отработки таких месторождений в сложных гидрогеологических условиях всегда представлял важную научно-исследовательскую задачу, поскольку результаты ее решения существенно влияют на применяемые технологические схемы разработки, их параметры и технико-экономические показатели. В этой связи целью наших исследований явилось обоснование рационального способа разработки сложноструктурных месторождений песков на основе использования сравнительного анализа их по технологическим факторам (селективности выемки, попутного обогащения сырья, водоотлива и дренажа) и экономическим показателям (затратам на добычу единицы полезного ископаемого). Задачей данных исследований было также установление очередности блочной разработки залежей и обоснование технологических параметров выемки песка на примере Балабановского месторождения, которое характеризуется не только большой водообильностью, но и неоднородностью минералогического состава (засоренностью) залежи по всей мощности полезного ископаемого. Исходя из этих задач, определились методы исследования: метод вариантов – при выборе способа отработки; аналитический – для установления технологических параметров и экономического анализа себестоимости добычи песков.

При выборе рационального из способов следует учитывать их преимущества и недостатки. Экскаваторный способ, как наиболее универсальный, позволяет производить горные работы с валовой и селективной выемкой пород на одном фронте уступа или в нескольких забоях, разделенных по высоте и фронту уступов. Однако, в условиях разработки песков с примесью глин необходимо предусмотреть их обогащения. При выемке песков двумя уступами необходимо проводить дренажные работы по понижению уровня подземных вод. В этом случае положение депрессионной воронки подземных вод поддерживается ниже рабочих площадок на 0,7...1,0 м. Наряду с затратами на дренажные работы здесь необходимо также учитывать издержки, которые предприятие будет нести в связи с нарушением гидрогеологического режима на прилегающих к карьере территориях.

Разработка месторождений песков гидромониторно-землесосными установками часть отмеченных выше недостатков исключает. Например, в процессе размыва, гидротранспортирования и складирования большую часть глинистых взвесей можно отделить от добываемого песка. При такой технологии разработки для выемки полезного ископаемого из толщи залежи, которая располага-

ется ниже статического уровня подземных вод, требуется выполнение дренажных работ по понижению указанного уровня.

При отработке месторождений указанных полезных ископаемых плавучими земснарядами большинство отмеченных недостатков отсутствует. Так в процессе выемки полезного ископаемого осуществляется промывка (обогащение) песков. При рациональном выборе земснаряд обеспечивает добычу песков как с подводной так и с надводной частей месторождения. Так же не требуется выполнение специальных дренажных работ, и отсутствуют нарушения гидрологического режима на прилегающих к месторождению территориях. Приведенные преимущества свидетельствуют о целесообразности применения способа разработки обводненных месторождений песков плавучими земснарядами. Окончательный же выбор способа разработки следует производить по критерию себестоимости добычи 1 м³ песка.

Анализ трех технологических схем выполним на примере Балабановского месторождения строительных песков. Оно расположено на левом берегу Бугского лимана в 2-х км к юго-западу от с. Балабановка Жовтневого района Николаевской области. Месторождение приурочено к 1-ой надпойменной террасе р.Ю.Буг [1]. Абсолютные отметки поверхности террасы колеблются от 0,4 до 7-8 м. Ее поверхность почти полностью сnivelирована хозяйственной деятельностью человека.

Гидросеть в районе месторождения представлена р. Южный Буг, которая при впадении в Черное море образует широкий пресноводный Бугский лиман. Ширина лимана в районе Балабановского месторождения 2-2,5 км. Значительных колебаний уровня воды в лимане не наблюдается.

Полезное ископаемое представлено аллювиальными отложениями 1-ой надпойменной террасы р.Южный Буг – песками кварцевыми разномышными, угловатоокатанными, глинистыми, в отдельных прослоях сильно, редко с примесью кварцевого гравия. Цвет песков желтовато-серый, серый, иногда буроватый. Нижняя часть толщи песков обводнена. в песках наблюдается редкие линзы песчаных глин, мощностью от 0,5 до 3,6 м, залегающие без определенной закономерности как по площади, так и в разрезе.

Кроме того, в песках наблюдаются (преимущественно в мелких фракциях) хальцедон, опал, ильменит, пироксен, гранат, турмалин, окиси и гидроокиси. Форма зерен песка угловатая, поверхность зерен шероховатая. Пески Балабановского месторождения отвечают требованиям ГОСТ 8736-85 по модулю крупности и полному остатку на сите 0,63 и относятся к группе очень мелких и мелких.

Анализ гранулометрического состава песков показал, что сухие и обводненные пески идентичны. По содержанию частиц, проходящих через сито 0,16 мм и по содержанию глинистых и пылеватых частиц песка не удовлетворяют требованиям стандарта. Модуль крупности 54% проб от 1,5 до 2,0 и в 39% - от 1,0 до 1,6. Полный остаток на сите 0,63 в 72% проб менее 20%. Содержание частиц менее 0,16 в 50% проб составляет свыше 20% и в 23% проб от 15 до 20%. Содержание глинистых и пылевидных частиц в 83% проб свыше 7%.

Таким образом, природные пески не отвечают требованиям ГОСТ 8736-85 «Песок для строительных работ» и ГОСТ 10268-80 «Бетон тяжелый» и требуют обязательного обогащения.

В гидрологическом отношении Балабановское месторождение благоприятное для отработки его земснарядом. На месторождении выявлен водоносный горизонт первой надпойменной террасы. Данный горизонт приурочен к нижней части аллювиальных отложений. Водоупором служат Мэотические глины. Глубина залегания уровня подземных вод от 3,4 до 12,2 м, абсолютные отметки от +4,9 м до +1,13 м. Статический уровень находится на отметке +3,0 м. Мощность водоносного горизонта колеблется от 2,9 до 15,8 м, составляя, в среднем, 10,1 м. Питание водоносного горизонта происходит за счет атмосферных осадков и подтока воды из нижележащего мэотического ненапорного водоносного горизонта.

Качество воды удовлетворительное. Минерализация 1-2 г/л. Химический состав воды пестрый – от гидрокарбонатно-сульфатно-натриевой до хлоридно-сульфатно-натриевой.

Средняя мощность песков 17,9 м, в том числе сухие – 7,8 м и обводненные – 10,1 м. К вскрышным породам отнесены породы почвенно-растительного слоя средней мощностью 0,6 м. Пустые глинистые породы залегают в виде прослоек редких линз мощностью 0,5 – 3,6, средняя 0,4 м. Геологический коэффициент вскрыши 0,02 м³/м³, промышленный – 0,01 м³/м³.

В таблице приведены расчетные затраты на добычу песков с применением различных технологических схем его выемки. Исходя из расчетных данных следует, что затраты при способе разработки плавучими земснарядами в 1,015 – 1,401 раза меньше чем при разработке с использованием других рассмотренных технологических схем выемки обводненного полезного ископаемого. При этом, весовая доля затрат приходится на дренажные работы и водоотлив (18...18,7%). С учетом же издержек за нарушение гидрологического режима в районе прилегающем к месту добычи указанные затраты достигают 22...24%.

Технология гидромеханизированной разработки Балабановского месторождения песков плавучими земснарядами может быть реализована следующим образом. Вскрытие карьерного поля целесообразно осуществлять в его южной части у западной границы, путем проходки пионерного котлована для монтажа земснаряда (рис. 1). Отработка поля будет производиться 6-ю блоками с параллельными заходками (прорезями земснаряда). Сначала отрабатывается часть карьера вдоль восточной границы двумя блоками (1 и 2-ой блоки) длиной по 150 м и шириной около 80 м, состоящими из двух заходок (прорезей земснаряда), проходимых параллельно восточной границе карьера от южной к северной. Затем отрабатывается часть карьера вдоль северной границы двумя блоками (3 и 4-й блоки) длиной по 120 м и шириной около 100 м, состоящими из двух заходок (прорезей земснаряда), проходимых параллельно северной границе карьера от восточной к западной. Блок 5 длиной около 140 м и шириной около 100 м отрабатывается с севера на юг, он состоит из двух заходок (прорезей земснаряда), проходимых параллельно западной границе карьера от северной к южной. В конце эксплуатации посредством экскаватора драглайна с севе-

ра на юг обрабатывается блок 6 длиной около 140м и шириной около 100м, 14-ю параллельными заходками шириной около 10м (рис. 2), а также предохранительный целик одной заходкой с востока на запад.

Расчетная себестоимость добычи песков на Балабановском месторождении, грн/м³

Наименование затрат	Способы разработки		
	Экскаваторный	Гидромониторно-землесосными установками	Плавающими земснарядами
1. Материалы	0,438	0,094	0,073
2. Электроэнергия	0,015	2,583	1,243
3. Зарплата	1,848	1,626	1,236
4. Начисления на зарплату	0,38	0,325	0,467
5. Амортизация	2,845	1,256	1,234
6. ГСМ	3,003	0,015	3,006
7. Дренажные работы и водоотлив	2,0316	1,528	–
8. Рекультивация карьера	0,078	0,078	0,078
9. Прочие расходы	0,077	0,097	0,151
10. Цеховые расходы	0,553	0,553	0,553
Итого	11,269	8,155	8,041

Добычные работы производятся с помощью земснаряда, который подает разрабатываемую песчаную горную массу по рефулерному и стационарному пульпопроводам на карты намыва. При необходимости между рефулерным и стационарным пульпопроводами может быть установлена перекачивающая насосная станция. Подпитка водой котлована земснаряда производится за счет обратного водоснабжения, полученного после обезвоживания «хвостов» на картах намыва. Вскрышные породы, представленные почвенно-растительным слоем, разрабатываются бульдозером, складированы в бурты, из них погружаются экскаватором в автосамосвалы и доставляются для складирования во временных отвалах на свободных от разработки площадях. По мере отработки месторождения породы вскрыши используются для рекультивации нарушаемых горными работами земель.

Параметры системы разработки в соответствии с рекомендациями [2] приняты такими:

- 1) минимальные размеры пионерного котлована по дну: ширина – 20 м, длина – 40 м, глубина воды – 2,5 м;
- 2) общая минимальная высота забоя, обеспечивающая нормальную работу земснаряда – 3,2 м;
- 3) минимальная допустимая глубина разработки ниже уровня воды – 2,5 м;
- 4) оптимальная ширина прорези по урезу воды в водоеме – 26 м;
- 5) временный угол естественного откоса уступа земснаряда – 32 °.

Для ведения добычных работ рекомендован земснаряд ЗГМ-1-350А.

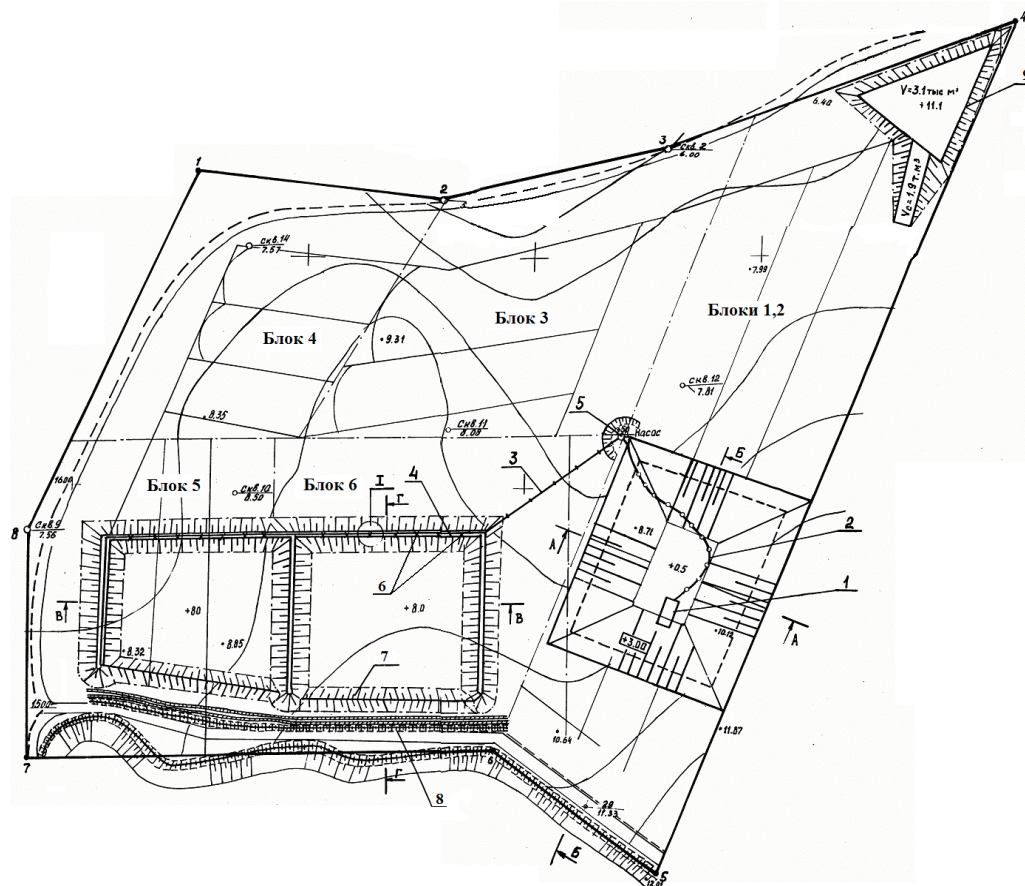


Рис. 1. Вскрытие и порядок отработки блоков Балабановского месторождения песков:

- 1 – землесосный снаряд ЗГМ-1-350А; 2 – плавучий пульпопровод Ду 325 мм;
- 3 – стационарный пульпопровод Ду 325 мм; 4 – площадка сливного пульпопровода;
- 5 – насос перекачивающий 1 ГрК 1600/50;
- 6 – сливные патрубки; 7 – дамба первичного обвалования;
- 8 – водоотводная канава; 9 – временный отвал вскрышных пород

Основным видом транспорта для перемещения добытой горной массы в пределах карьера является гидротранспорт. Транспортировке гидравлическим способом на проектируемом карьере подлежит горная масса от забоя до перекачивающей насосной станции или непосредственно до карт намыва, что зависит от применяемого для добычных работ земснаряда.

Наибольшее расстояние от забоя до сливных патрубков карт намыва, с запасом на нерациональную трассу укладки пульпопровода, составляет – 400 м.

Для складирования и обезвоживания добытых песков предусматривается устройство гидроотвала (карт намыва) (см. рис. 1). С учетом возможных объемов намываемого полезного ископаемого размер карты намыва можно принять 80×80 м при мощности слоя укладываемых пород 2 м. Строительство дамб карт намыва выполняется путем укладки пород, добытых при строительстве пионерного котлована, а их окончательное формирование производится бульдозером ДЗ-110 и экскаватором ЭО-5111 (см. рис. 1). Параметры дамбы обвалования принимаются следующими. При мощности укладываемого слоя пород

2 м высота дамбы составляет 3 м, ширина по верху 1,2 м. С учетом углов естественного откоса материала дамбы, объем пород необходимых для обвалования карт намыва составляет 12700 м³. Объем пород намываемых на карту намыва составляет 15040 м³, что соответствует запасу карьера по горной массе в 38 смен.

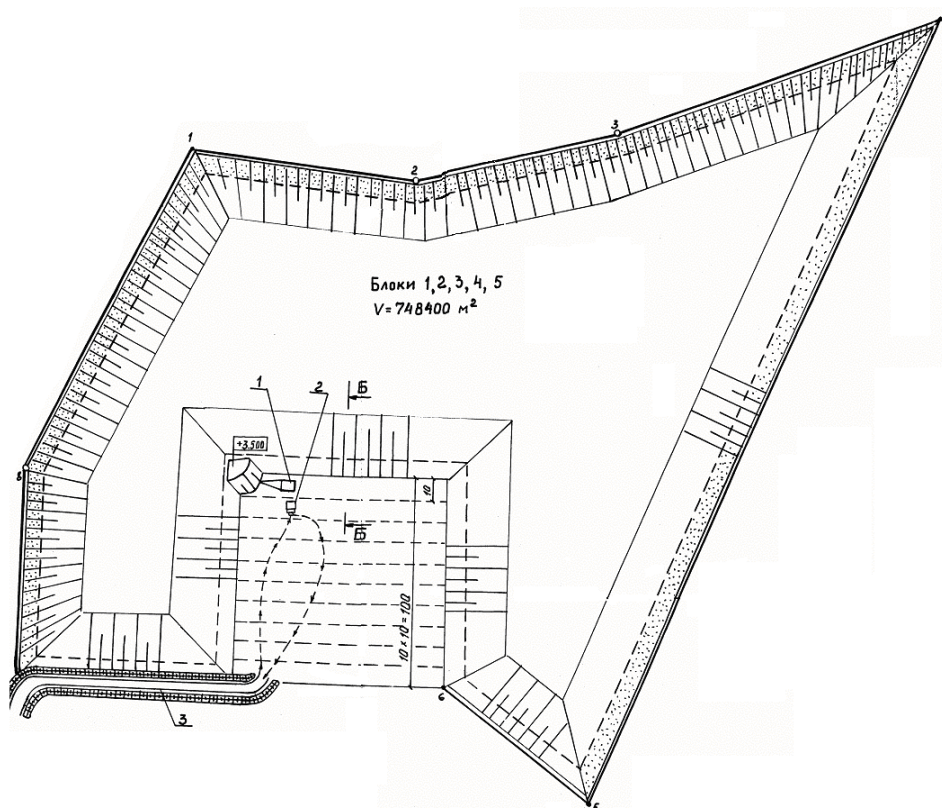


Рис. 2. Отработка блока 6 Балабановского месторождения песков:
 1 – экскаватор ЭО-5111; 2 – автосамосвал КамАЗ - 5511;
 3 – автомобильная дорога

Расчетом установлено, что частицы грунта $d_{cp} \geq 0,02\text{мм}$ будут осаждаться в отстойнике, а $d_{cp} < 0,02\text{мм}$ (пылеватые и глинистые частицы) будут вымываться потоком сливаемой из отстойника осветленной воды. Таким образом будет производиться обогащение добываемого песка от пылеватых и глинистых включений.

После полной отработки месторождения следует предусмотреть рекультивацию выработанного пространства. Так как уровень подземных вод в нем будет находиться на отметке +3.0 м, то выработанное пространство целесообразно использовать под водоем пресной воды. Горнотехническая рекультивация выполняется путем укладки вскрышных пород из временного отвала в северо-восточной торце карьерного поля на подводных откосах карьера. На этапе биологической рекультивации предусматривается посев полевых трав и кустарника на надводном откосе подсыпанного борта карьера.

В результате проведенных исследований установлена технологическая и экономическая целесообразность применения на шести крупных месторождениях песков юга Украины технологической схемы их отработки плавучими

земснарядами с попутным обогащением при выемке сырья и естественным обезвоживанием его на поверхностных картах намыва. Данные результаты позволяют переориентировать все горнодобывающие предприятия на гидравлический способ разработки песков, что в условиях Украины обеспечит эксплуатацию этих месторождений по экологоориентированной технологии. В развитии и усовершенствовании такой технологии состоит научная новизна предлагаемых выше результатов исследований.

На основе данных исследований НГУ разработан проект «Корректировка рабочего проекта разработки Балабановского месторождения песков», который принят ЗАО «Никстром» к внедрению.

Литература

1. Доразведка Балабановского месторождения строительных песков в Жовтневом районе Николаевской обл.: Топоплан.-ПГО «Крымгеология. Причерноморская ПСЭ», 1988.
2. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных предприятий: Л.- Стройиздат, 1977.-366с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. А.Ю. Дриженко
Поступила в редакцию 28.03.05*

УДК 622.28.044:622.831

© Г.І. Ларіонов, С.М. Павлишин, С.А. Головки, Ю.Ю. Буліч

ПРО НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНІЙ СТАН МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД У ОКОЛІ НАВАНТАЖЕНОГО ПО ОСІ АНКЕРА

У роботі розглянуто розв'язок просторової задачі теорії пружності по визначенню напружено-деформованого стану у околі частини шпура з закріпленим у ньому металополімерним анкером. Характер навантаження, який прийнято у задачі, відповідає умові роботи попередньо навантаженого анкера. Отримані графіки демонструють розподіл напружень у околі шпура для лінійного закону розподілення дотичних напружень.

В работе рассмотрено решение пространственной задачи теории упругости по определению напряженно-деформированного состояния в окрестности части шпура с установленным металлополимерным анкером. Характер принятого в задаче нагружения породного массива соответствует условию работы предварительно нагруженного анкера. Полученные графики демонстрируют распределение напряжений в окрестности шпура для линейного закона распределения касательных напряжений.

The paper is devoted to definition of the space stress-strain state near borehole part with resin-metal bolt caused with axes tensile loading. Stress-strain state results are presented in graphic views for linear shear stress distribution

Успішний світовий досвід використання анкерного кріплення у різноманітних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах показав, що воно є потужним технічним засобом для керування гірським тиском.

Практичний досвід, накопичений в Україні [1] за останні роки і у світі [2-3], підтвердив, що сучасне анкерне кріплення дозволяє суттєво зменшити або

зовсім усунути негативні наслідки, пов'язані з невинним погіршенням гірничо-геологічних умов викликаних збільшенням глибини розробки родовищ корисних копалин. Однак, свої основні технологічні властивості сучасний металополімерний анкер у повній мірі може проявити тільки при дотриманні достатньо жорстких вимог щодо технології його встановлення. В першу чергу це стосується виконання вимог нормативних документів до міцності закріплення та часу встановлення кожного анкера. Постановка анкера закінчується виконанням попереднього його навантаження. Аналіз стану справ з визначенням величини попереднього натягу анкера показав відсутність сталого погляду на цю проблему [2-3]. Думки на доцільність виконання цієї операції і на визначення їх величин розбігаються. Таким чином, проблема визначення величини попереднього навантаження анкера і її вплив на напружено деформований стан встановленого анкера є актуальною і безумовно підлягає ретельному вивченню.

Згідно з вимогами до технології встановлення анкера, попередній його натяг здійснюється за умов його фіксації лише на незначній частині шпура. Цей ефект досягнуто за рахунок використання ампул з фіксуючою речовиною з різним часом затвердження. Ампула з швидкостигнучою речовиною знаходиться у вершині шпура і при встановленні анкера формує так званий замковий елемент, який вступає в роботу при виконанні процедури попереднього натягу. Фіксує суміш, що заповнює весь інший простір між тілом анкера і стінкою шпура, знаходиться у желеподібному стані і не впливає на процес виконання попереднього натягу.

Зрозуміло, що при розгляданні задачі про визначення напружено-деформованого стану гірських порід у околі шпура, дія анкера на стінки шпура, у загальному випадку, еквівалентна дії нормальних та дотичних напружень, викликаних реакцією масиву на встановлений анкер. Величини нормальних та дотичних напружень можуть бути різними за величиною і можуть бути зумовленими як процесами довантаження при подальшому просуванні забою виробки, або процесами знеміцнення порід поблизу анкера.

Попередній натяг анкера має за мету ущільнення порід поблизу контуру виробки, притискання до поверхні виробки арматурних сіток та підхватів, створення умов негайного включення анкера до роботи. Крім того, попередній натяг зумовлює появу стискаючих напружень у породному масиві ще до моменту його остаточної фіксації. Наявність зони стискаючих напружень дозволяє залучати до роботи не тільки сам анкер, а що важливо, створює умови для сприйняття навантаження матеріалом самої гірської породи.

Режим осьового навантаження анкера може виникати за різних технологічних обставин. Так, наприклад, анкери часто використовуються для підвішування технологічного обладнання при монтажних роботах, в системах транспортування гірничої маси та вантажів. Таким чином, анкер, за цих обставин, також знаходиться під дією осьових сил, які обумовлюють появу їм пропорційних дотичних напружень на поверхні шпура.

Умовно схема закріплення окремого анкера зображена на рис. 1а. В гірській породі (1) виконується свердловина радіусом r_0 , на деякій частині якої анкер (2) кріпиться за допомогою спеціальної фіксуючої суміші (3). Довжина ділянки, на

якій фіксується анкер – $2l$. Для створення умов відсутності розшарування при-
 забійних шарів породи та для підготовки анкерної штанги до негайного сприй-
 няття навантаження, анкер попередньо навантажують осьовим зусиллям P .

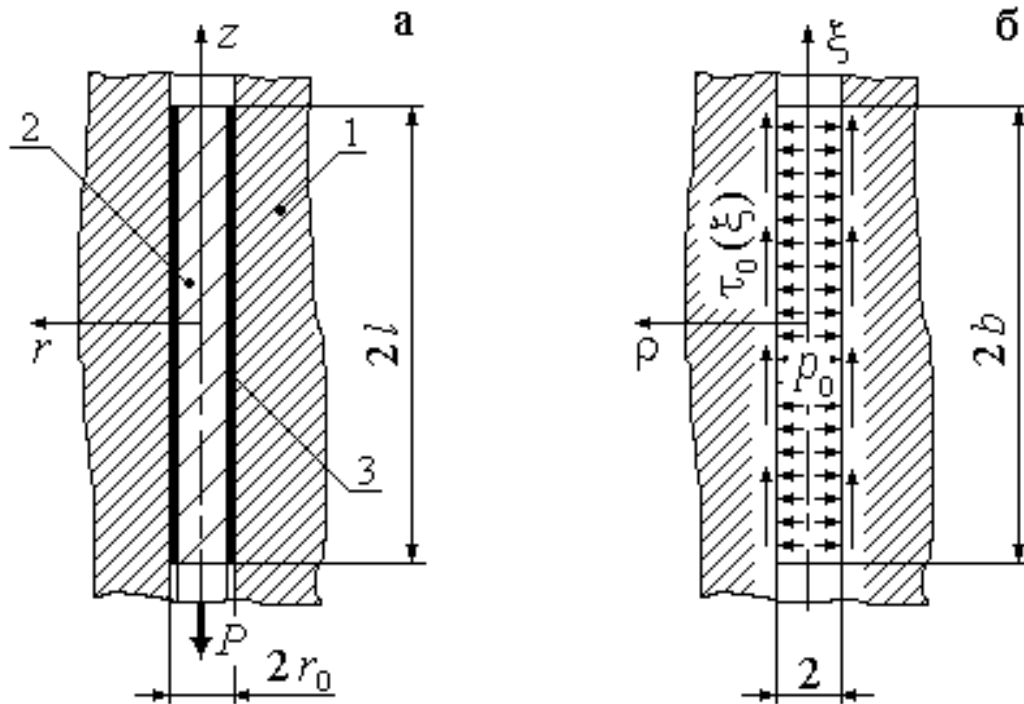


Рис. 1. Схема навантаження частини циліндричної свердловини встановленим анкером

Будемо вважати, що середовище є однорідним та ізотропним, а закріплення анкера здійснюється у глибині шпура на відстані, що значно перевищує його діаметр. Ці спрощення дають змогу розглядати модель середовища як пружний простір з достатньо довгим циліндричним отвором. З боку анкера на породу діє нормальне напруження, що є реакцією від дії на анкер гірського тиску, та дотичне напруження, яке виникає під дією натягу анкера. Нормальне напруження p_0 (рис. 1б) можна вважати величиною сталою, наприклад, пропорційною або рівною гірському тиску на певній глибині. Розтягуючі напруження $\sigma_z(\xi)$, як показують дослідження [4], суттєво змінюються по довжині анкера. Це дає підстави до висновків стосовно складного закону розподілення дотичних напружень по довжині зафіксованої частини анкера. Для встановлення дійсного розподілення дотичних зусиль, а відповідно і напружень по довжині анкера, необхідно проводити дослідження, які пов'язані з врахуванням сил тертя на поверхні контакту гірської породи і фіксуючої суміші. У першому наближенні розподіл напружень будемо приймати лінійним.

Дотичне напруження на поверхні порожнини визначимо як лінійну функцію осової координати:

$$\tau_0(\xi) = \frac{1}{2}[\tau_1(1 - \xi/b) + \tau_2(1 + \xi/b)],$$

де τ_1, τ_2 – дотичне напруження на початку та кінці ділянки, на якій зафіксовано анкер ($\tau_1 > \tau_2$). Узагальнюючи, припускаємо, що між ними виконується співвід-

ношення $\tau_1 = k\tau_2$, де k – деяка константа. Зрозуміло, що осьове навантаження передається на стінки свердловини у вигляді дотичних напружень. Крім того, величини τ_1 і τ_2 повинні задовольняти третьому закону Ньютона:

$$\pi r_0 l (\tau_1 + \tau_2) = P.$$

Розподіл напружень в околі анкера описується основними рівняннями теорії пружності, які в осесиметричному випадку мають вигляд [5-6]:

$$\begin{aligned} \mu \left(\nabla^2 U - \frac{U}{r^2} \right) + (\lambda + \mu) \frac{\partial}{\partial r} \left[\frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} (rU) + \frac{\partial W}{\partial z} \right] &= 0 ; \\ \mu \nabla^2 W + (\lambda + \mu) \frac{\partial}{\partial z} \left[\frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} (rU) + \frac{\partial W}{\partial z} \right] &= 0 . \end{aligned} \quad (1)$$

де U , W – відповідно радіальна та осьова компоненти вектора переміщення; μ , λ – коефіцієнти Ламе; r , z – циліндричні координати;

$$\nabla^2 = \frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2}{\partial \varphi^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2} \text{ – оператор Лапласа.}$$

Зробивши заміну змінних $\rho = r/r_0$, $\xi = z/r_0$, будемо шукати розв'язок рівнянь (1) у формі Папковича-Нейбера [5-7]:

$$\begin{aligned} U &= 4(1-\nu)B_r - \frac{\partial}{\partial \rho} (\rho B_r + \xi B_z + \frac{1}{r_0} B_0), \\ W &= 4(1-\nu)B_z - \frac{\partial}{\partial \xi} (\rho B_r + \xi B_z + \frac{1}{r_0} B_0), \end{aligned} \quad (2)$$

де B_0 – гармонічний скаляр, B_r , B_z – компоненти гармонічного вектора, які задовольняють рівнянням Лапласа:

$$\nabla^2 B_0 = 0, \quad \nabla^2 (B_r e^{i\varphi}) = 0, \quad \nabla^2 B_z = 0. \quad (3)$$

Крім того, гармонічні функції $B_0(\rho, \xi)$, $B_r(\rho, \xi)$, $B_z(\rho, \xi)$ повинні бути вибрані таким чином, щоб задовольняли граничним умовам:

$$\begin{aligned} \sigma_r \Big|_{\rho=1} &= \begin{cases} -p_0, & |\xi| \leq b; \\ 0, & |\xi| > b; \end{cases} \\ \tau_{rz} \Big|_{\rho=1} &= \begin{cases} -\tau_0(\xi), & |\xi| \leq b; \\ 0, & |\xi| > b, \end{cases} \end{aligned} \quad (4)$$

де σ_r , τ_{rz} – радіальний та дотичний компоненти тензору напружень, $b = l/r_0$ – відносна довжина зафіксованої ділянки, p_0 – тиск на стінки шпура, викликаний процесами дилатансії, розшарування та зсуву на глибині H .

При знаходженні часткових розв'язків, без втрати загальності задачі, можна прийняти $B_z = 0$. Функції B_r та B_0 представимо у формі:

$$B_r = R(\rho) e^{i\beta\xi}, \quad B_0 = r_0 Q(\rho) e^{i\beta\xi}, \quad (5)$$

де β – власний параметр, i – уявна одиниця.

Підставляючи функції (5) у формули (2), знаходимо вирази для компонент переміщень:

$$U = [(3 - 4\nu)R(\rho) - \rho R'(\rho) - Q'(\rho)]e^{i\beta\xi},$$

$$W = -[\rho R(\rho) + Q(\rho)]i\beta e^{i\beta\xi}.$$

Згідно з законом Гука вирази для напружень мають вид:

$$\sigma_r = 2\mu \left(\frac{\nu\theta}{1-2\nu} + \frac{\partial U}{\partial r} \right), \quad \sigma_\varphi = 2\mu \left(\frac{\nu\theta}{1-2\nu} + \frac{U}{r} \right),$$

$$\sigma_z = 2\mu \left(\frac{\nu\theta}{1-2\nu} + \frac{\partial W}{\partial z} \right), \quad \tau_{rz} = \mu \left(\frac{\partial U}{\partial z} + \frac{\partial W}{\partial r} \right),$$

де θ – об'ємне розширення, яке в циліндричних координатах виражається слідуочим чином:

$$\theta = \frac{\partial U}{\partial r} + \frac{U}{r} + \frac{\partial W}{\partial z} \quad \text{або} \quad \theta = \frac{2(1-2\nu)}{r_0} \left(R'(\rho) + \frac{R(\rho)}{\rho} \right),$$

а вирази для напружень запишуться в вигляді:

$$\sigma_r = \frac{2\mu}{r_0} \left[\left(\frac{2\nu-1}{\rho} - \beta^2\rho \right) R(\rho) + (3-2\nu)R'(\rho) - \beta^2 Q(\rho) + \frac{1}{\rho} Q'(\rho) \right] e^{i\beta\xi};$$

$$\sigma_z = \frac{2\mu}{r_0} \left[\left(\frac{2\nu}{\rho} + \beta^2\rho \right) R(\rho) + 2\nu R'(\rho) + \beta^2 Q(\rho) \right] e^{i\beta\xi};$$

$$\sigma_\varphi = \frac{2\mu}{r_0} \left[\frac{3-2\nu}{\rho} R(\rho) + (2\nu-1)R'(\rho) - \frac{1}{\rho} Q'(\rho) \right] e^{i\beta\xi};$$

$$\sigma_{rz} = \frac{2\mu}{r_0} [(1-2\nu)R(\rho) - \rho R'(\rho) - Q'(\rho)] i\beta e^{i\beta\xi}.$$
(6)

Обмежені на нескінченності розв'язки, $R(\rho)$, $Q(\rho)$ мають вигляд:

$$R(\rho) = CK_1(\beta\rho), \quad Q(\rho) = DK_0(\beta\rho),$$

де $K_0(\beta\rho)$, $K_1(\beta\rho)$ – модифіковані функції Ганкеля, а C і D – довільні сталі. Тоді вирази для напружень (6) у дійсній формі набудуть вигляду:

$$\sigma_r = -\frac{2\mu}{r_0} \left[\left((3-2\nu)\beta K_0(\beta\rho) + \left(4(1-\nu)\frac{1}{\rho} + \beta^2\rho \right) K_1(\beta\rho) \right) C + \right. \\ \left. + \beta \left(\beta K_0(\beta\rho) + \frac{1}{\rho} K_1(\beta\rho) \right) D \right] (f \cos \beta\xi + g \sin \beta\xi);$$

$$\sigma_\varphi = \frac{2\mu}{r_0} \left[\left((1-2\nu)\rho K_0(\beta\rho) + 4(1-\nu)\frac{1}{\rho} K_1(\beta\rho) \right) C + \frac{\beta}{\rho} K_1(\beta\rho) D \right] (f \cos \beta\xi + g \sin \beta\xi);$$

$$\sigma_z = \frac{2\mu}{r_0} \left[\left(\beta^2\rho K_1(\beta\rho) - 2\nu\beta K_0(\beta\rho) \right) C + \beta^2 K_0(\beta\rho) D \right] (f \cos \beta\xi + g \sin \beta\xi);$$

$$\tau_{rz} = \frac{2\mu}{r_0} \left[\left(\beta\rho K_0(\beta\rho) + 2(1-\nu)K_1(\beta\rho) \right) C + \beta K_1(\beta\rho) D \right] \beta (g \cos \beta\xi - f \sin \beta\xi),$$

де f , g – довільні сталі.

В формулах (7) враховано правила диференціювання модифікованих функцій Ганкеля:

$$K'_0(\beta\rho) = -\beta K_1(\beta\rho), \quad K'_1(\beta\rho) = -\beta K_0(\beta\rho) - K_1(\beta\rho)/\rho.$$

Граничні умови (4) представимо інтегралом Фур'є:

$$\sigma_r(\xi)|_{\rho=1} = -\frac{2p_0}{\pi} \int_0^\infty \cos\beta\xi \cdot \frac{\sin\beta b}{\beta} d\beta;$$

$$\tau_{rz}(\xi)|_{\rho=1} = -\frac{1}{\pi} \int_0^\infty [a_1(\beta) \cos\beta\xi + a_2(\beta) \sin\beta\xi] \cdot \frac{d\beta}{\beta};$$

$$a_1(\beta) = (\tau_1 + \tau_2) \sin\beta b, \quad a_2(\beta) = -(\tau_1 - \tau_2) \left(\frac{\sin\beta b}{\beta b} - \cos\beta b \right).$$

Загальний розв'язок, виражений в формі інтегралів Фур'є, буде являти собою суму розв'язків, зумовлених дією окремо нормального і дотичного напружень:

$$\sigma_r = -\frac{2}{\pi} \int_0^\infty \left[\left((3-2\nu)K_0(\beta\rho) + \left(4(1-\nu) \frac{1}{\beta\rho} + \beta\rho \right) K_1(\beta\rho) \right) \times \right. \\ \left. \times ((C_1 p_0 \sin\beta b - C_2 a_2(\beta)) \cos\beta\xi + C_2 a_1(\beta) \sin\beta\xi) + \right. \\ \left. + \left(\beta K_0(\beta\rho) + \frac{1}{\rho} K_1(\beta\rho) \right) ((D_1 p_0 \sin\beta b - D_2 a_2(\beta)) \cos\beta\xi + D_2 a_1(\beta) \sin\beta\xi) \right] d\beta,$$

$$\sigma_\varphi = \frac{2}{\pi} \int_0^\infty \left[\left((1-2\nu) \frac{\rho}{\beta} K_0(\beta\rho) + 4(1-\nu) \frac{1}{\beta\rho} K_1(\beta\rho) \right) \times \right. \\ \left. \times ((C_1 p_0 \sin\beta b - C_2 a_2(\beta)) \cos\beta\xi + C_2 a_1(\beta) \sin\beta\xi) + \right. \\ \left. + \frac{1}{\rho} K_1(\beta\rho) ((D_1 p_0 \sin\beta b - D_2 a_2(\beta)) \cos\beta\xi + D_2 a_1(\beta) \sin\beta\xi) \right] d\beta,$$

$$\sigma_z = \frac{2}{\pi} \int_0^\infty \left[(\beta\rho K_1(\beta\rho) - 2\nu K_0(\beta\rho)) \times \right. \\ \left. \times ((C_1 p_0 \sin\beta b - C_2 a_2(\beta)) \cos\beta\xi + C_2 a_1(\beta) \sin\beta\xi) \right. \\ \left. + \beta K_0(\beta\rho) ((D_1 p_0 \sin\beta b - D_2 a_2(\beta)) \cos\beta\xi + D_2 a_1(\beta) \sin\beta\xi) \right] d\beta,$$

$$\tau_{rz} = \frac{2}{\pi} \int_0^\infty \left[(\beta\rho K_0(\beta\rho) + 2(1-\nu) K_1(\beta\rho)) \times \right. \\ \left. \times (- (C_1 p_0 \sin\beta b - C_2 a_2(\beta)) \sin\beta\xi + C_2 a_1(\beta) \cos\beta\xi) \right. \\ \left. + \beta K_1(\beta\rho) (- (D_1 p_0 \sin\beta b - D_2 a_2(\beta)) \sin\beta\xi + D_2 a_1(\beta) \cos\beta\xi) \right] d\beta.$$

Інтегрування цих виразів дало змогу отримати графічне зображення напружено-деформованого стану у околі шпура. Так, залежності зміни напружень у вигляді ліній рівня при віддалені від поверхні вздовж осі шпура представлені на рис. 2а, б, 3а, б. Розрахунки виконано за такими початковими дани-

ми: діаметр шпура - 0,032 м; довжина зафіксованої частини шпура – 0,32 м; модуль пружності гірської породи - 10 ГПа; коефіцієнт поперечної деформації – 0,25; внутрішній тиск – 1000 т/м²; сила осевого навантаження – 4,0 т.

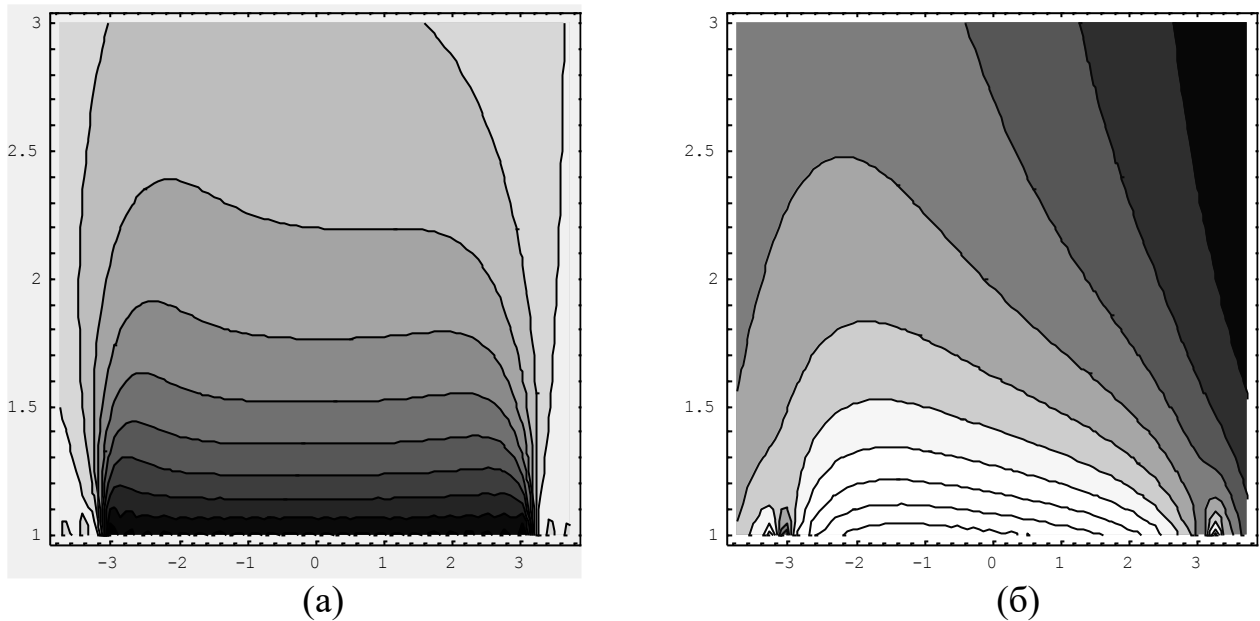


Рис. 2 Ізолінії радіального напруження σ_r (а) та ізолінії кутового напруження σ_ϕ (б)

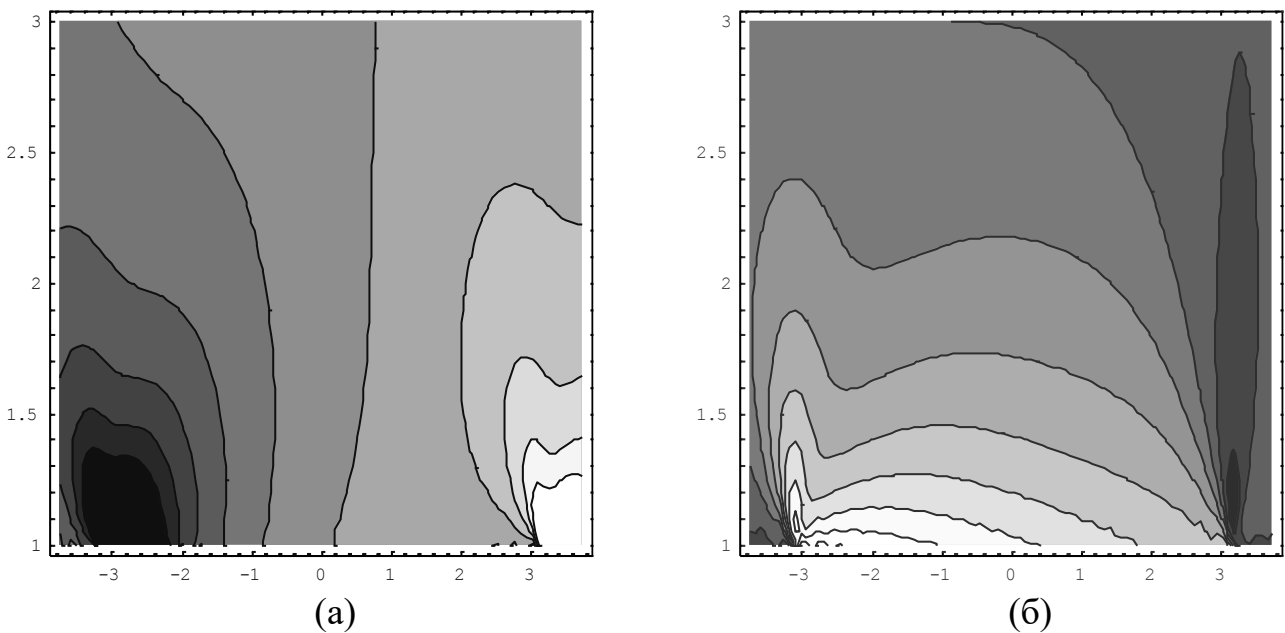


Рис. 3 Ізолінії осевого напруження σ_z (а) та ізолінії дотичного напруження σ_{rz} (б)

Таким чином, характер розподілу напружень відповідає фізичним уявленням про процес навантаження масиву гірських порід у околі свердловини і дає підстави стверджувати, що даний підхід є ефективним для обчислення напружено-деформованого стану, при навантаженні анкера осевою силою.

Література

1. Булат А.Ф., Виноградов В.В. Опорно-анкерне кріплення гірничих виробок вугільних шахт/ Ін-т геотехнічної механіки НАН України.-Дніпропетровськ, 2002. - с. 372.
2. A. Campoli. Variables affecting polyester resin anchorage performance with United States roof bolting system/ AIMS (Aachen International Mining Symposia).6 and 7.Junlay,2001,pp. 19-28.
3. T. Lautsh. Roof bolting in three continents-a comparison/ AIMS (Aachen International Mining Symposia).6 and 7 Junlay, 2001, pp. 59-76.
4. Y. Cai, Y.J. Jiang, T. Esaki. A study of rock bolting design in soft rock / Int.J.Rock Mech. Min. Sci, Vol. 41. No.3, pp. 1-6.
5. Лурье А.К. Пространственные задачи теории упругости. - М. Гостехиздат, 1955 – 491 с.
6. Новацкий В. Теория упругости. М.: Мир, 1975. – 872с.
7. Ларіонов Г.І., Павлишин С.М. Задача гідровіджиму для послідовності циліндричних порожнин у просторі. Зб. наук. праць Нац. гірн. ун-та т. 1 №20-Дніпропетровськ:РВК НГУ,2005.-284с.

*Рекомендовано к публикации д.т.н. Новиковой Л.В.
Поступила в редакцию 24.05.05*

УДК 622.834:622.272.62

© А.В. Савостьянов, В.В. Харченко, А.А. Аскарров

МЕТОД РАСЧЕТА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОРОД ПРИ ПОДДЕРЖАНИИ ВЫРАБОТКИ

Разработан метод прогноза состояния пород при поддержании выработки в массиве и на сопряжении с очистной выработкой с учетом природных факторов, времени и технологических параметров.

Розроблено метод прогнозу стану порід при підтриманні виробки в масиві та на спряженні з очисною виробкою з розрахунком природних факторів, часу та технологічних параметрів.

The method of tension-deformed condition forecast in massive and in the connection of wall face and preparatory workings with account of natural factors, time and technological parameters is developed.

В настоящее время при подземной разработке угольных месторождений возникают значительные трудности при поддержании и охране подготовительных выработок, и особенно это проявляется в зонах влияния очистных работ на сопряжении с лавой и позади очистного забоя. Стремление к уменьшению расходов на подготовку промышленных запасов угля за счет повторного использования выемочных штреков, как правило, не обходится без их перекрепления. В этих случаях затраты существенно превышают расходы на проведение новых выработок. Как показал опыт работы шахт, во многих случаях необходимость перекрепления выработок возникает из-за несоответствия податливости крепи выработок смещениям пород кровли. Попытка уменьшить смещения пород кровли или почвы их приводит к деформации крепи или разрушению пород. В связи с этим необходимо осуществлять прогноз изменения состояния вмещающих выработку пород, и особенно в зонах влияния очистных работ. В настоя-

щее время, как известно, нет метода прогноза состояния горного массива в зависимости от природных факторов и технологических параметров. Существующая методика прогноза смещений пород на контуре выработки, разработанная ВНИМИ и являющаяся нормативным документом, не учитывает многие природные факторы и технологические параметры. К ним можно отнести строение массива, прочность пород на отрыв перпендикулярно напластованию, влияющую на расслоение пород, форму поперечного сечения, скорость продвижения забоя лавы, определяющую состояние пород на сопряжении выработки с лавой и т.д.

При сооружении выработки вследствие нарушения равновесного первоначального состояния образуются зоны аномалий, отличающиеся между собой величиной и характером напряжений и деформаций (Рис.1).

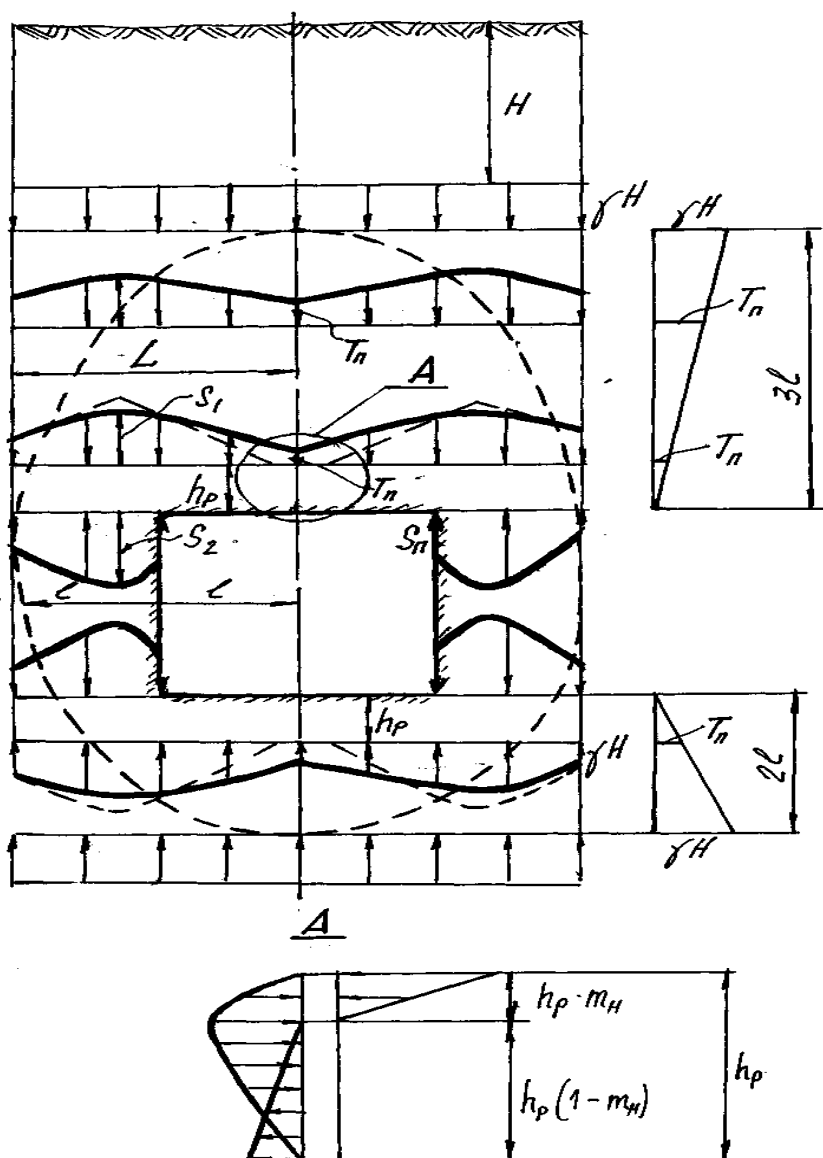


Рис.1. Зона аномалии НДС пород при сооружении выработки

Вблизи стенок выработки возникает высокая концентрация нормальных к напластованию напряжений, над и под выработкой имеет место снижение нормальных напряжений, но происходит заметное повышение напряжений, вызванных изгибающим моментом и направленными по напластованию. На контуре кровли и почвы выработки происходит растяжение, по мере удаления от контура вглубь массива имеет место сжатие. На основе экспериментальных и теоретических исследований размеры зоны аномалий при всех прочих равных условиях зависят от пролета выработки. Она имеет форму эллипса, главная ось которого расположена нормально к напластованию и центр его смещен в сторону почвы выработки. Расстояние от кровли выработки до границы зоны аномалии составляет $(3...5) \cdot l$, от почвы $(1,5...3) \cdot l$ и от стенок $-(0,5...1) \cdot l$, (l – полупролет выработки)

Известно, что с течением времени за счет уменьшения прочностных свойств пород вблизи контура выработки зона аномалий расширяется, происходит расслоение пород кровли и почвы выработки. Это сопровождается увеличением опусканий кровли и поднятия почвы выработки, иногда это происходит практически мгновенно с последующим разрушением пород и крепи.

Анализ характера распределения напряжений вокруг горной выработки показал, что слои пород вблизи контура выработки испытывают поперечный изгиб. Они во многих случаях представляют собой не жестко заземленные плиты. При соотношении мощности слоя к полному пролету менее 0,2 он относится к тонким плитам и расчет его можно свести к расчету балки-полоски.

Экспериментально установлено, что первоначально основным видом нарушения сплошности пород является расслоение, т.е. отделение от общей толщи кровли или почвы отделение пачки пород сравнительно небольшой мощности. Расслоение пород над и под выработкой может быть вызвано либо силами гравитации или силами, направленными перпендикулярно напластованию и связанными с изгибающим моментом.

Для определения мощности отслоившейся пачки от пород кровли за счет собственного веса можно воспользоваться выражением (1)

$$h_{cl} = \frac{R_{om}}{\gamma} ; \quad (1)$$

где $R_{сж}$ – прочность породы на отрыв перпендикулярно напластованию, тс/м²;
 γ – плотность породы, тс/м³.

Как уже отмечалось выше, зону влияния выработки со стороны стенок приближенно можно принять равным $0,5 \times l$. Исходя из этих условий расчетную мощность слоя монолитных пород, при которой можно вести расчет его как балки-полоски, следует принимать согласно выражению (2)

$$h_{cl} = (0,6...0,8) \times l \quad (2)$$

Расчетная схема в этом случае принимается в виде балки-полоски, нагруженная неравномерной нагрузкой от массы подработанных пород и имеет неравномерную реакцию со стороны стенок выработки (Рис.1). Нормальная нагрузка над серединой выработки на слой породы принятый согласно выраже-

ниям (1) или (2) мощности и принятой высоты зоны влияния определяется из выражения (3) При этом допускается, что изменение нормальных нагрузок от границы зоны влияния выработки до ее контура изменяется по линейному закону (рис.1).

$$Tn1 = H_1 \times \frac{h_{cl}}{(3...5) \times l}, \quad (3)$$

где H_1 - глубина расположения границы зоны влияния выработки, м.

В схеме, представленной на рис.1, выделены характерные точки, соответствующие началу координат (расстояние a) и расположению максимума нагрузки и реакции (расстояние d_0), и допускается, что между ними нагрузка и реакция распределяются по линейному закону. За начало координат принимается граница зоны влияния выработки со стороны ее стенок.

Из анализа рис.1 следует, что установления закономерности распределения нормальной нагрузки и реакции необходимо определить местоположение характерных точек, которое зависит как от природных факторов, так и технологических параметров включая время. При негоризонтальном залегании для расчета нормальных нагрузок необходимо учитывать угол падения. При проведении горизонтальных выработок по простиранию расчетная схема представлена на рис.2, из анализа которой следует, что при увеличении угла падения вблизи контура выработки расчетная схема представляет не жестко защемленную консоль. При углах падения до 10^0 консолью можно пренебречь.

Для определения геометрические параметры эпюр нагрузок, указанных выше и расчета НДС пород слоя необходимо определит механические свойства, к которым относятся:

- модуль деформации породы в объемном состоянии- $E_0, \text{тс/м}^2$;
- модуль деформации породы над выработанным пространством- $E_{\text{п}}, \text{тс/м}^2$;
- приведенный модуль породы на поперечный изгиб- $E_{\text{пр}}, \text{тс/м}^2$;
- прочность на одноосное сжатие- $R_{\text{сж}}, \text{тс/м}^2$;
- прочность на одноосное растяжение по напластованию- $R_{\text{р}}, \text{тс/м}^2$;
- прочность на отрыв перпендикулярно напластованию- $R_{\text{от}}, \text{тс/м}^2$;
- прочность на скалывание перпендикулярно напластованию- $R_{\text{ск}}, \text{тс/м}^2$;
- прочность на скалывание параллельно напластованию- $R_{\text{скпр}}, \text{тс/м}^2$;
- длительная прочность угольного пласта, пород кровли или почвы- $S_{\text{п}}$ - коэффициент, учитывающий жесткость слоя и податливость подстилающих пород $\beta, 1/\text{м}$.

На основе обработки результатов лабораторных исследований, выполненных различными организациями, получены закономерности для определения механических свойств осадочных горных пород в зависимости от: литологической разности (пс- 1- песчаник, 2- песчанистый сланец, 3-глинистый сланец соответственно); глубины залегания слоя породы H , м; мощности слоя $h_{\text{сл}}$ м; влажности породы W , %; коэффициента трещиноватости TRN ; времени T суток.

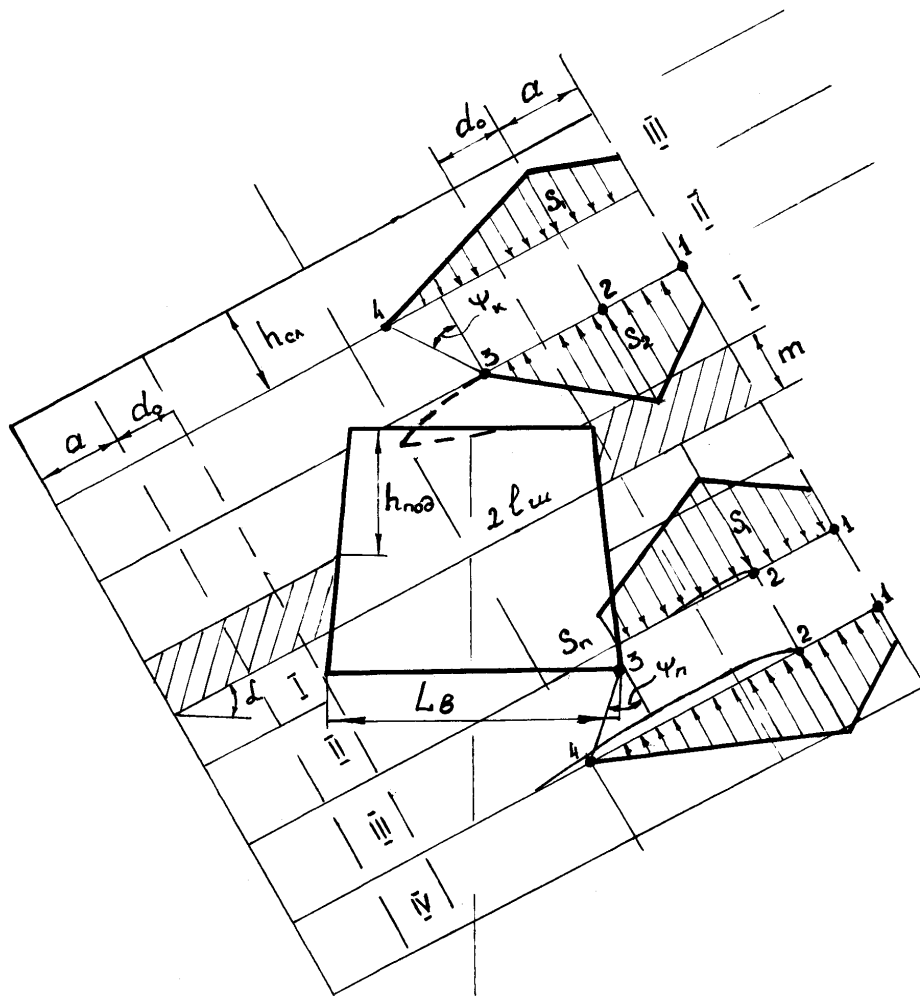


Рис.2. Схема к расчету напряженно-деформированного состояния пород вокруг выработки

Расчет механических свойств пород для основных литологических разновидностей приведен ниже.

Определяются деформационные свойства при принятых ниже коэффициентах.

для песчаника;

$$d=1940; k=1600000; jj=0.005; \mu=0.2;$$

для песчанистых сланцев

$$d=1230; k=1500000; jj=0.012; \mu=0.25;$$

для глинистых сланцев

$$d=690; k=1400000; jj=0.05; \mu=0.3;$$

Модуль деформации породы в объемном состоянии определяется по выражениям (4), (5), над выработанным пространством – (6).

$$AH3 = (1 - JJ \cdot W) \quad (4)$$

$$E_o = (d \cdot H + k) \cdot AH3 \cdot TRN \quad (5)$$

$$E_n = E_o \cdot (1 - 2 \cdot \mu) \quad (6)$$

Таблица 1

Коэффициент TRN, учитывающий трещиноватость пород.

Породы массива	Среднее расстояние между трещинами, м	Коэффициент TRN
Монолит	> 1,5	0,9
Малотрещиноватые	1,0...1,5	0,8
Средне трещиноватые	0,5...1,0	0,6
Трещиноватые	0,1...0,5	0,4
Весьма трещиноватые	< 0,1	0,2

Коэффициент β определяется ниже при решении задачи в заданных условиях и принятых технологических параметрах

Определение прочностных свойств пород при принятых ниже коэффициентах:

для песчаника:

$$M=6.4; N=4000; uu=0.025; ww=4*10^{-6}; ff=0.6;$$

для песчанистых сланцев

$$M=5.0; N=2400; uu=0.015; ww=3.5*10^{-6}; ff=0.1;$$

для глинистых сланцев

$$M= 4.0; N=1800; uu=0.003; ww=1.1*10^{-6}; ff=0.015;$$

$$DK= uu +N* ww.$$

Прочность породы на одноосное сжатие

$$R_{сж} = AN3 * TRN * (M * H + N) \quad (7)$$

Как известно, прочность породы вблизи выработки уменьшается во времени и изменения ее предлагается учитывать коэффициентами, зависящими от времени и литологической разности.

Значения коэффициентов:

для песчаника

$e1=0.0006; e2=0.77; e3=0.00013;$ если $0 < T \leq 500$, принимается выражение а), иначе выражение б)

для песчанистых сланцев

$e1=0.0015; e2=0.73; e3=0.00015;$ если $0 < T \leq 200$, принимается выражение а), иначе выражение б)

$e1=0.003; e2=0.72; e3=0.00022;$ если $0 < T \leq 100$, принимается выражение а), иначе выражение б)

а) $aq=1- e1*T;$

б) $aq=e2- e3*T;$

Прочность породы на одноосное сжатие корректируется с учетом времени по выражению (8)

$$R_{сжт} = R_{сж} * aq \quad (8)$$

Прочность пород на растяжение параллельно слоистости и скалывание принимается соответственно – $R_p= 0.1*R_{сж}$ и $R_{ск}= 0.3* R_{сж}$

Прочность породы на отрыв и на скалывание по напластованию определяется из выражений (9) и (10)

$$R_{от} = R_{сж} * DK \quad (9)$$

$$R_{срг} = R_{сж} * ff \quad (10)$$

Длительная прочность принимается равной $0,5 R_{сж}$.

Алгоритм определения параметров эпюры нагрузок и реакции.

$$\beta = \sqrt[4]{\frac{(5980 - 4H)S_n}{E_0 h^3}};$$

$$A = 0,0026 \cdot E_0 \cdot h_{-}^3 \cdot 10^{-6} + 42;$$

$$\beta_{(t)} = \left(\frac{0,23 \cdot A}{0,35 \cdot A + t} + 0,35 \right) \cdot \beta$$

$$\gamma = \gamma(\cos^2 \alpha + 0,3 \sin^2 \alpha)$$

$$d_0 = \frac{1}{\beta} \arctg \frac{\beta l}{\beta l + 1} \text{ (здесь } l \text{ соответствует полупролету выработки)}$$

Для случая, когда расчет производится на сопряжении с лавой необходимо корректировать параметры защемления и нормальную нагрузку в зависимости от скорости подвигания забоя v м/сут. и угла сопряжения выработки с забоем лавы АУМ.

Параметры $d_{об}$ и γ в зависимости от скорости подвигания очистного забоя v и расположения забоя по отношению к продольной оси штрека (угол АУМ $< 90^\circ$) определяются согласно нижеприведенному алгоритму.

$$kk = 0,011 \times \text{АУМ}$$

$$d_0 = d_0(2,5 - 0,17 \times v)kk \quad \text{при скорости подвигания } 0 < v \leq 6$$

$$d_0 = d_0(2,5 - 0,17 \times v)kk \quad \text{при скорости подвигания } 6 < v \leq 20$$

$$a = \frac{d_0}{0,6}$$

$$\gamma = \gamma(1,3 + 0,05 \times v)kk \quad \text{при скорости подвигания } 0 < v \leq 6$$

$$\gamma = \gamma(1,4 + 0,03 \times v)kk \quad \text{при скорости подвигания } 6 < v \leq 20$$

$$a = \frac{d_0}{0,6}$$

$$b_2 = d_0 + h_{ум} \text{ctg} \delta \times \cos \alpha$$

(для трапеции $\delta = 80^\circ$, для арки $b_2 = d_0 + 0,5 h_{ум} \text{ctg} \delta \times \cos \alpha$ и $\delta = 60^\circ$),

$$b_1 = h_{сл} \text{tg} \psi + b_0 \text{ (угол } \psi \text{-принимается } 0,78 \text{ радиан)}$$

$$f_2 = a + b_2$$

$$l_{ум} = 0,5(l_{ч} \cos \alpha + h_{ум} \sin \alpha) \text{ (здесь } l_{ч} \text{ соответствует ширине выработки}$$

«вчерне» по почве при проведении ее по простиранию и α больше 0)

$$b_1 = d_0 + l_{ум}$$

$$f_1 = b_1 + a$$

$$L = a + d_0 + l_{шт}$$

$$cc = (l_{ум} + a + d_0) \gamma$$

$$Ql = (H - h_{сн}) \times cc$$

$$Q2 = H \times cc$$

$$S1 = \frac{2Q1 - \gamma \times a \times (H - h_{cl})}{f_1}$$

$$Tn1 = \frac{2Q - S1L - a(H - h_{cl})}{l_{cl} + d_0},$$

если $Tn1$ меньше 0, принимать $Tn1=0$,

если $Tn1 > 0$, f_1 - далее принимается равным $a+d_0$

$$S2 = \frac{2Q2 - \gamma \times a \times H - Sn \times b_2}{f_2}$$

$$R1 = S1 - \gamma(H - h_{cl})$$

$$R2 = S2 - \gamma H$$

Как уже отмечалось, слой породы кровли или почвы испытывает поперечный изгиб, вследствие этого возникают параллельно и перпендикулярно продольной оси от поперечных сил касательные напряжения. От изгибающего момента перпендикулярно поперечным сечениям действуют нормальные напряжения, и происходит изгиб слоя. Для расчета напряжений и деформаций слоя породы после аппроксимации эпюры нагрузок рядом Фурье и выполнения граничных условий получим выражения поперечных сил $Q_{(x)}$, изгибающих моментов $M_{(x)}$, углов наклона поперечных сечений $\theta_{(x)}$ и кривой изгиба слоя породы $y_{(x)}$.

$$Q_{(x)} = B_{1k} \sin \frac{\pi}{L} x + B_{2k} \sin \frac{2\pi}{L} x; \quad (11)$$

$$M_{(x)} = 0.16L[B_{1k}(\cos \frac{\pi}{L} x + \sin \frac{\pi}{L} x - 1) + 0.5B_{2k}(\cos \frac{2\pi}{L} x + \sin \frac{2\pi}{L} x - 1)]. \quad (12)$$

$$\Theta_{(x)} = \frac{1.2L^2}{h_{cl}^2 f(K)} (B_{1k} \sin \frac{\pi}{L} x + 0.25B_{2k} \sin \frac{2\pi}{L} x) \quad (13)$$

для кровли

$$y_{(x)} = 0.4 \frac{L^3}{h_{cl}^3 f(K)} [B_{1k}(\cos \frac{\pi}{L} x - 1) + 0.125B_{2k}(\cos \frac{2\pi}{L} x - 1)] \quad (14)$$

для почвы

$$y_{(x)} = 0.4 \frac{L^3}{h_{cl}^3 f(K)} [B_{1k}(\cos \frac{\pi}{L} x + \sin \frac{\pi}{L} x - 1) + 0.125B_{2k}(\cos \frac{2\pi}{L} x + \sin \frac{2\pi}{L} x - 1)] \quad (14a)$$

$f(K)$ -модуль деформации изменяющийся по длине слоя согласно следующим выражениям (15)

$$K = E_0 \quad \text{при } 0 < x < a;$$

$$K = (E_0 - E_n) \frac{f_2 - x}{b_2} + E_n, \quad \text{при } a < x < f_2; \quad (15)$$

$$K = E_n \quad \text{при } f_2 < x \leq L.$$

(В нижеприведенном выражении параметры эпюры, которые не определялись, принимаются равным нулю. Для дальнейших расчетов необходимо вычислить коэффициент B_k при $k=1$ и при $k=2$)

$$B_k = \frac{2L}{k^2\pi^2} \left\{ (R1 - R2) \sin \frac{k\pi}{L} a + (Sn - rm_1) \sin \frac{k\pi}{L} f_2 + \frac{L}{k\pi} \left[\left(\frac{R2 - R1}{a} - \frac{S1 - Tn1}{b1} + \frac{S2 - Tn2 - Sn}{b2} \right) \cos \frac{k\pi}{L} a - \frac{S2 - Tn2 - Sn}{b2} \cos \frac{k\pi}{L} f_2 + \frac{S1 - Tn1}{b1} \cos \frac{k\pi}{L} f_1 - \left(\frac{rm_1 - rm_2}{l_{ум}} \right) (\cos \frac{k\pi}{L} f_2 - \cos \frac{k\pi}{L} f_{кр}) (-1)^{-n} + \frac{R2 - R1}{a} \right] \right\}$$

В приведенном выше gm_1 и gm_2 сопротивление крепи у стенки и над серединой выработки соответственно, тс/м².

Далее определяются:

максимальный изгибающий момент при $x=L$;

сила, отрывающая слой над серединой выработки $X = 2 \frac{M_{max}}{L}$,

критические опускания при отрыве слоя от массива $Y_{крит} = 0.6 \frac{R_{сжс} L^2}{h_{сл} E_n}$,

максимальные отрывные напряжения в слое породы $\sigma_{от} = \frac{0.6 * M_{max}}{h_{сл}^2}$;

максимальные опускания в случае $X - R_{сц} > 0$; ($R_{сц}$ - сцепление в породе по напластованию) $Y_{max} = 0.8 \frac{L^3 B_{1k}}{h_{сл}^3 E_n}$;

требуемое сопротивление крепи при $X_{кр} - X_{рас} < 0$, $X_{кр} = \frac{M_{max}}{L} \left(1 - \frac{Y_{зад}}{Y_{max}} \right)$.

Проводим определение влияния анкеров на НДС пород кровли или почвы выработки при заданных прочностных характеристиках: прочность на выдергивание анкера при закреплении его вяжущим раствором $R_{от}$ и на смятие породы или раствора $R_{см}$. При этом анкеры вблизи стенок и расположенные под углом работают на срез или смятие, вертикальные – на выдергивание или отрыв от стенок скважины. При применении анкерной крепи алгоритм расчета сводится к следующему.

Анкеры, располагаемые у стенок выработки работают на срез и уменьшают коэффициент B_{1k} ; анкер, расположенные над серединой выработки, работают на отрыв и уменьшают изгибающий момент. С учетом этого и, приняв a_y (количество анкеров у стенки выработки) равным 1 и задав диаметр анкера D , изгибающий момент и напряжения на отрыв соответственно равны

$$M_{max} = 0.32 * L (B_{1k} - 1.5 * D_1 * h_{сл} * R_{сман} * a_y)$$

$$\sigma_{от} = \frac{0.6 * M_{max}}{h_{сл}^2}$$

сила, разрушающая слой $X_{от} = 0.3 * L * \sigma_{от}$;

сила сопротивления анкера $X_{ан} = 3 * D * R_{ан} h_{сл}$

количество вертикальных анкеров над серединой выработки $nan = \frac{X_{от}}{X_{ан}}$ на 1м

Корректируется коэффициент:

$B_{1k} = B_{1k} - (0.015 * R_{отан} * h_{сл}^2 * nan + 0.06 * R_{сман} * h_{сл} * 2)$ – здесь последняя двойка – количество наклонных анкеров, расположенных вблизи стенки выработки.

После этого определяются максимальные опускания слоя породы над серединой выработки.

$$Y_{\max} = 0.8 \frac{L^3 B_{1k}}{h_{cl}^3 E_n}$$

Приведенный алгоритм расчета позволяет осуществлять прогноз состояния пород при поддержании выемочного штрека в массиве и в зоне влияния очистных работ с учетом природных факторов, времени и технологических параметров. Аналогичных разработок в отечественной и зарубежной литературе нет.

Литература

1. Савостьянов А.В., Ключков В.Г. Управление состоянием массива горных пород.- К.:УМК ВО, 1992.276 с
2. Савостьянов А.В., Руденко Н.К., Ткаченко Л.П. Методика определения физико-механических свойств пород по результатам натуральных измерений деформаций // Разработка месторождений полезных ископаемых.-1997.-№47.-С.22-26.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Власовым С.Ф.
Поступила в редакцию 07.06.05*

УДК 622.257.122

© Н.А. Максимова, Л.П. Налбандян, Н.Д. Солопов

ОСНОВЫ ТЕОРИИ СТРУКТУРООБРАЗОВАНИЯ ЦЕМЕНТОЛЕССОВЫХ СМЕСЕЙ

Розглянуто питання зміцнення лесових ґрунтів цементом і процеси структуроутворення цементнолесових сумішей.

Рассмотрены вопросы укрепления лесовых грунтов цементом и процессы структурообразования цементнолесовых смесей.

The results of experimental researches of influence of humidity on the basic characteristics of loess are resulted and their theoretical explanation is given.

Questions of strengthening loessial grounds by cement and processes of structurization cement-loess mixes are considered.

Одним из аспектов успешного решения актуальных практических вопросов борьбы с оползнями является разработка новых технологий устройства противооползневых конструкций. Это определяет научную направленность исследований по оползневой проблеме. Использование струйной технологии закрепления грунтов – перспективный путь развития и совершенствования способов устройства противооползневых конструкций глубокого заложения. До сих пор с этой целью цементолессовые смеси не использовались. Однако имеется достаточно большой опыт их применения при устройстве дорожных по-

крытий, тампонажа скважин, подготовки и усиления оснований фундаментов зданий и сооружений и т.д. [1].

Портландцемент – один из наиболее доступных и эффективных материалов для целей технической мелиорации грунтов. С начала прошлого века до настоящего времени продолжают исследования по укреплению грунтов цементом.

Лессовые грунты представляют собой весьма сложные полиминеральные, полидисперсные системы. Наиболее важной особенностью любой дисперсной системы, включая лессовые грунты и вяжущие материалы, является высокоразвитая поверхность, на которой протекают явления, обуславливающие структурно-механические свойства дисперсных систем. Процессы физико-химического обмена на поверхности частиц могут быть усилены при использовании активных добавок. Изыскание таких добавок к цементу, которые позволили бы сократить расход основного вяжущего или увеличить прочность укрепленного грунта при обычном расходе, является предпочтительным в наших исследованиях.

Для решения важнейшей задачи укрепления грунтов необходимо изучение и максимальное использование свойств, присущих высокодисперсным системам (адсорбция, гидратация, коагуляция, кристаллизация и т.д.). Что и позволяют успешно достичь поставленной цели – получить материал с заданными прочностными показателями.

Основную часть цемента (70-75%) составляют силикаты кальция, которые при смачивании водой превращаются в новые соединения, обладающие большой цементирующей способностью. Клинкер портландцемента состоит из четырех основных фаз: алита $3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, белита $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, трехкальциевого алюмината $3\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$, четырехкальциевого алюмоферрита $4\text{CaO}_2\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ с высоким гидромодулем, представляющим собой весовое отношение окиси кальция к остальным трем окислам [2].

Процесс твердения цемента протекает в три стадии. Первая стадия заключается во взаимодействии частичек цемента с водой. Важность изучения продуктов взаимодействия с водой силикатных фаз цемента обусловлена тем, что гидросиликаты кальция – основные носители прочности цементного камня в бетоне, а алит и белит – преобладающие фазы портландцементного клинкера. При гидролизе и гидратации алита реакция протекает по схеме



Близкие по составу гидросиликаты кальция образуются и при гидратации белита.

Из содержащегося в цементном тесте раствора, насыщенного гидроокисью кальция, гидросиликаты начинают выделяться в аморфном состоянии и, обволакивая цементные зерна, превращают их в связную массу. В этом состоит вторая стадия – собственно схватывание цемента. Это процесс накопления гидратных соединений с возникновением контактов между ними в результате броуновского движения и образование пространственного каркаса коагуляционной структуры. В конце этой стадии процесс структурообразования замедляется,

что связано с образованием вокруг зерен цемента оболочек из продуктов гидратации цемента, которые препятствуют дальнейшему поступлению воды к негидратированным частицам клинкера.

Затем начинается третья стадия (твердение) – это кристаллизация на основе ранее образовавшейся коагуляционной структуры. Частицы гидроокиси кальция укрупняются, превращаясь в длинные игольчатые кристаллы, которые уплотняют аморфную массу гидросиликата кальция. Рост кристаллов происходит и внутри кристаллического каркаса. Образующиеся в системе фазы имеют структуры в виде деформированной фольги и волокнистой гофрировки. Вследствие роста отдельных волокнистых кристаллов гидросиликатов и за счет их взаимного переплетения образуется объемная «ткань», которая постепенно заполняет межкристаллическое пространство [3]. Образование однородных, плотных участков структуры, постепенно сливающихся друг с другом, является завершающей стадией формирования микроструктуры цементного камня. Вместе с тем идет нарастание его механической прочности.

Характерным для лессовых грунтов является трехкомпонентное состояние – минеральные частицы, вода в различных видах, заполняющая замкнутые и сообщающиеся поры-пустоты и газы (в том числе атмосферный воздух). Наличие газообразных включений, находящихся как в защемленном состоянии, так и растворенными в воде, сказывается на деформируемости грунтов и увеличивает их упругость. Содержание свободных газов, соединяющихся с атмосферой, значения в механике грунтов не имеет, так как они практически не участвуют в распределении давлений между частицами грунтов [3].

Рассматривая процесс взаимодействия цемента с лессовыми грунтами, следует сказать, что состав минералов крупных фракций на их свойства практического влияния не оказывает. Способность же тонкодисперсной составляющей к активному химическому и физико-химическому взаимодействию с вяжущими материалами является доказанным фактом. Эти явления играют решающую роль и обуславливают характер и прочность закрепленных грунтов.

В увлажненном состоянии грунты представляют собой дисперсную систему, в которой минеральные частицы являются дисперсной фазой, а вода, заполняющая поры между ними, дисперсионной средой. Для дисперсной системы характерна определенная поверхностная энергия, равная произведению поверхностного натяжения, имеющегося на границе раздела двух фаз, на суммарную величину поверхности всех частиц ($E = \sigma \cdot S$). Молекулы, ионы, или атомы поверхностного слоя частиц находятся в неуравновешенном состоянии, так как примыкающие к ним соседние частицы стремятся втянуть их внутрь тела, а противодействующее этому притяжение частиц окружающей воды-среды значительно более слабое. Вследствие этого в поверхностном слое возникает дополнительная свободная энергия, которой не обладают молекулы, ионы или атомы, находящиеся в объеме тела. Так как поверхностное натяжение воды представляет собой достаточно малую величину, то поверхностная энергия зависит в основном от общей поверхности частиц. При воздействии высоконапорных струй закрепляющего раствора разрушается большинство агрегатов лессовых грунтов, увеличивается удельная поверхность частиц и, как следствие, поверхностная энергия. Она интенсифици-

рует различные процессы, протекающие в грунтах, в том числе и их поглощающую способность – основу процесса взаимодействия между грунтами и вводимыми вяжущими веществами [2].

Взаимодействие грунтовых частиц с вносимыми вяжущими происходит на их поверхности, поэтому становится очевидным огромное значение последней. Теоретические подсчеты и экспериментальные определения показывают, что удельная поверхность пылеватых фракций измеряется десятками квадратных метров для одного грамма грунта, глинистых – на порядок выше, а суммарная поверхность всех остальных, более крупных, фракций крайне мала. С известным приближением отметим, что удельная поверхность крупного заполнителя в бетоне равна 3-4 кв.см/г, удельная поверхность цемента в среднем составляет 3000-4000 кв.см/г, т.е. в бетоне соотношение равно 1:1000. В отвердевшей цементолессовой смеси это соотношение будет обратным [1].

Прочность песчаных и пылеватых частиц лессовых грунтов, как заполнителя, близка к прочности гранита и других кристаллических пород. Однако высокая степень раздробленности и, как следствие, большая удельная поверхность дисперсных частиц супесей и суглинков обуславливают качественное отличие процессов их взаимодействия с закрепляющими веществами от процессов, происходящих в бетонах. Оно заключается в том, что в бетоне цемент подвергается гидролизу и гидратации в малоактивной среде с незначительной удельной поверхностью заполнителя, т.е. твердеет в продуктах собственного гидролиза. В цементогрунте обычный ход твердения цемента изменяется. Гидратация и гидролиз происходят в условиях активного физико-химического взаимодействия с тонкодисперсной частью грунтов. Большое влияние на свойства цементогрунта оказывает не только степень дисперсности, но и минералогический состав грунтов.

Главными коллоидно-дисперсными минералами лессовых грунтов, как уже отмечалось, являются монтмориллонит, каолинит, гидрослюды, дисперсные кварц и полевые шпаты. Минералы разнятся по свойствам и это различие обусловлено особенностями их строения. Монтмориллонит и минералы его группы (галлуазит, нонтронит, бейделлит) обладают высокой гидрофильностью, способностью к набуханию, высокой емкостью поглощения катионов. В отличие от них каолинит и ему подобные минералы (диккит, накрит) и гидрослюды (гидробиотит, гидромусковит) не гидрофильны, практически не набухают, сорбционная способность у них слабо выражена.

Очевиден тот факт, что в большой зависимости от величины поверхностной энергии находится поглотительная (обменная) способность грунтов. Механизм обменной адсорбции состоит в следующем. У каолинита $Al_4[Si_4O_{10}] \cdot (OH)_8$, состоящего из неподвижных двухслойных пакетов, остаточные электрические силы создаются на внешних поверхностях кристаллов. Эти поверхности адсорбируют катионы из внешнего раствора с обменом на водород гидроксильных групп. Вследствие этого на поверхности пластинчатой коллоидной частицы образуется двойной ионный слой: внутренний – анионный, прочно закрепленный силами кристаллической решетки, и внешний – катионный. Эти катионы и способны к обмену на другие катионы. Сумму поглощен-

ных катионов, выраженную в миллиграмм-эквивалентах на 100 г грунта, принято называть емкостью поглощения, или емкостью обмена. Так как обменные реакции у каолинита являются поверхностными, то протекают с большой скоростью и характеризуются относительно небольшой емкостью поглощения (15-20 мг-экв на 100г грунта). В глинистых минералах с раздвижными пакетами в кристаллической решетке (группа монтмориллонита) двойной ионный слой создается как на внешней поверхности кристалликов, так и на межпакетных внутренних поверхностях, где наблюдается большой дефицит положительных зарядов. Катионы на них способны к обменно-адсорбционным реакциям. E (Al,Mg)₂ (OH)₂ [Si₄O₁₀]·nH₂O.

Буквой E обозначены обменные катионы Na, K, Mg, Fe и другие, которые в сумме составляют емкость катионного обмена. Обменные реакции поглощения у минералов монтмориллонитовой группы протекают медленно, поскольку происходят внутри мицелл, и характеризуются высокой емкостью поглощения – 100-150 мг-экв на 100 г грунта.

Гидрослюды (E (Al,Fe,Mg)₂₋₃(OH)₂[(Si,Al)₄O₁₀]·nH₂O) по своим свойствам занимают промежуточное положение между каолинитом и монтмориллонитом.

Первичные минералы (кварц и полевые шпаты) вообще инертны и устойчивы в различных условиях среды. Однако в тонкодисперсном состоянии приобретают относительно высокую способность к поглощению в том случае, когда их поверхность покрыта пленками из вторичных глинистых минералов.

Следует обратить внимание на тот факт, что замещающая способность ионов зависит от их валентности и радиуса. Приводим ряд катионов в порядке убывания их замещающей способности: Fe³⁺; Al³⁺; Ca²⁺; Mg²⁺; H⁺; K⁺; Na⁺; Li⁺. Явления поглощения и обмена в значительной степени обуславливают процессы коагуляции в цементогрунтовых смесях. Ей способствует наличие Са-иона в системе. Итак, выделяющийся в раствор при гидролизе цемента ион Са (из гидрата окиси кальция) вступает в обменную реакцию с тонкодисперсной частью грунта и удаляется из раствора. Отсутствие Са(OH)₂ в твердеющем цементогрунте подтверждено многими определениями [1]. Таким образом, при взаимодействии цемента с тонкодисперсными грунтами создаются условия, при которых насыщенный раствор Са(OH) не образуется. Это способствует более энергичному протеканию реакций гидролиза цемента и приводит к замедлению процесса твердения выделяющегося геля гидросиликатов.

Эти условия гидролиза и гидратации цемента существуют, до тех пор пока не будет исчерпана адсорбционная способность грунта по отношению к Са(OH)₂. Как только это произойдет, реакции гидролиза и последующего твердения цемента пойдут путем, обычным для ординарного бетона. Как показывают анализы цементогрунтовых образцов, содержащих явный избыток цемента, в них уже обнаруживается свободная Са(OH)₂.

При добавке к грунту Са –содержащих веществ (СаSO₄, СаCl₂, Са(OH)₂ СаO) происходит адсорбционное насыщение грунта Са, что способствует понижению гидрофильности грунта и устраняет убыль Са(OH)₂ из раствора. Условия твердения цемента приближаются к обычным. Следовательно, изме-

нения физико-химических свойств грунта, вызываемых добавкой, благоприятствуют процессам гидратации и гидролиза цемента.

Прочность бетона в целом обуславливается прочностью и свойствами цементного камня, т.к. в монолит скрепляется заведомо прочный на сжатие материал.

Другая картина наблюдается в цементогунтовых смесях. Для цементолесовых структур характерны три стадии формирования. На первой происходит разрушение неравновесных контактов между частицами. На второй – вследствие высокой концентрации дисперсной фазы и способности лессовых грунтов к взаимодействию (адсорбционному, химическому, адгезионному) с продуктами гидратации цемента – объемная структура, в основном коагуляционная, развивается довольно быстро и обладает достаточной стабильностью. Основным видом взаимодействия микроагрегатов друг с другом являются силы Ван-дер-Ваальса. На третьей стадии происходит нарастание числа прочных контактов, обусловленное срастанием кристаллов в беспорядочную пространственную структуру – кристаллизационную структуру твердения, которая затем уплотняется и упрочняется в результате обрастания кристаллов. Таким образом в цементогрунте возникает сложный и весьма разветвленный сетчатый каркас, прочность которого несравнимо выше связности и прочности отдельных грунтовых микроагрегатов, вкрапленных в этот каркас. Используя язык аллегории можно представить цементогрунтовую структуру как цепь, состоящую из металлических и картонных звеньев, прочность которой определяется прочностью последних [4].

Очевидно, что основными носителями прочности дисперсных структур, в том числе и цементолесовых смесей, являются контакты между частицами, поэтому изучение условий и механизма их формирования составляет научную основу разработки методов управления процессами структурообразования и механическими свойствами структур. Также важным моментом теории структурообразования в дисперсных системах на основе вяжущих веществ является количественная оценка их деформационных и прочностных свойств, имеющих однозначное физическое толкование.

Литература

1. В.М. Безрук, К.А. Князюк. Устройство цементогрунтовых оснований и покрытий. – М.: Дориздат, 1951. – 189 с.
2. В.И. Большаков Л.И. Дворкин Строительное материаловедение. – Д-вск.: «Дніпро – VAL», 2004. – 667с.
3. И.Г. Гранковский Структурообразование в минеральных вяжущих системах. – М.: Стройиздат. 1984. – 168 с.
4. И.А. Садовенко, С.Ф. Власов, Н.А. Максимова-Гуляева Обоснование возможности использования струйной технологии закрепления грунтовых склонов на основе анализа противооплзневых мероприятий *Наук. Вісн. НГАУ.*- 2002. - № 5, С 31 – 33.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Власовым С.Ф.
Поступила в редакцию 19.04.05*

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРНЫХ КОЛЕСНЫХ ПОГРУЗЧИКОВ ПРИ СЕЛЕКТИВНО- ВАЛОВОЙ ВЫЕМКЕ РОССЫПНЫХ ТИТАНО-ЦИРКОНИЕВЫХ РУД

Представлена методика расчета рациональных скоростных режимов движения колесных погрузчиков в карьерах при селективно-валовой выемке титано-циркониевых руд.

Представлено методику розрахунку раціональних швидкісних режимів руху колісних навантажувачів у кар'єрах при селективно-валовій виїмці титано-цирконієвих руд.

The design procedure of rational high-speed modes of movement of wheel loaders in quarry is developed at selective - total dredging of ores Ti and Zr.

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.

Наиболее крупным в титанорудном районе Среднего Приднестровья Украины является россыпное Малышевское титано-циркониевое месторождение, служащее сырьевой базой Вольногорского горно-металлургического комбината. Разработка руды на карьерах комбината в настоящее время осуществляется в режиме валовой выемки при которой невозможно вести селективную добычу, раздельное транспортирование и складирование руды по минеральному составу. Одним из альтернативных вариантов добычи руды в режиме усреднения рассматривается применение селективно-валовой выемки руд в карьере с использованием колесных погрузчиков.

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 для транспортирования руды мощных карьерных колесных погрузчиков, позволяет повысить степень использования карьерных машин и механизмов в 1,5-2 раза.

В этой связи целью исследований являлось теоретическое обоснование технологических параметров (скорости движения) карьерных колесных погрузчиков при селективно-валовой выемке россыпных титано-циркониевых руд.

В классической теории автомобиля и в разработанной ранее математической модели движения карьерного автосамосвала [1] в качестве основной паспортной характеристики двигателя автомобиля, определяющей его энергетиче-

ские возможности используется его так называемая "внешняя скоростная характеристика", т.е. зависимость его эффективной мощности Ne , а также эффективного момента $Me = Ne/\omega$ от частоты вращения n (угловой скорости) двигателя. К числу паспортных характеристик двигателя принадлежит также величина удельного расхода топлива q_e , которая обычно измеряется в г/кВт·ч и является основной топливно-энергетической характеристикой автотранспорта [2-4].

В настоящей работе предложен метод расчета технологических параметров (скорости движения) карьерного колесного погрузчика и выполнена его апробация на примере расчета рациональных скоростей погрузчика марки CATERPILLAR 988G с двигателем модели 3456 DITA АТААС. Указанные технические характеристики колесного погрузчика САТ 988G, заимствованные из справочных материалов [5], представлены на рис. 1.

Для возможности расчетного определения рациональных режимов движения колесного погрузчика по участкам карьерных трасс с минимально возможными топливно-энергетическими затратами кроме указанных технических характеристик $Ne(\omega)$ и $q_e(\omega)$, которые соответствуют полной нагрузке двигателя при полной подаче топлива Q_0 , необходимо иметь так называемые "частичные скоростные характеристики" двигателя при неполной частичной подаче топлива. Величина полной подачи топлива в двигатель Q_0 за единицу времени связана с эффективной мощностью Ne формулой

$$Q_0^{(\omega)} = q_e(\omega)Ne(\omega). \quad (1)$$

Обозначим неполную подачу топлива в двигатель через Q . Величина Q может быть поставлена в зависимость от некоторого условного параметра α , пропорционального линейному или угловому ходу педали управления подачей топлива (на погрузчике САТ 988G – это педаль управления муфтой гидротрансформатора). Таким образом, $Q=Q(\alpha, \omega)$, причем параметр α можно выбирать так, чтобы значению $\alpha=1$ (или $\alpha=100\%$) соответствовала полная подача $Q(1, \omega) = Q_0(\omega)$.

При неполной подаче топлива изменяется величина удельного расхода горючего на кВт·ч. Обозначим эту величину $q(\alpha, \omega)$, причем $q(1, \omega) = q_e(\omega)$.

При неполной подаче топлива мощностная характеристика двигателя $N(\alpha, \omega)$ пропорциональна подаче топлива $Q(\alpha, \omega)$.

$$N(\alpha, \omega) = \frac{Q(\alpha, \omega)}{q(\alpha, \omega)}. \quad (2)$$

Параметр α удобно выбирать так, чтобы неполную подачу можно было выразить в долях (или процентах) от полной подачи Q_0 , т.е.

$$Q(\alpha) = \alpha Q_0 \quad \alpha \leq 1. \quad (3)$$

В этом случае мощность двигателя при неполной подаче будет равна

$$N(\alpha, \omega) = \frac{\alpha \cdot Q(\alpha, \omega)}{q(\alpha, \omega)} = \frac{\alpha \cdot q_e(\omega)Ne(\omega)}{q(\alpha, \omega)}.$$

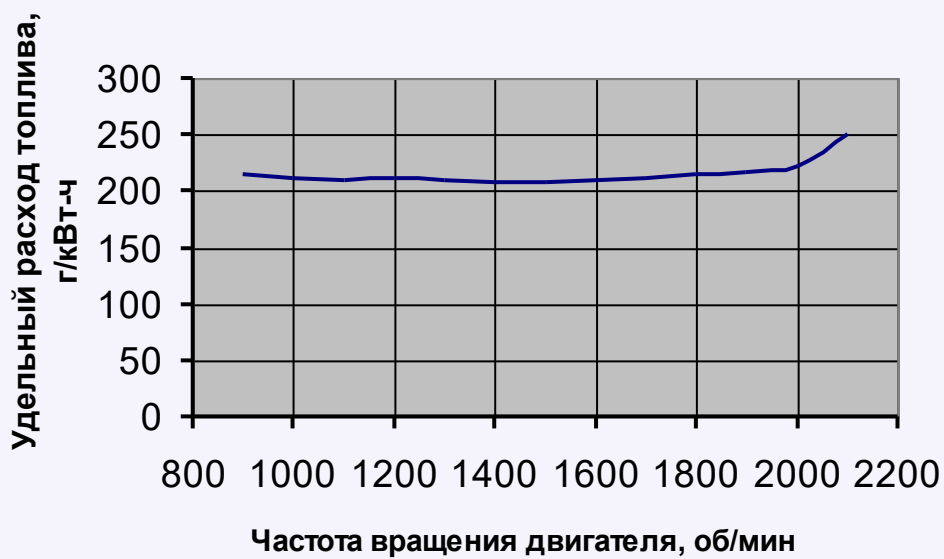
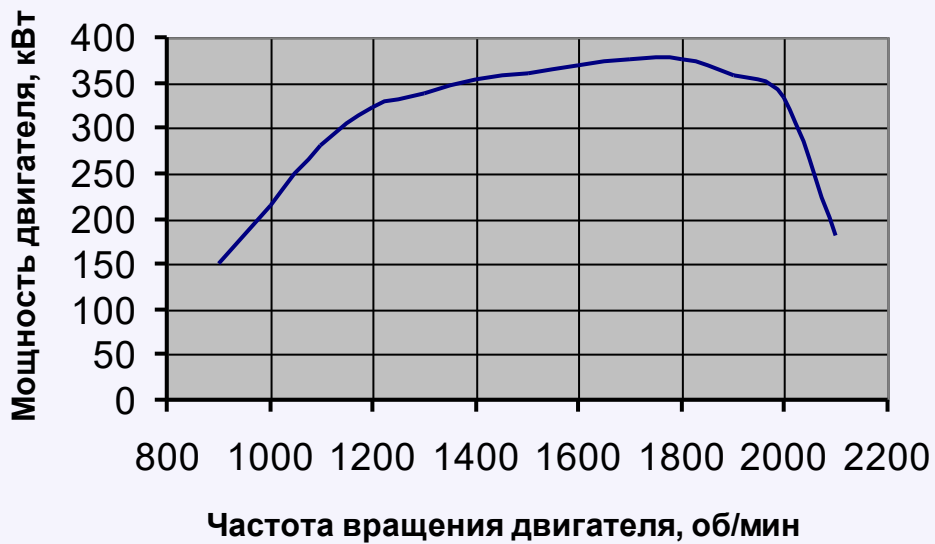
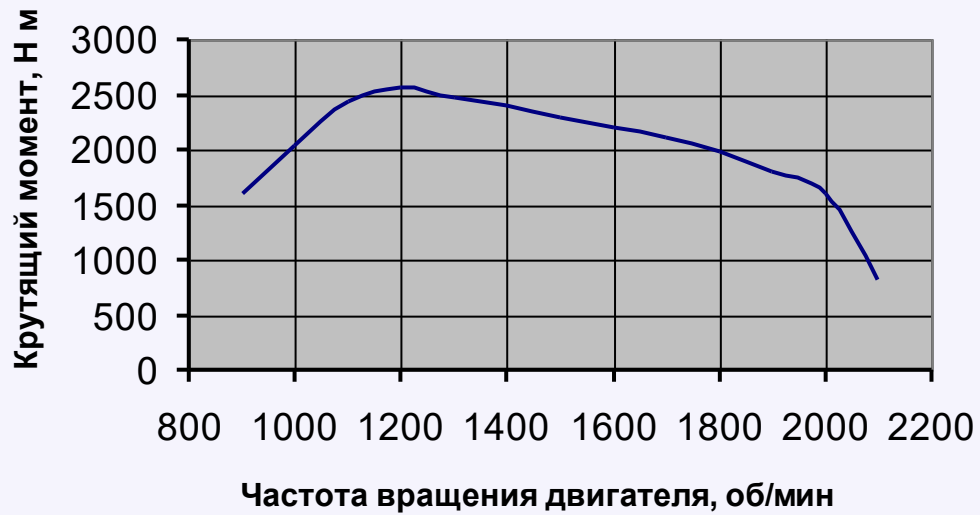


Рис.1. Технические характеристики двигателя колесного автопогрузчика CAT 988G

Если зависимость $q(\alpha, \omega)$ в паспортных данных отсутствует, то в первом приближении можно принять правдоподобную гипотезу о том, что удельный расход топлива на один кВт·ч остается одним и тем же, независимо от полноты подаваемого топлива α , т.е.

$$q(\alpha, \omega) = q_e(\omega). \quad (4)$$

В этом случае, мощность двигателя при неполной подаче топлива, характеризующейся фактором α , будет пропорциональной этому фактору

$$N(\alpha, \omega) = \alpha N_e(\omega). \quad (5)$$

Для определения режимов движения карьерного колесного погрузчика используем уравнение его плоского движения вдоль дороги согласно классической теории автомобиля и разработанную ранее математическую модель движения карьерного автосамосвала [1]. Тяговые характеристики колесного погрузчика CAT 988G в соответствии с [5], приведены на рис. 2.

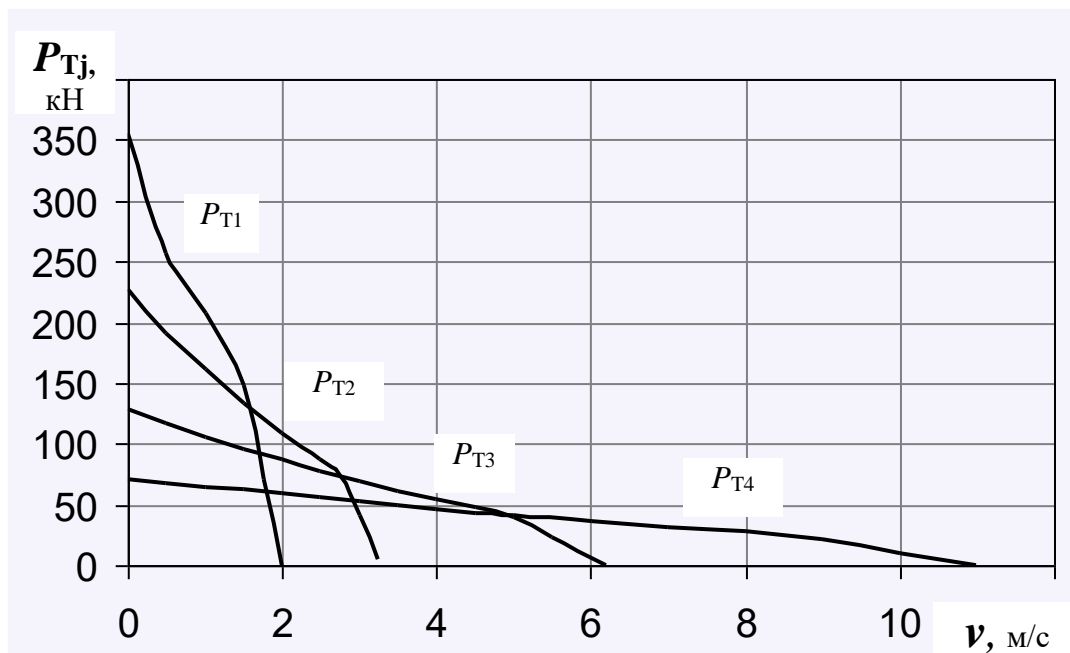


Рис. 2. Тяговая характеристика колесного погрузчика CAT 988G

Отметим некоторые особенности тяговых характеристик колесного погрузчика.

Как видно из приведенных на рис. 2 данных, рабочий диапазон скоростей на каждой из 4-х ступеней передач начинается со значения $v=0$ и ограничивается неким максимальным значением $v_{j \max}$, т.е. рабочий диапазон скоростей каждой низшей передачи полностью перекрывается рабочим диапазоном каждой высшей передачи. Для каждой ступени передачи зависимость $P_{Tj}(v)$ для колесного погрузчика, в отличие от самосвала, имеет монотонный характер, причем максимальное значение силы тяги $P_{Tj}(v)$ достигается при скоростях $v \rightarrow 0$. Так, на первой передаче при малых скоростях тяговое усилие, развиваемое CAT 988G достигает 355 кН, на второй передаче – 227 кН, на третьей – 128 кН и на четвертой – 71 кН.

На основании вышеизложенного приходим к заключению, что возможности погрузчика САТ 988G по преодолению сопротивления дороги гораздо выше, чем у автосамосвала БелАЗ-7548, рассчитанные в [1].

При неполной подаче топлива тяговое усилие автосредства $P_{Tj}(\alpha, v)$ определяется по формуле

$$P_{Tj}(\alpha, v_j) = \frac{N(\alpha, v_j) \eta_{mp}}{v_j}, \quad (6)$$

где $N(\alpha, v_j)$ – мощность двигателя при неполной подаче топлива $Q = \alpha Q_0$, пересчитанная в зависимости от скорости движения v_j на данной ступени передачи j ($j=1$ – первая передача, $j=2$ – вторая передача и т.д.), v_j – скорость колесного автопозрузчика; η_{mp} – коэффициент полезного действия трансмиссии. В предположении, что $q(\alpha, \omega) = q_e(\omega)$, согласно (5) будем иметь

$$P_{Tj}(\alpha, v_j) = \alpha \frac{Ne(v_j) \eta_{mp}}{v_j} = \alpha P_{Tj}(v_j), \quad (7)$$

т.е. в данном предположении сила тяги при неполной подаче топлива $P_{Tj}(\alpha, v_j)$ на каждой ступени коробки передач j уменьшается прямо пропорционально коэффициенту неполноты подачи α по сравнению со значением силы тяги $P_{Tj}(v_j)$ при полной подаче топлива.

Величину удельного расхода топлива при неполной подаче его в двигатель $q(\alpha, \omega)$, можно также выразить в зависимости от скорости движения автосредства. На j -ой ступени коробки передач

$$q_j(\alpha, v_j) = q\left(\alpha, \frac{v_j u_{jmp}}{r_k}\right), \quad (8)$$

где r_k – радиус шины колесного погрузчика.

В предположении (4) будем иметь

$$q_j(\alpha, v_j) = q\left(\frac{v_j u_{jmp}}{r_k}\right) = q_{ej}(v_j). \quad (9)$$

Введем понятие удельного путевого расхода топлива на единицу пути Q , кг/км:

$$q_n^{(\alpha, \omega)} = \frac{q(\alpha, \omega) N(\alpha, \omega)}{v}.$$

На каждой ступени коробки передач j при неполной подаче топлива путевой расход топлива равен

$$q_{nj}(\alpha, v_j) = \frac{q_j(\alpha, v_j) N\left(\alpha, \frac{u_{jmp} v_j}{r_k}\right)}{v_j} = q_j(\alpha, v_j) \frac{P_{Tj}(\alpha, v_j)}{\eta_{mp}}, \quad (10)$$

а при полной подаче

$$q_{nj}(v_j) = q_{ej}(v_j) \frac{P_{Tj}(v_j)}{\eta_{mp}} \quad (11)$$

Кроме указанного параметра неполноты подачи топлива α , путевой расход q_n зависит также еще и от многих других факторов, влияние которых трудно учитываемо и может быть определено только экспериментально по месту использования погрузчика. Например на топливную экономичность влияет техническое состояние узлов и агрегатов системы питания, температура охлаждающей жидкости и атмосферы, состояние шасси, регулировка зацепления зубчатых колес главной передачи, давление в шинах и еще ряд других факторов, которые в общем можно охарактеризовать коэффициентом полезного действия η конкретного погрузчика.

Имея частичные тяговые характеристики при неполной подаче топлива $P_{Tj}(\alpha, v_j)$ (формулы (6) и (7)), а также зависимость удельного путевого расхода топлива (формула (10) и (11)), можно ставить вариационную задачу об определении такого закона движения погрузчика по трассе, чтобы при этом расход топлива был минимальным.

Общий расход топлива по трассе равен

$$Q = \sum_i \int_0^{l_i} q_n(\alpha, v) dx, \quad (12)$$

где интеграл вычисляется по каждому отдельному участку трассы l_i с заданным сопротивлением дороги ψ_i , а суммирование производится по всем участкам трассы.

Если на выражение

$$J_i = \int_0^{l_i} q_n(\alpha, v) dx, \quad (13)$$

смотреть математически как на функционал

$$J[x(t)] = \int_0^{l_i} F\left(\alpha, \dot{x}\right) dx, \quad (14)$$

который зависит от закона движения $x(t)$ ($v = \dot{x}$) по данному участку, то как известно из вариационного исчисления [2], минимум функционала $J[x(t)]$ достигается на функции $x(t)$, которая удовлетворяет уравнению

$$F_x\left(\alpha, \dot{x}\right) = const. \quad (15)$$

Поскольку левая часть этого уравнения зависит только от $\dot{x} = v$, то его решением при ($\alpha = const$) будет одно или несколько постоянных значений $v = const$.

Таким образом, минимальный расход топлива на каждом участке трассы обеспечивается только при некоторой постоянной скорости движения $v = const$;

любое отклонение от постоянной скорости будет приводить всегда к увеличению расхода топлива.

Решение уравнения (15) осуществлялось следующим путем. Выбиралась определенная градация по степени неполноты подачи топлива. Весь диапазон подачи был условно разделен на 10 интервалов: значению $\alpha=1$ соответствует полная подача топлива (100%), а $\alpha=2$ – доле 90% от полной подачи, $\alpha=3$ – 80% и т.д. Из-за отсутствия в паспортных данных двигателей их частичных характеристик была использована гипотеза, что уменьшение мощности двигателя при каждом числе оборотов пропорционально величине подачи топлива в двигатель, т.е. частичная тяговая характеристика при неполной подаче строилась по формуле (7), а путевой расход q_n – по формуле (10) в предположении (4).

Фактическое решение уравнения (15) осуществлялось методом Ньютона путем занесения всей информации в память компьютера.

Для каждого заданного участка дороги определялось $\psi = f + i$ – коэффициент сопротивления дороги (i – уклон дороги; f – коэффициент сопротивления качению, который одинаков для всех колес автопогрузчика, определяется по справочной литературе и не зависит от типа и состояния дороги, а также от метеорологических условий) и общее сопротивление дороги $P_\partial = (f + i)G \equiv \psi G$. Затем из тяговой зависимости $P_{Tj}(\alpha_j, v_j)$ с указанной степенью градации по α_j находилось решение уравнения (15) при каждом α_j и каждом j .

Далее при помощи зависимостей (10) для каждого из найденных значений скорости v_{ij} находилось значение путевого расхода q_{nij} и из этих значений методом перебора определялась та совокупность i и j , при которых значение q_{nij} оказывалось минимальным. Именно эти параметры i и j называются оптимальными, поскольку они обеспечивают наибольшую топливную экономичность движения карьерного погрузчика.

По разработанной методике был проведен расчет на ПЭВМ рациональных режимов движения колесных погрузчиков САТ 988G в карьерах Вольногорского ГМК на примере цифровых планов горных работ и карьерных дорог №1 и №2 (номера дорог условны). Рассматривалось движение колесных погрузчиков в груженом состоянии и движение по той же дороге порожняком.

Профиль дороги рассматривался участками с реальными постоянными уклонами, геометрические данные о рельефных точках профиля получены по трехмерной модели территории карьера и цифровых планов автодорог. На рис. 3 приведены расчетные участки карьерной дороги №1 и исходные топографические данные.

Для дороги №1 некоторые участки с близкими уклонами объединялись в один участок с общим уклоном. Общее количество участков для дороги №1 с различными уклонами было 24, а для дороги №2 – 18. Коэффициент трения качения f выбирался согласно рекомендациям литературных источников [2,3, 4].

Результаты расчетов рациональных скоростей движения для колесного погрузчика САТ 988G приведены в таблицах 1 и 2, при коэффициенте полезного действия трансмиссии $\eta_{mp}=0,8$, полной загрузки ковша массой $m_{zp}= 11,34$ т и массы тары колесного погрузчика $m_0=50,18$ т.

Выводы

- Разработана методика расчета рациональных скоростных режимов движения колесных погрузчиков в карьерах при селективно-валовой выемке титано-циркониевых руд, отличающаяся тем, что впервые в математической модели движения карьерного погрузчика параметры уклона дорог и величины удельного расхода топлива являются величинами переменными, а не заданными, что позволяет использовать цифровые планы карьеров и обеспечить рациональную скорость движения погрузчиков на любых участках карьерных дорог.

- Разработанная методика рекомендуется для определения и контроля рациональных скоростей движения карьерных колесных погрузчиков при оперативном управлении карьерным транспортом с применением радионавигационных систем, ГИС и GPS –технологий при селективно-валовой выемке титано-циркониевых руд. Применение методики позволяет в реальном масштабе времени моделировать профиль автодорог и обеспечить рациональную скорость движения погрузчика при минимальном значении удельного расхода топлива.

- Методика позволяет получать и накапливать данные о фактических скоростях движения колесных погрузчиков в карьерах, выявлять тенденции их изменения, выполнять проектные расчёты по строительству карьерных дорог с учетом рациональных скоростных режимов движения колесных погрузчиков при минимальных затратах топлива.

- Выполнение дальнейших исследований направлено на совместное использование разработанной методики расчета рациональных скоростных режимов движения колесных погрузчиков, ГИС и GPS–технологий при внедрении диспетчерской системы оперативного управления горно-транспортным оборудованием в карьерах при селективно-валовой выемке титано-циркониевых руд.

Литература

1. Баранов Ю.Д. Математическая модель движения карьерного автосамосвала / Сборник науч. труд. НГУ.-Днепропетровск.-2004.-№19.-Т.1.-С. 93-102.
2. Теория и конструкция автомобиля /В.А. Иларионов, М.М. Марин, Н.М. Сергеев и др.- М.: Машиностроение, 1985.-368 с.
3. Транспорт на горных предприятиях / Под ред. Б.А. Кузнецова.- М.: Недра, 1976.- 552 с.
4. Чудаков Е.А. Теория автомобиля.- М.: Машгиз, 1950.-452с.
5. Caterpillar Performance Handbook. Edition 31, Peoria, Illinois, USA, 2000.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Симоненко В.И.
Поступила в редакцию 24.05.05*

НЕСУЩАЯ СПОСОБНОСТЬ РОЛИКА КАНАТНОЙ ДОРОГИ

Проведен анализ работ, посвященных исследованиям долговечности канатов во взаимодействии с блоками (шкивами), рассмотрен силовой контакт каната с цилиндрическим роликом небольшого диаметра, предложены способы снижения контактных напряжений и износа рабочей поверхности ролика.

Проведено аналіз робіт, що присвячені дослідженням довговічності канатів при взаємодії їх з блоками (шківками), розглянуто силовий контакт каната з циліндричним роликом невеликого діаметру, запропоновано засоби зниження контактних напружень та зношення поверхні ролика.

There were analysed papers on research of ropes life in interaction with pulleys, and was considered power contact of rope with small diameter cylinder roll, and were suggested ways to reduce contact tensions and working surface of roll wear.

Канатные напочвенные дороги, работающие по принципу откатки состава вагонеток замкнутым канатом, сравнительно быстро распространились во всех угледобывающих странах (первая установка демонстрировалась на выставке в немецком городе Эссене в 1954 году). Однако, существующие конструкции дорог имеют ряд недостатков, в частности низкую долговечность тяговых канатов и линейных элементов (блоков и роликов). Предметом исследования является ролик поддерживающего устройства в зоне его контакта с тяговым канатом (рис. 1). Согласно правилам эксплуатации допустимый угол перегиба каната на ролике составляет 6° .

Цель работы – повышение долговечности роликов канатных дорог.

При наличии высокой осевой нагрузки (до 50 кН) на канат и нестационарного режима работы ДКН вследствие изменяющегося профиля пути, зона контакта ролика и каната постоянно испытывает действие нормальных и касательных статических, а также пульсирующих динамических нагрузок. Исследования свидетельствуют о том, что наиболее неблагоприятные условия для контактирующих тел создаются вблизи границы контура контакта. Периодическое раскрытие стыка поверхностей создает благоприятные условия для контактной коррозии. Процессы пластического смятия происходят в зоне контакта под действием изменяющейся осевой силы, взаимное проскальзывание при постоянном наличии в зоне контакта абразивных частиц ведет к истиранию.

Большой вклад в исследования долговечности канатов во взаимодействии с блоками (шкивами) внесли А.И. Дукельский, П.П. Нестеров, Ф.М. Глушко, Л.В. Колосов, А.И. Колчин, Н.И. Коваленко, Н.М. Белая, А.Г. Прохоренко, Р.А. Баграмов, С.Ф. Чукмасов, В.А. Иванов, В.И. Бекерский, Г.П. Ксюнин и др.

На долговечность каната существенно влияет угол обхвата блока канатом α . В результате исследований, проведенных Т.М. Туманяном [1] сделан вывод о значительном росте долговечности канатов с уменьшением угла обхвата блока канатом менее 10° . Автором вводится понятие "критического угла обхвата" канатом блока, при уменьшении которого резко возрастает долговечность каната.

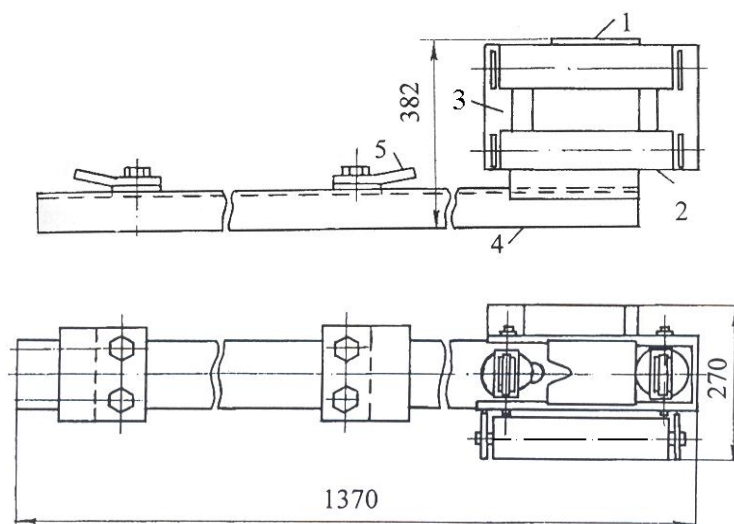


Рис.1. Устройство поддерживающее ДКН: 1 – кронштейн; 2 – ролик горизонтальный; 3 – ролик вертикальный; 4 – шпала.; 5 – прижимы.

В работе С.Т. Сергеева [2] предложена формула для определения критического угла обхвата:

$$\alpha_k = \frac{720t}{\pi n_{\Pi} D}, \quad (1)$$

где t – шаг свивки прядей каната; n_{Π} – число прядей каната.

Аналогичные исследования проведены И.А. Окишкевичем [3] в отношении блоков малого диаметра тросовых проводок самолетов. Им получена зависимость для определения критического угла обхвата канатом блока:

$$\alpha_k = \frac{5t}{K_n D}, \quad (2)$$

где K_n – число наружных прядей в свивке; D – диаметр блока.

А.И. Дукельским [4] сделан вывод о том, что при углах обхвата менее 4° канат не облегает блок малого диаметра, и возникают условия аналогичные изгибу несущего каната под колесом вагонетки подвесной канатной дороги. В этом случае диаметр блока сказывается на величине контактных напряжений.

Автором предложена формула для определения среднего (условного) давления каната на поверхность блока:

$$\rho = \frac{\pi}{2} \psi_c \frac{d}{D} \sigma_p, \quad (3)$$

где ψ_c – коэффициент заполнения площади поперечного сечения каната; σ_p – напряжение растяжения.

Для снижения контактных напряжений А.И. Дукельский рекомендует увеличение диаметра проволоки каната, уменьшение модуля упругости материала обода и применение канавки на рабочей поверхности блока.

Исследованиями С.Ф. Чукмасова и И.П. Землякова [5] предложено выражение для определения удельных давлений применительно к паре "блок-канат":

$$q = 0,7 \sqrt{\frac{P}{R_{\text{б}} n r}} \sqrt{\frac{E_{\text{б}} E_{\text{к}}}{E_{\text{б}} + E_{\text{к}}}}, \quad (4)$$

где P – натяжение каната; $R_{\text{б}}$ – радиус блока; n – число контактирующих с блоком проволок на участках касания; r – радиус сечения проволок каната; $E_{\text{б}}, E_{\text{к}}$ – модуль упругости материала, соответственно, блока и каната.

На основании анализа механических свойств различных материалов авторы рекомендуют для увеличения долговечности канатов применение мягких футеровок.

В современных напочвенных канатных дорогах применяются цилиндрические поддерживающие ролики небольшого диаметра (80...150 мм). В качестве тяговых канатов используются канаты параллельной, реже крестовой свивки диаметром 18...20 мм с диаметром проволок в наружном слое от 0,8 до 2,0 мм с органическим сердечником. Проанализируем силовое взаимодействие проволок каната с поверхностью ролика (рис.2) [6]:

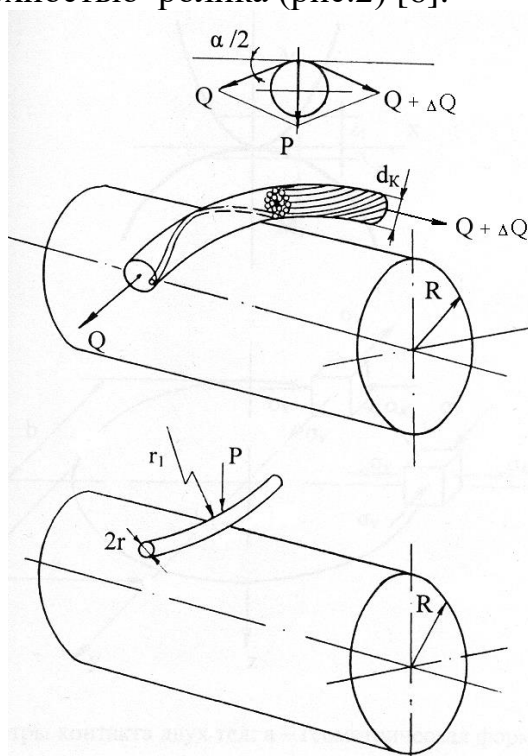


Рис. 2. Схема силового контакта: а, б – каната с роликом; в – проволоки каната с роликом.

Здесь: Q – сила натяжения каната; P – нормальная сила, прижимающая проволоку каната к поверхности ролика; f – коэффициент трения; r – радиус сечения проволоки; r_1 – радиус кривизны проволоки в канате; R_1 – радиус канавки ролика (в случае, если она имеется); R – радиус рабочей поверхности ролика.

Впервые решение основных задач о контактных напряжениях и деформациях проведено методом теории упругости Г. Герцем, дополнено А.Н. Динником и К.М. Беляевым при следующих допущениях: напряжения в зоне контакта не превышают предела упругости; площадки контакта малы по сравнению с поверхностями соприкасающихся тел; силы давления, распределенные

по поверхности контакта нормальны к этой поверхности; деформации каната в период взаимодействия отсутствуют.

Недеформированные поверхности двух тел вблизи точки касания (рис.3,а) с достаточной точностью можно заменить двумя поверхностями второго порядка, имеющими уравнение

$$Z_1 + Z_2 = Ax^2 + By^2, \quad (5)$$

где Z_1, Z_2 – расстояние между точками на поверхности тел; x, y – координаты точек, лежащих в плоскости контактной площадки; A, B – постоянные коэффициенты, зависящие от величин главных кривизн и угла между плоскостями главных кривизн соприкасающихся тел.

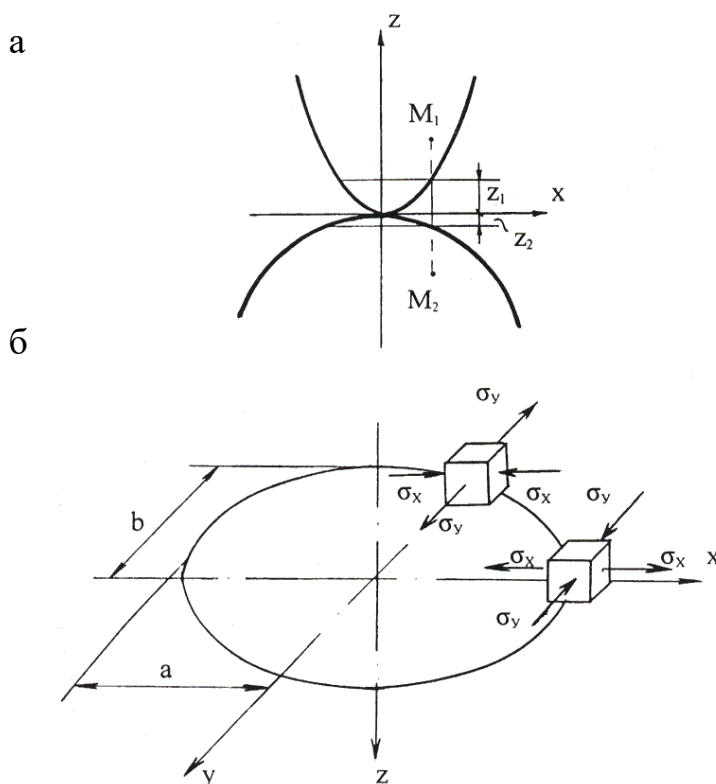


Рис. 3 Параметры контакта двух тел: а – геометрическая форма контакта; б – напряжения в точках контура.

$$A + B = \frac{1}{2}(\rho_{11} + \rho_{12} + \rho_{21} + \rho_{22}),$$

$$B - A = \frac{1}{2} \left[(\rho_{11} - \rho_{12})^2 + (\rho_{21} - \rho_{22})^2 + 2(\rho_{11} - \rho_{12})(\rho_{21} - \rho_{22}) \cos 2\psi \right]^{1/2}, \quad (6)$$

где $\rho_{11}, \rho_{12}, \rho_{21}, \rho_{22}$ – соответственно, максимальные и минимальные кривизны поверхностей; ψ – угол между плоскостями кривизн ρ_{11} и ρ_{12} .

Максимальное давление на площадке касания:

$$p_0 = \frac{3 P_{\max}}{2 F} = \frac{3 P_{\max}}{2 \pi a b}, \quad (7)$$

где P_{\max} – усилие, действующее на наиболее нагруженную проволоку; F – площадь пятна контакта; a, b – длина полуосей эллиптической площадки касания. Размеры эллиптической площадки касания определяется по выражениям:

$$b = n_b \sqrt[3]{\frac{3 \eta P_{\max}}{4 A + B}}; \quad a = n_a \sqrt[3]{\frac{3 \eta P_{\max}}{4 A + B}}. \quad (8)$$

Коэффициенты n_a и n_b находятся с помощью таблиц в зависимости от угла ψ между плоскостями главных кривизн обеих поверхностей:

$$\cos \psi = \frac{B - A}{B + A}, \quad (9)$$

упругой постоянной соприкасающихся тел:

$$\eta = \frac{1 - \mu_1^2}{E_1} - \frac{1 - \mu_2^2}{E_2}, \quad (10)$$

где μ_1, μ_2, E_1, E_2 – коэффициенты Пуассона и модули упругости сжимаемых тел.

Подставляя (8) в (7) получим:

$$p_0 = \frac{1}{\pi n_a n_b} \sqrt[3]{\frac{6 P_{\max} (A + B)^2}{\eta^2}}, \quad (11)$$

Выражение (6) можно преобразовать следующим образом:

$$A + B = \frac{\rho_{11}}{2} \left(1 + \frac{\rho_{21}}{\rho_{11}} + \frac{\rho_{22}}{\rho_{11}} + \frac{\rho_{12}}{\rho_{11}} \right), \quad (12)$$

где $\rho_{11} = \frac{1}{r}$; $\rho_{21} = \frac{1}{R}$; $\rho_{22} = \frac{1}{R_1}$; $\rho_{12} = \frac{1}{r_1}$.

Для применяемых тяговых канатов и роликов ДКН указанные параметры находятся в пределах: $r = 0,5 - 1,0$ мм; $R = 45 - 60$ мм; $R_1 = \infty$ (канавка отсутствует); $r_1 = 20 - 30$ мм. Учитывая, что $\frac{1}{r} \gg \frac{1}{r_1} \gg \frac{1}{R} \gg \frac{1}{R_1}$, а отношения

$\frac{\rho_{21}}{\rho_{11}}, \frac{\rho_{22}}{\rho_{11}}, \frac{\rho_{12}}{\rho_{11}}$ близки к нулю, с достаточной для практических расчетов степенью точности можно принимать:

$$A + B \approx \frac{\rho_{11}}{2} = \frac{1}{2r}. \quad (13)$$

Подставляя формулу (13) в (11), имеем:

$$p_0 = 0,63 C n_p \sqrt[3]{\frac{P_{\max}}{r^2}}, \quad (14)$$

где C – коэффициент, зависящий от материалов контактирующей пары.

Поскольку $\mu_1^2 \ll 1$ и $\mu_2^2 \ll 1$ имеем:

$$C = \frac{1}{\pi} \sqrt[3]{\frac{6}{\eta^2}} = 0,58 \sqrt[3]{\left(\frac{E_1 E_2}{E_1 + E_2}\right)^2}, \quad (15)$$

$$n_p = \frac{1}{n_a n_b}, \quad (16)$$

где n_p – геометрический параметр, характеризующий кривизны соприкасающихся тел.

Таким образом, максимальное контактное напряжение для пары “проволока-ролик” составит:

$$p_0 = 0,365 n_p \sqrt[3]{\left(\frac{E_1 E_2}{E_1 + E_2}\right)^2} \sqrt[3]{\frac{P_{\max}}{r^2}}, \quad (17)$$

Размеры площадки контакта:

$$a = 1,14 n_a \sqrt[3]{\left(\frac{E_1 E_2}{E_1 + E_2}\right)^2 P_{\max} r}; \quad b = 1,14 n_b \sqrt[3]{\left(\frac{E_1 E_2}{E_1 + E_2}\right)^2 P_{\max} r}. \quad (18)$$

Напряженное состояние в точках контура эллиптической площадки контакта характеризуется напряжениями [7], представленными на рис.3,б.

Здесь:
$$\sigma_{xy} = -p_0(1-2\mu) \frac{\beta}{e^2} \frac{xy}{ab} \left[\frac{x}{ae} \operatorname{arcth} \frac{ex}{a} - \frac{by}{be} \operatorname{arcth} \frac{ey}{b\beta} \right], \quad (19)$$

$$\sigma_y = p_0(1-2\mu) \frac{\beta}{e^2} \left[1 - \frac{x}{ae} \operatorname{arcth} \frac{ex}{a} - \frac{by}{be} \operatorname{arcth} \frac{ey}{b\beta} \right], \quad (20)$$

$$\sigma_x = -p_0(1-2\mu) \frac{\beta}{e^2} \left[1 - \frac{x}{ae} \operatorname{arcth} \frac{ex}{a} - \frac{by}{be} \operatorname{arcth} \frac{ey}{b\beta} \right],$$

(21) где $\beta = \frac{b}{a}$; $e^2 = 1 - \beta^2$.

Во всех точках контурного эллипса площадки контакта имеет место плоское напряженное состояние. При $x = a$, $y = 0$ (конец большой полуоси) касательное напряжение $\tau_{xy} = 0$, а нормальные напряжения:

$$\sigma_x = -\sigma_y = -p_0(1-2\mu) \frac{\beta}{e^2} \left[1 - \frac{1}{e} \operatorname{arcthe} \right]. \quad (22)$$

Очевидно, что в точках концов большой оси эллипса в направлении ее будет наблюдаться растяжение, а в перпендикулярном – сжатие. Аналогично, на концах малой полуоси ($x = 0$, $y = b$) также отсутствуют касательные напряжения, а главные напряжения:

$$\sigma_x = -\sigma_y = -p_0(1-2\mu) \frac{\beta}{e^2} \left[1 - \frac{\beta}{e} \operatorname{arcth} \frac{e}{\beta} \right]. \quad (23)$$

В случае эллиптической площадки контакта, во всех точках контура будет иметь место двухосное напряженное состояние, называемое чистым сдвигом. Максимальное касательное напряжение (при $\mu=0$):

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} = 0,133p_0. \quad (24)$$

Согласно гипотезе наибольших касательных напряжений эквивалентное напряжение составит:

$$\sigma_{\text{эКВ}} = \sigma_1 - \sigma_3 = 2\tau_{\max}, \quad (25)$$

где σ_1, σ_3 , – наибольшее и наименьшее из трех главных напряжений, соответственно.

Проверка прочности при контактных напряжениях производится по условию:

$$\sigma_{\text{эКВ}} = m\sigma_{\max} \leq [\sigma], \quad (26)$$

откуда:

$$\sigma_{\max} \leq \frac{1}{m}[\sigma] = [\sigma]_{\text{конт}} \quad (27)$$

где $[\sigma]_{\text{конт}} = [\sigma]/m$ – допустимое напряжение для наибольшего напряжения в месте контакта; m – коэффициент, зависящий от отношения полуосей эллиптической площадки поверхности.

Воспользовавшись формулами Герца - Беляева для контакта тел различной конфигурации и формулами (17) и (20), и задавшись значениями, входящих в них параметров: модули упругости $E_1 = E_2 = 2 \cdot 10^5$ Па, коэффициенты Пуассона $\mu_1 = \mu_2 = 0,3$, радиус ролика $R_1 = 0,045$ м, радиус каната $r' = 1 \cdot 10^{-2}$ м, радиус проволоки каната $r = 0,5 \cdot 10^{-4}$ м, радиус шкива $R = 0,5$ м, нормальная сила (рис.2) $P = 2Q \cdot \sin \alpha / 2$, $\alpha = 6^\circ$ – угол отклонения каната на ролике, определим напряжения, действующие в контакте (табл.1).

Таблица 1

Расчетные контактные напряжения

Контактирующие поверхности	Максимальное контактное напряжение, МПа	Допускаемое максимальное давление, МПа
Стальной канат – ролик	2600	1000
Проволока каната-ролик	4700	то же
Стальной канат-ролик с канавкой	1200	то же
Плоский канат-ролик	300	то же
Стальной футерованный ролик	30	3,2
Стальной канат-футерованный шкив трения	3	то же

Подробная классификация способов снижения износа представлена на рис. 4

Сравнивая расчетные значения максимальных контактных напряжений с допустимыми $[\sigma]_{\text{конт}} = 1000$ МПа для стали 30, из которой изготовлена труба ролика, можно сделать следующие выводы:

- для случая контакта каната (как сплошного стержня) с роликом напряжения, возникающие в зоне контакта превосходят допустимые более, чем в 2 раза, а при контакте одной проволоки каната с роликом более, чем в 4 раза;
- наличие канавки на рабочей поверхности ролика снижает контактные напряжения, однако при существующих размерах контактирующих тел они выше допустимых в 1,2 раза;
- применение мягкой футеровки роликов из резины не может быть рекомендовано вследствие ее разрушения из-за высоких удельных давлений.



Рис.4. Способы снижения износа рабочей поверхности ролика.

Очевидно, что и футеровки из полиамидов в этих условиях не будут долговечны (допустимое удельное давление полиамидов всего на 30 % выше, чем у резины);

- применение роликов из легированных сталей с последующей термообработкой существенно (до 30%) снижает износ рабочей поверхности роликов, однако вопрос влияния их на износ тягового каната требует дополнительных исследований. Кроме того, при внедрении подобной технологии резко возрастают расходы на производство роликов;

- создание в рабочей поверхности ролика предварительно-напряженного состояния позволяет повысить его износостойкость на 30 - 40%;

- весьма перспективным с точки зрения повышения долговечности как поддерживающих устройств, так и тяговых органов, представляется использование в ДКН плоских металлических либо обрешиненных канатов, что позволяет снизить контактные напряжения ниже допустимых;

- рекомендуемый для ДКН максимальный угол перегиба каната на роликах поддерживающих устройств (6° – в инструкции по эксплуатации; 15° – в ПБ) является завышенным и не должен по величине контактных напряжений для серийных установок превышать $1,5^\circ$.

Дальнейшие работы целесообразно проводить в направлении теоретических и экспериментальных исследований взаимодействия плоского обрешинного тягового органа с роликами и шкивами.

Литература

1. Туманян Т.М. Влияние величины угла обхвата, напряжения и диаметра блока на выносливость каната // Машиностроение. – М.: Машиностроение. – 1957. – № 191. – С.112-116.
2. Сергеев С.Т. Фактические усилия в элементах набегающего на блок каната // Стальные канаты. – К.: Техника. – 1956. – № 2. – С.88 – 93.
3. Окишкевич И.А. К вопросу о выборе диаметра ролика для тросовых проводок // Стальные канаты. – К.: Техника. – 1967. – № 4. – С. 91-96.
4. Дукельский А.И. Подвесные канатные дороги и кабельные краны. – М.: Машиностроение, 1966. – 397с.
5. Чукмасов С.Ф., Земляков И.П. Пластмассовая футеровка блоков // Стальные канаты. – К.: Техника. – 1966. – Вып. 3. – С.36-41.
- 6 .Коптовец А.Н., Зиль В.В., Денищенко А.В. Частные решения контактной задачи для расчета прочности роликов канатных напочвенных дорог // Горный журнал. Известия вузов. – 1994. – №1. – С.79-82.
7. Подвесные устройства шахтных подъемных сосудов / Гаркуша Н.Г., Колосов Л.В., Обухов А.Н. и др.– М.: Недра, 1980. –105с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Шириным Л.Н.
Поступила в редакцию 01.02.05*

УДК 625.22

© Е.А. Лагошная

ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ПРИВОДА ШАХТНОГО ЛОКОМОТИВА С ФУТЕРОВАННЫМИ КОЛЕСАМИ ПРИ ПЕРЕМЕННОЙ НАГРУЗКЕ

Рассмотрено влияние футеровки колес на динамику привода шахтного локомотива при переменной нагрузке.

Розглянуто вплив футеровки коліс на динаміку приводу шахтного локомотива при змінному навантаженні.

Influence of fettled wheels on the dynamics of drive of mine locomotive at the variable loading is considered.

На горных предприятиях основным современным видом транспорта является локомотивная откатка. Около 70% всего грузопотока угольных шахт и почти 100% грузопотока на рудниках приходится на локомотивную откатку, которая производится контактными, аккумуляторными и другими типами шахтных локомотивов.

Согласно принятой «Стратегии развития топливно-энергетического комплекса Украины до 2030 года», объемы добычи угля должны быть доведены до 120 млн. тонн в год. Поэтому обеспечение высокой надежности шахтных локомотивов является важным условием повышения производительности локомотивной откатки – основного показателя эффективности работы шахтного

транспорта. Главными характеристиками, которые определяют работу шахтного локомотива, это реализация силы тяги, надежность и долговечность узлов и деталей ходовой части. Специфические условия эксплуатации во время движения шахтного локомотива по рельсовой колее обуславливают возникновение значительных динамических составляющих сил, которые увеличивают износ колесных пар.

Одним из перспективных вариантов решения этой задачи является использование резинометаллических частей, в том числе и футеровка колес резиной.

На показатели эффективности работы шахтного локомотива в значительной мере влияют условия взаимодействия фрикционной пары колесо-рельс [1].

Ходовая часть шахтного локомотива представляет собой динамический объект, возбуждение колебаний в котором обусловлено не только кинематическими характеристиками транспортного средства, но и инерционными возмущениями, которые возникают во время его работы [2]. Специфический процесс качения колес, связанных между собой жестко при помощи оси в колесной паре, по поверхности рельсовой колее приводит к появлению больших динамических нагрузок в элементах привода и ходовой части.

Во всех известных работах электромеханические параметры электровозов определяются без непосредственного согласования их тяговых и тормозных средств, что имеет место в практике проектирования этих машин. В результате у одних электровозов технические скорости значительно ниже возможных по торможению, вследствие чего их производительность неоправданно ограничивается. Другие электровозы, наоборот, обладают скоростями, превышающими допустимые при экстренном торможении, поэтому появляется необходимость в искусственном снижении скорости с безвозвратной потерей энергии, усложняется управление электровозом, а главное, не гарантируется своевременная остановка поезда во время аварийных ситуаций.

Поэтому исследования, направленные на определение рациональных параметров и модернизацию ходовой части шахтных локомотивов, изучение динамической работы элементов железнодорожного пути являются актуальными и будут способствовать увеличению провозной способности внутришахтного транспорта и скоростей движения, что в конечном итоге определяет возможность повышения производительности горнодобывающих предприятий.

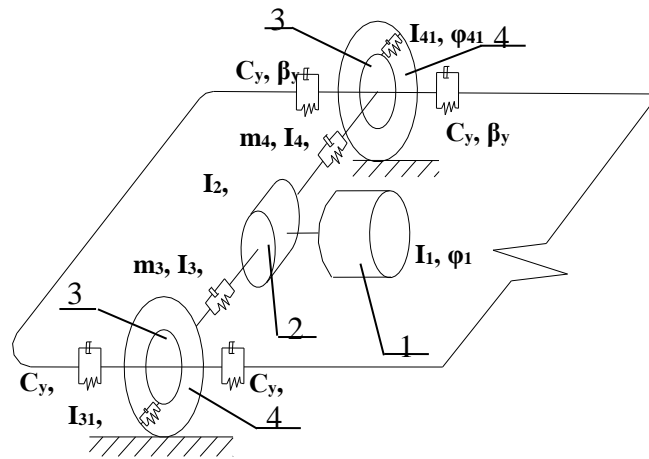
Вопрос улучшения тягово-тормозных характеристик шахтного локомотива решен в данной работе за счет использования футеровки колес резиной.

Целью исследований является математическое моделирование и исследование динамических характеристик привода шахтного локомотива с футерованными колесами.

Для учета характеристики фрикционной пары колесо-рельс, коэффициент сцепления при качении футерованного колеса по рельсу принят в виде нелинейной зависимости от относительного скольжения.

Колебания колесно-моторного блока локомотива описываются системой дифференциальных уравнений второго порядка с постоянными коэффициентами. При составлении математической модели использована характеристика тягового двигателя, которая учитывает электродинамические процессы в пере-

ходных режимах. Уравнения колебания получены с использованием уравнения



Лагранжа второго рода [3]. Линейные перемещения вдоль оси колеи обозначены через y_i , угловые – через φ_i (рис. 1).

Рис. 1. Расчетная схема колесно-моторного блока шахтного локомотива
1 – тяговый двигатель; 2 – передаточный механизм;
3 – колесная пара; 4 – футеровка.

Уравнения колебаний колесно-моторного блока шахтного локомотива имеют вид:

$$m \cdot \ddot{y} + C_{y_3} \cdot (y - y_3) + \beta_{y_3} \cdot (\dot{y} - \dot{y}_3) + C_{y_4} \cdot (y - y_4) + \beta_{y_4} \cdot (\dot{y} - \dot{y}_4) = 0;$$

$$m_3 \cdot \ddot{y}_3 + C_{y_3} \cdot (y - y_3) + \beta_{y_3} \cdot (\dot{y} - \dot{y}_3) = \frac{M_{k_3}}{R_3};$$

$$m_4 \cdot \ddot{y}_4 + C_{y_4} \cdot (y - y_4) + \beta_{y_4} \cdot (\dot{y} - \dot{y}_4) = \frac{M_{k_4}}{R_4};$$

$$J_1 \cdot \ddot{\varphi}_1 + C_{\varphi_1} \cdot (\varphi_1 / u_{ред} - \varphi_2) = M_1;$$

$$J_2 \cdot \ddot{\varphi}_2 + C_{\varphi_3} \cdot (\varphi_2 - \varphi_3) + \beta_{\varphi_3} \cdot (\dot{\varphi}_2 - \dot{\varphi}_3) + C_{\varphi_4} \cdot (\varphi_2 - \varphi_4) + \beta_{\varphi_4} \cdot (\dot{\varphi}_2 - \dot{\varphi}_4) - C_{\varphi_1} \cdot (\varphi_1 / u_1 - \varphi_2) = 0;$$

$$J_3 \cdot \ddot{\varphi}_3 + C_{\varphi_3} \cdot (\varphi_2 - \varphi_3) + \beta_{\varphi_3} \cdot (\dot{\varphi}_2 - \dot{\varphi}_3) = 0;$$

$$J_{31} \cdot \ddot{\varphi}_{31} + C_{\varphi_{31}} \cdot (\varphi_3 - \varphi_{31}) + \beta_{\varphi_{31}} \cdot (\dot{\varphi}_3 - \dot{\varphi}_{31}) = M_{k_3};$$

$$J_4 \cdot \ddot{\varphi}_4 + C_{\varphi_4} \cdot (\varphi_2 - \varphi_4) + \beta_{\varphi_4} \cdot (\dot{\varphi}_2 - \dot{\varphi}_4) = 0;$$

$$J_{41} \cdot \ddot{\varphi}_{41} + C_{\varphi_{14}} \cdot (\varphi_4 - \varphi_{41}) + \beta_{\varphi_{41}} \cdot (\dot{\varphi}_4 - \dot{\varphi}_{41}) = M_{k_4};$$

$$J_5 \cdot \ddot{\varphi}_5 + C_{\varphi_5} \cdot (\varphi_2 - \varphi_5) + \beta_{\varphi_5} \cdot (\dot{\varphi}_2 - \dot{\varphi}_5) = M_5;$$

$$\frac{di}{dt} = (U - C_0 \cdot K_\phi \cdot i \cdot \varphi_1 - R \cdot i) \cdot \frac{1}{L}$$

где m – приведенная масса локомотива; m_i – масса выходных звеньев; y, \dot{y}, \ddot{y} – соответственно линейное перемещение, линейная скорость и линейное ускорение локомотива; $y_i, \dot{y}_i, \ddot{y}_i$ – линейное перемещение, линейная скорость и линейное ускорение соответствующих колес; $\varphi_i, \dot{\varphi}_i, \ddot{\varphi}_i$ – обобщенные угловые координаты, угловая скорость и угловое ускорение звеньев колесно-моторного блока; $\varphi_{ij}, \dot{\varphi}_{ij}, \ddot{\varphi}_{ij}$ – обобщенные угловые координаты, угловая скорость и угловое ускорение футеровки; R_i – радиус “ i ”-го колеса; t – время; J_i – момент инерции “ i ”-ого звена; $C_{\varphi_i}, \beta_{\varphi_i}$ – коэффициенты жесткости и вязкого сопротивления полуосей колесно-моторного блока; $C_{\varphi_{ij}}, \beta_{\varphi_{ij}}$ – коэффициенты жесткости и вязкого сопротивления футеровки; C_{y_i}, β_{y_i} – коэффициенты жесткости и вязкого сопротивления резинометаллических элементов; $i_{ред}$ – передаточное число редуктора; L – суммарная величина индуктивности обмоток якоря и возбуждения; R – суммарное сопротивление обмоток; U, i – соответственно напряжение и ток якоря тягового электродвигателя; M_1 – вращательный момент на валу тягового электродвигателя: $M_1 = C_0 \cdot K_\phi \cdot i^2$, где C_0, K_ϕ – постоянные, зависящие от параметров тягового электродвигателя; M_5 – момент поворота тягового электродвигателя относительно оси колесной пары: $M_5 = C_n \cdot b \cdot Z_n$, где b – расстояние от оси колесной пары до оси подвески тягового электродвигателя; Z_n – перемещение узла подвешивания привода колесно-моторного блока относительно колесной пары; C_n – коэффициент жесткости упругого элемента узла подвески привода колесно-моторного блока; M_{ki} – моменты силы сопротивления на колесах, $i = 3, 4$: $M_{ki} = N_i \cdot \psi(S)$, где N_i – нормальное усилие, приходящееся на i -е колесо, изменяющееся по синусоидальному закону; $\psi(S_i)$ – коэффициент сцепления колеса с рельсом, зависящий от относительного скольжения: $\psi(S_i) = k_1 \cdot S_i$, где k_1 – числовой коэффициент механической характеристики фрикционной пары.

Принимаем тангенциальную характеристику сцепления футерованного колеса с рельсом [4].

Решение системы составленных уравнение выполнено числовым методом Рунге-Кутты при помощи пакета прикладных программ “Mathematica 3.0-98” [1].

Результаты решения представлены в виде графических зависимостей (рис. 2-4).

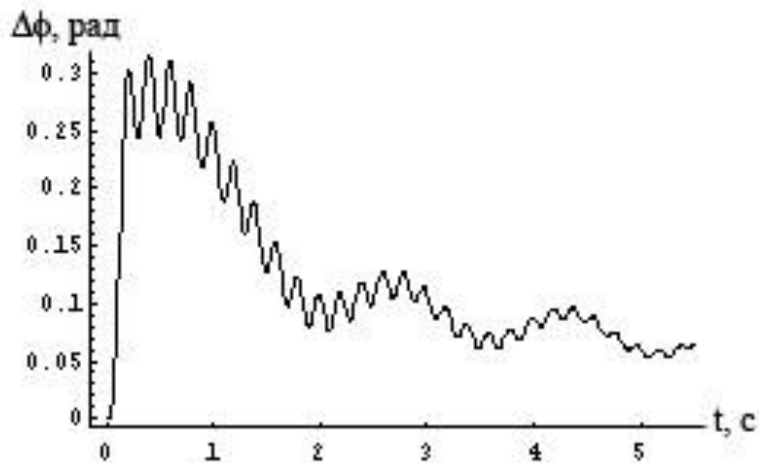


Рис.2. Угловое перемещение футеровки относительно колеса

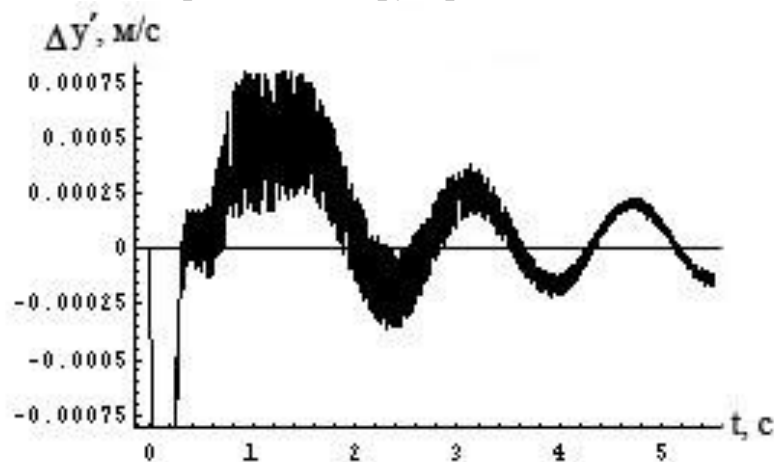


Рис.3. Скорость колеса относительно платформы

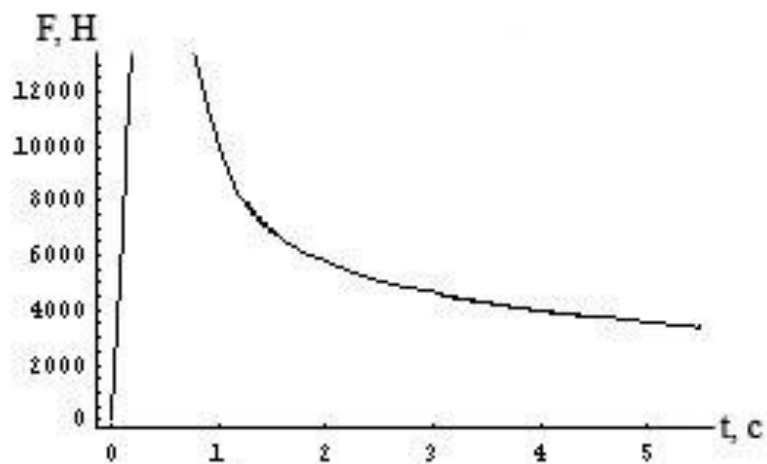


Рис.4. Сила сцепления колеса с рельсом

Таким образом, получены следующие результаты: за время, равное 5 с., колебания футеровки уменьшаются от 0,3 рад. до 0,1 рад., что пропорционально скорости шахтного локомотива. Из рис. 2 следует, что наибольший износ футеровки происходит в первую секунду запуска. Взаимное подергивание колеса и платформы происходит в течение первой секунды, в дальнейшем их скорости уравниваются (рис. 3).

Литература

1. Сердюк А.А. Фрикционные характеристики футерованных колес шахтных локомотивов. Известия вузов, Горный журнал. – 1999. - №7. – с.56-61.
2. Поляков Н.С., Новиков Е.Е. Динамика шахтного рельсового транспорта. – Киев: Наук. думка, 1973. – 199 с.
3. А.А.Сердюк, Е.А. Лагошная Динамика тормозного режима привода шахтного локомотива с футерованными колесами. Сборник научных трудов НГУ. - 2003. - №19. - т.4 - с.220-224.
4. Левитский Н.И. Теория механизмов и машин. – М.: Наука., 1990. – 592 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Самусей В.И.
Поступила в редакцию 10.06.05*

РЕШЕНИЕ ДИАГНОСТИЧЕСКИХ ЗАДАЧ В УСЛОВИЯХ ПРОИЗВОДСТВА

Определена последовательность решения диагностических задач по определению фактического состояния оборудования в условиях действующего горно-металлургического производства. Рассмотрены вопросы формирования перечня диагностируемых машин, периодичности измерений, порядок выполнения работ при диагностировании оборудования.

Визначена послідовність рішення діагностичних задач по визначенню фактичного стану устаткування в умовах діючого гірничо-металургійного виробництва. Розглянуті питання утворення списку машин, що діагностуються, періодичності вимірювань, порядку виконання робіт при діагностиці устаткування.

In article the sequence of the decision of diagnostic problems by definition of an actual condition of the equipment in conditions of working manufacture is determined. Questions of formation of the list of diagnosed machines, periodicity of measurements and performance of works at diagnosing the equipment are considered.

Первым этапом решения задач технического диагностирования является формирование перечня диагностируемых машин. Ознакомление с конструкцией машины предваряет этап выбора методов и средств диагностирования. Для металлургического завода структурной единицей является цех, поэтому вначале составляется список всего оборудования цеха. Затем проводят разделение машин и механизмов по группам однотипного функционирования. В цехе обычно выделяют: крановое оборудование; основные технологические машины; вспомогательное оборудование; насосы; вентиляторы и дымососы; гидравлическое оборудование.

По каждой группе оборудования разрабатывают методики диагностирования, выбирают средства и определяют периодичность диагностирования. Решение задач диагностирования осуществляется последовательно. Например, для электросталеплавильного цеха рекомендуется следующая последовательность: механизмы роторного типа (насосы подачи воды, вентиляторы, дымососы, насосы гидропривода); технологические механизмы (механизм качания кристаллизатора, тянущие клетки, поворотный стенд); вспомогательное оборудование (рольганги МНЛЗ); крановое оборудование.

В каждой группе определяют однотипные машины и степень резервирования. По всем механизмам составляют кинематические схемы с краткой технической характеристикой: назначение, мощность двигателя, масса машины, тип и передаточное число редуктора, масса, основные параметры рабочего органа. Проводят анализ отказов за ближайший промежуток времени (от 5 до 10 лет), выявляя причины отказов, характер разрушения узлов, простои цеха, время ремонта, вид изнашивания, проведенные реконструкции (табл. 1).

Сведения, приводимые в табл. 1, служат основанием для определением приоритета диагностируемых механизмов. По степени убывания выбранных

параметров проводят ранжирование объектов. Суммарные ранги укажут на первоочередность и периодичность диагностирования.

Таблица 1

Форма для анализа отказов диагностируемого оборудования

Наименование механизма	Масса	Мощность двигателя	Наличие резервирования	Средняя периодичность отказов	Среднее время восстановления	Простои (потери) цеха	Примечание
Группа оборудования							

В совокупность рассматриваемых параметров могут быть включены и другие показатели: параметры ремонтпригодности, число деталей, количество запасных частей на складе и т. д.

Также необходимо указать режим работы машины: длительный, кратковременный, повторно-кратковременный. Важным фактором является возможность доступа к механизму во время работы, от чего зависит выбор метода диагностирования. Механизмы роторного типа обычно работают в длительном режиме и для них наиболее целесообразным является функциональное диагностирование. Постановка диагноза в этом случае проводится по оценке реакции объекта на рабочее воздействие. Определяется связь между входными воздействиями и выходными реакциями либо фиксируются входные параметры (расход, давление, частота вращения) на определенном уровне. Для гидропривода оценивается последовательность и время выполнения операций функционирования объекта. Для роторных механизмов ведется наблюдение за комплексом внешних признаков (шум, вибрация, температура, трещины, подтекания масла), а также за косвенными признаками (сила тока, расход энергии, анализ смазки).

Технологические механизмы и крановое оборудование имеют либо кратковременный режим работы, либо недоступны в процессе функционирования. Это определяет выбор тестового диагностирования, включающего визуальный осмотр и диагностирование механизма в режиме холостого хода, рассматривая данный режим как тестовое воздействие.

Определение рациональных сроков диагностирования возможно при условии решения задачи прогнозирования технического состояния. Процессы изнашивания работающего оборудования зависят от качества технического обслуживания и параметров технологических нагрузок. Эти зависимости носят детерминированный и стохастический характер. Практически в процессе эксплуатации данные зависимости не могут быть точно определены. Неопределенным остается и предельное значение диагностических параметров для различных видов повреждений. Так, например, износ сепаратора подшипника и недостаточное смазывание требуют различных ремонтных воздействий, имеющих разные временные приоритеты. Предельные сроки ремонтных воздействий могут быть установлены путем математического моделирования неисправных со-

стояний, однако эти методы еще недостаточно разработаны. Поэтому сроки диагностирования устанавливаются на основании опыта эксплуатации, исходя из среднего срока развития повреждений. Периодичность диагностирования оборудования может быть принята постоянной или переменной.

Практическим результатом диагностирования является определение рационального срока ремонтного воздействия, поэтому наиболее целесообразно проводить диагностирование в сроки, предшествующие этапу подготовки к ремонту. Это позволит подготовить материальные и трудовые ресурсы, выявить наиболее поврежденные узлы, составить перечень и последовательность работ либо отказаться от проведения ремонта. Соответственно первый срок диагностирования привязан к годовому графику ремонтов. После проведенного ремонта необходимо проверить качество выполненных работ, зафиксировать произошедшие изменения – это определяет второй срок диагностирования, также соответствующий годовому графику ремонтов.

При определении периодичности диагностирования можно ориентироваться на минимальные сроки развития повреждений на средний срок наработки на отказ, на приоритетность оборудования. Следует учитывать возможность внезапного развития повреждений по тем или иным причинам, например, из-за ошибок технологического, обслуживающего персонала.

Информация о техническом состоянии оборудования в рамках системы планово-предупредительных ремонтов имеет два основных источника: сообщения дежурного и технологического персонала; результаты осмотров и ревизий оборудования. Данная информация имеет различную степень предупреждения отказа. В первом случае неисправности имеют значительную степень развития и становятся доступными для регистрации органолептическими методами. Во втором случае визуальный осмотр следов изнашивания позволяет оценить степень повреждения и принять решение о необходимости замены элемента с определенным предупреждением отказа. Третий источник – диагностирование оборудования, должно обеспечивать более раннее получение данных о техническом состоянии.

Предлагается сочетать органолептические методы, такие как прослушивание шумов механизма, визуальный осмотр, контроль вибрации, температуры; диагностирование по общему уровню и параметрам вибрации; методику спектрального анализа. Использование органолептических методов требует малых временных затрат, поэтому обычным для группы диагностирования должен стать утренний и вечерний обход оборудования. Даже при отсутствии приборов в этом случае появляется возможность зарегистрировать отклонения в работе механизмов.

Время диагностирования должно выбираться исходя из требования максимальной концентрации внимания и обеспечения работоспособности оператора. Необходимо предусмотреть время для обработки диагностической информации, передачи диагнозов, согласовании сроков ремонтных воздействий с ремонтной службой цеха. Следует в течение рабочего дня выполнять диагностирование однотипного оборудования, например, вентиляторов, насосов подачи воды, насосов гидропривода. Это позволяет использовать метод взаимного

сравнения при оценке технического состояния. В результате осмотра однотипного оборудования необходимо определить один - два механизма с наихудшими параметрами. Даже при отсутствии назначенных ремонтных воздействий на эти механизмы следует обратить первостепенное внимание во время следующего диагностирования.

Назначенное ремонтное воздействие требует контроля за сроками выполнения и качеством выполненного ремонта. Если после ремонта техническое состояние не изменилось, то ремонтное воздействие выбрано неверно. Однако отсутствие ответной реакции может подтверждать предполагаемый диагноз. Например, если подача смазочного материала не приводит к изменению вибрационных характеристик механизма, то возможны: износ подшипника, дисбаланс ротора, перекос вала, нарушения в посадке подшипника.

Группа диагностирования ежедневно проводит вибрационный мониторинг механизмов и передает ремонтной службе цеха результаты измерений и рекомендации о предполагаемых повреждениях механизмов и необходимых ремонтных воздействиях в виде бланков контроля (рис. 1) и в электронном виде. На бланках контроля мастера по ремонту оборудования соответствующих участков отмечают характер выполненных работ и обнаруженные неисправности и сообщают о них в группу диагностирования. Замену элементов, разборку оборудования для ревизии желательно проводить в присутствии диагноста. Ремонтная служба цеха планирует и проводит ремонты используя полученные данные. Результаты осмотров оборудования и предпринятые ремонтные воздействия сообщаются группе диагностирования.

Участок:					Дата:	
Механизм:						
Точка измерения	Виброскорость, мм/с			Виброускорение, gE	Ударный импульс, дБ	Рекомендации
	V	H	A			
1						
2						
3						
4						
Вывод: _____						
Выполненные работы: _____						

Рис. 1. Бланк контроля состояния оборудования и выполненных ремонтных работ

Выполнение работ по диагностированию оборудования начинается с изучения конструкции, особенностей работы, определения способов и средств диа-

гностирования. Первоначально заполняется формуляр, пример которого приведен на рис. 2. Далее составляется кинематическая схема механизма, уточняются технические характеристики, выбираются режимы измерения. После определения методов и средств контроля технического состояния, определения контрольных точек измерения и периодичности измерения проводят оценку технического состояния оборудования. Периодичность измерения предварительно принимается равной периодичности проведения ремонтов.

Объект диагностирования	Гидроцилиндр механизма наклона печи
Возможные повреждения	Износ, повреждения манжет поршня
Следствия повреждений	Перетекание жидкости из нагнетательной в сливную полость, металлический контакт деталей, задиры на внутренней поверхности цилиндра
Проверяемые параметры	Самопроизвольное изменение положения поршня под нагрузкой, изменение разности давления в нагнетательной и сливной полости, изменение времени срабатывания механизма, появление ультразвуковых колебаний при внутренних утечках жидкости, появление ударных импульсов при перемещении поршня
Технические характеристики	Давление в нагнетательной и сливной полости, подача насоса, геометрические размеры цилиндра, время срабатывания, скорость перемещения штока, усилие гидроцилиндра
Способы контроля	Наличие утечек в сливной магистрали, визуальный контроль изменения положения поршня, контроль времени срабатывания, проверка высокочастотных составляющих в спектре вибрации при работе цилиндра, проверка рабочих параметров гидросистемы (давление, расход), анализ характера загрязнений в рабочей жидкости (осмотр фильтров, магнитных пробок)
Необходимая документация и вопросы	Схема гидропривода, чертеж гидроцилиндра в сборе, расположение оборудования, характерные повреждения элементов механизма, характер их проявления, частота появления, способы обнаружения

Рис. 2. Формуляр решения задачи диагностирования

Оценка технического состояния включает комплексное определение следующих диагностических параметров и методов: визуальный осмотр, измерение общего уровня вибрации, измерение отдельных параметров вибрации, характеризующих состояние подшипников качения, контроль степени нагрева корпусных деталей, анализ шума механизма. При необходимости проводится спектральный анализ вибрации с целью раннего обнаружения повреждений.

Визуальный осмотр оборудования включает следующее: проверку затяжки резьбовых соединений по наличию следов смещения элементов в виде четких разделительных линий и наличия окиси железа в виде красного порошка; проверку целостности корпусных деталей, определяются места наружных повреждений, деформаций деталей, фундамента; проверяются следы подтекания масла, которые являются следствием ослабления резьбовых соединений либо повреждением уплотнений; проверяются биения валов и муфт – как результат износа подшипников (одновременно оценивается характер шума) или несоосности валов (далее следует проверка соосности на остановленном механизме). Все вращающиеся детали при работе должны иметь четко просматриваемые линии образующих поверхностей.

Выполняются измерения диагностических параметров, устанавливается диагноз и определяются необходимые ремонтные воздействия. Выработанные рекомендации передаются представителям ремонтной службы цеха (заместителю по оборудованию, механику цеха, мастерам участков). На первом этапе работы группы рекомендуется вместе с диагнозом приводить и его обоснование в произвольной форме в соответствии с диагностической моделью. После проведения ремонтных воздействий проводится послеремонтное обследование механизма с целью определения качества проведенного ремонта и подтверждения правильности поставленного диагноза. Результаты проведенных ремонтов и замен фиксируют в виде сообщений по отдельному механизму.

После проведенных замен выполняется осмотр поврежденных деталей и определяется причина ускоренного износа, повреждения, поломки. Результаты обследования оформляются документально и накапливаются в истории однотипных механизмов для дальнейшего анализа. Накопленные данные должны определить рациональные сроки проводимых ремонтов и соответственно, сроки и периодичность диагностирования.

Предложенная последовательность решения диагностических задач прошла апробацию в условиях действующего металлургического предприятия при формировании службы диагностирования.

Выводы.

- Определена последовательность решения диагностических задач по определению фактического состояния горно-металлургического оборудования в условиях действующего производства.
- Рассмотрены вопросы формирования перечня диагностируемых машин, периодичности измерений, порядок выполнения работ при диагностировании горно-металлургического оборудования.

*Рекомендована к публикации д.т.н Самусей В.И.
Поступила в редакцию 24.06.05*

ЭНЕРГОЕМКОСТЬ ПРОЦЕССА ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ЖИДКИХ И ГАЗООБРАЗНЫХ СРЕД ПО ТРУБОПРОВОДАМ

В статье дано теоретическое рассмотрение энергоемкости процесса транспортирования жидких и газообразных сред по трубопроводам.

У статті надано теоретичне розглядання енергоємності процесу транспортування рідких та газоподібних середовищ по трубопроводах.

In article theoretical consideration of power consumption of process of transportation of liquid and gaseous environments and similar to powders on pipelines is given.

Любой технологический процесс характеризуется валовыми показателями, среди которых объем выполненной продукции V , затраты времени T , затраты работы A , затраты финансовых ресурсов Φ . Технологический процесс характеризуется также и удельными показателями:

- производительностью

$$P = \frac{V}{T}, \quad (1)$$

- себестоимостью

$$C = \frac{\Phi}{V}, \quad (2)$$

- мощностью

$$N = \frac{A}{T}, \quad (3)$$

- энергоемкостью

$$\mathcal{E} = \frac{A}{V}. \quad (4)$$

Процессы транспортирования по трубопроводам твердых сыпучих, жидких и газообразных веществ занимают важное место в хозяйственной деятельности человека. Эти процессы, как и все остальные, характеризуются как валовыми показателями, так и удельными показателями.

Целью настоящей статьи является теоретическое рассмотрение энергоемкости процесса транспортирования твердых сыпучих, жидких и газообразных сред по трубопроводам.

Транспортирование веществ различного агрегатного состояния (твердое порошкообразное, жидкое, газообразное) широко осуществляется по трубопроводам различной пространственной ориентации по открытому (расходному) или замкнутому (циркуляционному) производственному циклу (рис. 1).

Такие схемы широко применяются в геологии, горном деле, металлургии, химической промышленности, строительстве, сельском хозяйстве и других отраслях практической деятельности человека, например:

- откачки воды, нефти из скважин,
- наливов и закачек в шурфы и скважины,

- циркуляция промывочной жидкости при бурении скважин,
 - шахтный водоотлив
 и большое множество других производственных процессов.

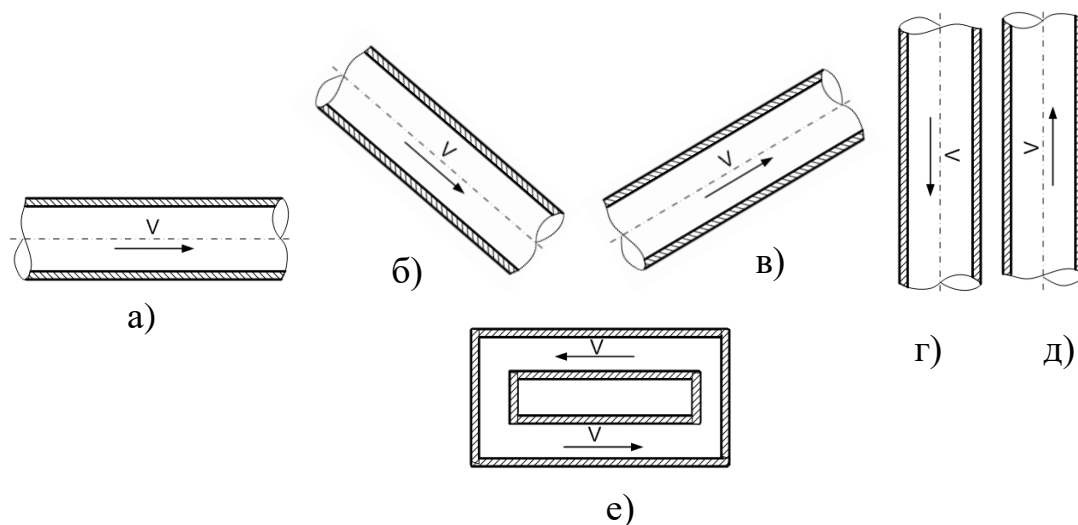


Рис.1. Схемы трубопроводов в зависимости от их пространственной ориентации и характера производственного цикла:

- а) горизонтальный,
- б) наклонный,
- в) наклонный восстающий,
- г) вертикальный,
- д) вертикальный восстающий;
- а, б, в, г, д – открытый производственный цикл,
- е) замкнутый производственный цикл,
- v – направление транспортного потока.

Применительно к рассматриваемому случаю энергоёмкость процесса транспортирования представляет собой отношение работы транспортирования к объёму транспортируемой среды, т. е. является удельной объёмной работой транспортирования.

$$\mathcal{E} = \frac{A}{V_{cp}}, \left[\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right], \quad (5)$$

где \mathcal{E} – энергоёмкость процесса транспортирования,

A – работа транспортирования, Дж,

V_{cp} – объём транспортируемой среды, м^3 .

В свою очередь работа транспортирования вычисляется как

$$A = N t, [\text{Дж}] \quad (6)$$

где N – мощность процесса транспортирования, Вт,

t – время процесса транспортирования, с.

Объём транспортируемой среды V_{cp} за время t равен

$$V_{cp} = Q t, [\text{м}^3] \quad (7)$$

где Q – производительность процесса транспортирования, $\text{м}^3/\text{с}$.

Тогда с учетом (6), (7) выражение (5) для энергоемкости процесса транспортирования после преобразования примет вид

$$\mathcal{E} = \frac{N}{Q}, \left[\frac{Bm}{\text{м}^3/\text{с}} \right]. \quad (8)$$

Т.е. энергоемкость процесса транспортирования представляет собой отношение мощности энергоемкость процесса транспортирования к его производительности (объемной скорости или расходу). Так как размерность мощности $[Bm]$ можно представить как $\left[\frac{\text{Дж}}{\text{с}} \right]$, то в итоге размерность энергоемкости по формуле (8) будет $\left[\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right]$, т.е. такая как и размерность по формуле (5).

Мощность процесса транспортирования по трубопроводам твердых сыпучих, жидких и газообразных сред согласно [1,2] можно записать

$$N = p Q, [Bm], \quad (9)$$

где p – потери давление по длине трубопровода, Па.

Тогда выражение(8) с учетом (9) после преобразования запишется в следующем виде

$$\mathcal{E} = p, [Pa] \quad (10)$$

Т.е. энергоемкость процесса транспортирования численно равна давлению транспортирования, выраженному в паскалях. К такой же размерности $[Pa]$ приводится энергоемкость, выраженная по формулам (5) и(8).

Данное теоретическое решение хорошо коррелируется с известным теоретическим определением энергоемкости процесса разрушения горных пород при бурении [3].

Согласно [3] энергоемкость процесса разрушения горных пород определяется как отношение работы, затраченной на разрушение горной породы, к объему разрушенной породы $\left[\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right]$. Энергоемкость процесса разрушения горной породы численно равна отношению окружного усилия, действующего на резце буровой коронки, к площади поперечного сечения снимаемой стружки горной породы, т.е. тоже имеет размерность $\left[\frac{H}{\text{м}^2} = Pa \right]$.

Общая мощность транспортирования N_o с учетом коэффициента полезного действия технических средств η равна

$$N_o = \frac{N}{\eta}. \quad (11)$$

Тогда общая энергоемкость процесса транспортирования \mathcal{E}_o

$$\mathcal{E}_o = \frac{N_o}{Q}. \quad (12)$$

или с учетом (11)

$$\Theta_o = \frac{P}{\eta}. \quad (13)$$

Выводы. Таким образом, теоретически получены формулы, описывающие функциональную связь энергоемкости процесса транспортирования сред по трубопроводам с параметрами процесса – мощностью, давлением, производительностью.

Данное теоретическое решение может применяться при транспортировании по трубопроводам различных веществ, таких как: газы, жидкости, газожидкостные смеси, эмульсии, суспензии, твердые порошкообразные материалы.

Литература

1. Воздвиженский Б.И., Васильев М.Г. Буровая механика. -М.: Госгеолтехиздат, 1954. -491с.
2. Волков А.С., Ермакова В.И. Буровые геологоразведочные насосы. -М.: Недра, 1978. -205с.
3. Кожевников А.А. Исследование процессов разрушения горных пород при колонковом бурении. /Дисс. канд. техн. наук: 04.00.19. Днепропетровск: 1974. – 160с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Франчуком В.П.
Поступила в редакцию 10.06.05*

УДК 622.24

© А.А. Кожевников, В.Л. Хоменко

К ВОПРОСУ ОБ ЭНЕРГЕТИКЕ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

В статье приведены аналитические исследования мощности, подводимой к забою скважины, с учетом угла между результирующей нагрузкой и результирующей скоростью перемещения резца.

У статі наведені аналітичні дослідження потужності, яка підводиться до вибою свердловини, з урахуванням кута між результируючим навантаженням і результируючою швидкістю переміщення різця.

In article analytical researches of the capacity brought to bottom of a hole are resulted, in view of a corner between resulting loading and resulting speed of moving of a cutter.

Основными энергетическими характеристиками бурения скважин являются работа, совершаемая породоразрушающим инструментом, и мощность, подводимая к забою скважины.

Под действием результирующей нагрузки F_p единичный породоразрушающий элемент инструмента внедряется в горную породу с результирующей скоростью V_p . При этом направления результирующей нагрузки и результирующей скорости расположены под углом друг относительно друга. Однако в литературных источниках нет сведений о методе нахождения этого угла.

Тем не менее, решение этой задачи представляет научную ценность, так как позволяет получить более точные представления о взаимодействии пары "породоразрушающий инструмент – горная порода".

Целью настоящей работы является определение мощности с учетом угла между результирующей нагрузкой и результирующей скоростью перемещения резца.

Для решения задачи о нахождении результирующей работы A_p , совершаемой породоразрушающим инструментом, в специальной литературе обычно используют метод нахождения как сумму скалярных произведений в проекциях на координатные оси [1]

$$A_p = A_n + A_k = F_n \cdot S_n + F_k \cdot S_k, \quad (1)$$

где F_n, F_k – соответственно нормальная и касательная силы, действующие на породоразрушающем инструменте при бурении скважины; A_n, A_k – соответственно работы, совершаемые этими силами; S_n, S_k – соответственно нормальное и касательное перемещение породоразрушающего элемента.

Тогда мощность, подводимая к забою скважины, будет равна

$$N_p = F_n \cdot V_n + F_k \cdot V_k. \quad (2)$$

где V_n, V_k – соответственно нормальная и касательная скорость перемещения породоразрушающего элемента.

В нормальном направлении действует осевая нагрузка на породоразрушающий инструмент. Благодаря крутящему моменту и трению инструмента о горную породу возникает касательная составляющая F_k , которая в зависимости от условий контакта в паре "породоразрушающий инструмент-горная порода" по данным различных исследователей [2-4] составляет $F_k = (0,3 \div 0,6) \cdot F_n$. Несколько иное соотношение наблюдается при распределении нормальной и касательной скоростей перемещения единичного породоразрушающего элемента. Нормальной составляющей скорости перемещения породоразрушающего элемента является механическая скорость бурения, которая в зависимости от способа бурения, вида породоразрушающего инструмента и условий контакта в паре "инструмент-порода" может колебаться в пределах 0,1-100 м/ч. Касательной составляющей является окружная скорость вращения единичного породоразрушающего элемента, которая обычно колеблется в пределах 0,5-5 м/с, т.е. 1800-18000 м/ч. Таким образом, соотношение между нормальной и касательной скоростью перемещения породоразрушающего элемента может составлять $V_k = (18 \div 18000) \cdot V_n$.

Недостатком метода нахождения работы, совершаемой породоразрушающим инструментом, и мощности, подводимой к забою скважины в виде (1) и (2), является то, что хотя такое разложение по проекциям на координатные оси облегчает определение непосредственно работы и мощности, но не дает полного представления о механике взаимодействия в паре "инструмент-порода".

На рис. 1 приведена схема действия сил и скоростей при работе породоразрушающего инструмента.

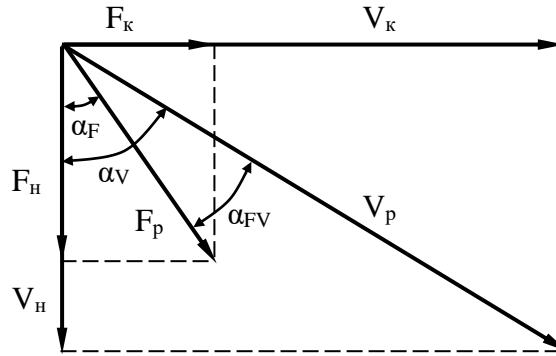


Рис. 1. Схема действия сил и скоростей при работе породоразрушающего инструмента

Определим результирующую работу, совершаемую породоразрушающим инструментом, как

$$A_p = F_p \cdot S_p \cdot \cos \alpha_{FS}, \quad (3)$$

где α_{FS} – угол между направлением действия результирующей нагрузки и направлением результирующего перемещения породоразрушающего элемента.

Тогда мощность, подводимая к забою скважины, будет равна

$$N_p = F_p \cdot V_p \cdot \cos \alpha_{FV}, \quad (4)$$

где α_{FV} – угол между направлением действия результирующей нагрузки и направлением результирующей скорости породоразрушающего элемента.

Угол между направлением действия результирующей нагрузки и направлением скорости перемещения породоразрушающего элемента α_{FV} , определим как разность между углом наклона результирующей нагрузки к вертикали α_F и углом наклона результирующей скорости перемещения породоразрушающего элемента к вертикали α_V

$$\alpha_{FV} = |\alpha_F - \alpha_V|. \quad (5)$$

В свою очередь угол наклона результирующей нагрузки α_F и угол наклона результирующей скорости перемещения породоразрушающего элемента α_V равны

$$\alpha_F = \operatorname{arctg} \frac{F_k}{F_n}, \quad (6)$$

$$\alpha_V = \operatorname{arctg} \frac{V_k}{V_n}. \quad (7)$$

Следовательно

$$\alpha_{FV} = \left| \operatorname{arctg} \frac{F_k}{F_n} - \operatorname{arctg} \frac{V_k}{V_n} \right|. \quad (8)$$

Тогда результирующая работа, совершаемая породоразрушающим инструментом, и мощность, подводимая к забою скважины, будут равны

$$A_p = F_p \cdot S_p \cdot \cos \left| \operatorname{arctg} \frac{F_k}{F_n} - \operatorname{arctg} \frac{S_k}{S_n} \right|, \quad (9)$$

$$N_p = F_p \cdot V_p \cdot \cos \left| \arctg \frac{F_k}{F_H} - \arctg \frac{V_k}{V_H} \right|. \quad (10)$$

Проведем несколько численных экспериментов для определения угла между направлением действия результирующей нагрузки и скорости перемещения породоразрушающего элемента α_{FV} при различных соотношениях их нормальных и касательных составляющих.

Определим результирующую скорость перемещения породоразрушающего элемента для соотношений ее нормальной и касательной составляющих для высокооборотного, нормального и медленно-вращательного бурения

$$V_p = \sqrt{V_H^2 + V_k^2}. \quad (11)$$

Таблица 1

Результирующая скорость перемещения породоразрушающего элемента (м/с)

V _к		V _н , м/ч									
м/с	м/ч	0,1	0,2	0,5	1	2	5	10	20	50	100
0,01	36	0,010	0,010	0,010	0,010	0,010	0,010	0,010	0,011	0,017	0,030
0,1	360	0,100	0,100	0,100	0,100	0,100	0,100	0,100	0,100	0,101	0,104
1	3600	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
2	7200	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000
3	10800	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000
4	14400	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000
5	18000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000

Результаты определения угла наклона результирующей скорости перемещения породоразрушающего элемента к вертикали α_V для данных условий приведена в табл. 2.

Таблица 2

Угол наклона результирующей скорости перемещения породоразрушающего элемента к вертикали (град)

V _к		V _н , м/ч									
м/с	м/ч	0,1	0,2	0,5	1	2	5	10	20	50	100
0,01	36	89,84	89,68	89,20	88,41	86,82	82,09	74,48	60,95	35,75	19,80
0,1	360	89,98	89,97	89,92	89,84	89,68	89,20	88,41	86,82	82,09	74,48
1	3600	90,00	90,00	89,99	89,98	89,97	89,92	89,84	89,68	89,20	88,41
2	7200	90,00	90,00	90,00	89,99	89,98	89,96	89,92	89,84	89,60	89,20
3	10800	90,00	90,00	90,00	89,99	89,99	89,97	89,95	89,89	89,73	89,47
4	14400	90,00	90,00	90,00	90,00	89,99	89,98	89,96	89,92	89,80	89,60
5	18000	90,00	90,00	90,00	90,00	89,99	89,98	89,97	89,94	89,84	89,68

Определим результирующую нагрузку для различных соотношений ее нормальной и касательной составляющих

$$F_p = \sqrt{F_H^2 + F_k^2}. \quad (12)$$

Таблица 3

Результирующая нагрузка (Н)

F _к , Н	F _н , Н			
	10000	20000	100000	200000
5000	11180	20616	100125	200062
10000	14142	22361	100499	200250
50000	50990	53852	111803	206155
100000	100499	101980	141421	223607

Результаты определения угла наклона результирующей нагрузки к вертикали α_F для данных условий приведены в табл. 4.

Таблица 4

Угол наклона результирующей нагрузки к вертикали (град)

F _к , Н	F _н , Н			
	10000	20000	100000	200000
5000	26,57	14,04	2,86	1,43
10000	45,00	26,57	5,71	2,86
50000	78,69	68,20	26,57	14,04
100000	84,29	78,69	45,00	26,57

В табл. 5 приведены данные по определению угла между направлением действия результирующей нагрузки и направлением скорости перемещения породоразрушающего элемента α_{FV} .

Таблица 5

Угол между направлением действия результирующей нагрузки и направлением скорости перемещения породоразрушающего элемента (град)

V _к /V _н	F _к /F _н								
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
0,1	0	5,599	10,989	16,091	20,854	25,253	29,281	32,949	36,277
0,5	20,854	15,255	9,866	4,764	0	4,399	8,427	12,095	15,422
1	39,289	33,690	28,301	23,199	18,435	14,036	10,008	6,340	3,013
100	83,716	78,117	72,728	67,626	62,862	58,463	54,435	50,767	47,440
500	84,175	78,575	73,186	68,084	63,320	58,922	54,893	51,226	47,898
1000	84,232	78,633	73,243	68,141	63,378	58,979	54,951	51,283	47,955
5000	84,278	78,679	73,289	68,187	63,423	59,025	54,997	51,329	48,001
10000	84,284	78,684	73,295	68,193	63,429	59,031	55,002	51,334	48,007
15000	84,286	78,686	73,297	68,195	63,431	59,032	55,004	51,336	48,009
20000	84,287	78,687	73,298	68,196	63,432	59,033	55,005	51,337	48,010

Анализируя выражения (9) и (10) и данные табл. 5 видно, что для повышения эффективности процесса бурения необходимо стремиться к минимальному углу между направлением действия результирующей нагрузки и направлением скорости перемещения породоразрушающего элемента α_{FV} , что достигается при увеличении отношения касательных нагрузок к нормальным F_k/F_n ($F_k/F_n \rightarrow 1$) и уменьшении отношения касательных скоростей к нормальным V_k/V_n ($V_k/V_n \rightarrow 0$).

Таким образом, впервые предложена методика позволяющая осуществлять анализ энергетического взаимодействия пары "породоразрушающий инструмент-горная порода" с позиции оптимизации процесса бурения по критерию повышения работы, совершаемой породоразрушающим инструментом, и мощности, подводимой к забою скважины.

Литература

1. Спивак А.И., Попов А.Н. Разрушение горных пород при бурении скважин. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1979. – 239 с.
2. Сологуб С.Я. Исследование процессов, совершенствование и разработка новых технических средств разрушения горных пород средней крепости и крепких при вращательном бурении: Дисс. докт. техн. наук: 05.05.06. – Днепропетровск: 1975. – 230 с.
3. Кожевников А.О. Научные основы вращательно-ударного бурения глубоких геологоразведочных скважин высокочастотными гидроударными машинами с отражателями гидравлических волн. Дис. докт. техн. наук: 05.15.10. Днепропетровск: 1999. – 282 с.
4. Киселев А.Т. Научные основы, техника и технология вращательно-ударного бурения геологоразведочных скважин алмазными твердосплавными коронками с применением гидроударников: Дис. докт. техн. наук: 04.00.19. – М.: 1982. – 270 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Франчуком В.П.
Поступила в редакцию 05.05.05*

УДК 622.73:621.926.5

© И.В. Новицкий, Ю.А. Шевченко

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВОЗНИКНОВЕНИЯ КОЛЕБАНИЙ РУДНОЙ НАГРУЗКИ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

Разработана математическая модель процесса движения материала в барабанной мельнице и исследована в зависимости от параметров трения.

Розроблена процесу руху матеріалу у барабанному млині та досліджена залежно від параметрів тертя.

Mathematical model of the process of the moving the material in drum mill depending on parameter of friction is designed and explored.

Актуальность исследований. Около половины всех капитальных и эксплуатационных затрат, при обогащении руд, приходится на процесс измельчения. Этот факт свидетельствует о том, что управляющие воздействия, приложенные к измельчительному агрегату, в наибольшей степени влияют на конечные показатели функционирования производства.

Современные барабанные мельницы являются наиболее распространенными агрегатами для измельчения сырья в горнорудной промышленности. Процесс измельчения в них характеризуется высокими энергозатратами и материалоемкостью [1].

На основании анализа существующих технических средств и подходов к управлению процессами измельчения можно сделать вывод о необходимости

использования для управления одной из переменных, характеризующих состояние внутримельничной нагрузки [2].

Целью данной работы является исследование характера движения материала в барабанной мельнице в зависимости от параметров трения.

Разработка математической модели. Предполагается, что свободное движение внутримельничной нагрузки описывается уравнением (рис. 1):

$$f(F_N + F_{цб}) - F_\tau = m\ddot{\theta}R \quad (1)$$

$F_N = mg\cos\theta$ - нормальная составляющая силы тяжести;

$F_\tau = mg\sin\theta$ - тангенциальная составляющая;

$F_{цб} = m\dot{\theta}^2 R$ - центробежная сила;

f - коэффициент трения между телом и внутренней поверхностью барабана.

Уравнение (1) приводится в литературе [3], хотя его анализ, выполненный ниже, отличается от результатов и выводов, полученных Коротичем В.И. Преобразуя (1), получим:

$$\ddot{\theta} - f\dot{\theta}^2 + \frac{g}{R} \cdot \sqrt{1 + f^2} \cdot \sin(\theta - \arctg(f)) = 0 \quad (2)$$

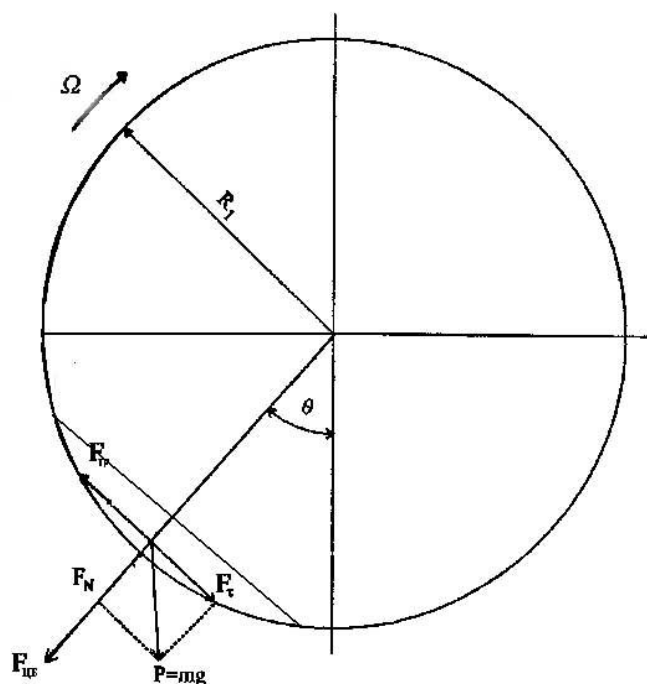


Рис. 1. Задача об исследовании характера движения материала в барабанной мельнице в зависимости от параметров трения

Параметрами системы (2) являются:

θ - угол отклонения центра тяжести от вертикальной оси, рад;

f - коэффициент трения;

g - ускорение свободного падения;

R - радиус барабана мельницы, м.

Как следует из уравнения (2), характер движения не зависит от его массы, а определяется радиусом барабана R и коэффициентом трения f .

Характерной отличительной особенностью уравнения (2) по сравнению с известными линейными уравнениями второго порядка является постоянство знака функции первой производной $f\dot{\theta}^2$ (точнее независимость его от знака первой производной $\dot{\theta}$). В общем случае, знак функции $f\dot{\theta}^2$ изменяется при $\Omega < \dot{\theta}^2$, о чем будет сказано ниже. Анализ уравнения (2) выполненный, например, по методике [4], показывает, что при $f = \text{const}$ система, описанная выражением (2), является консервативной, и ее фазовые траектории имеют вид замкнутых кривых (рис. 2а).

Амплитуда колебаний угла θ и его производной $\dot{\theta}$ определяется начальными условиями. Точка O является особой точкой типа центр и имеет координаты $(\arctg f; 0)$. Если центр тяжести нагрузки находится в точке O , то это значит, что нагрузка покоится и скользит относительно барабана со скоростью Ω , отклонившись от вертикали на угол $\theta = \arctg f$.

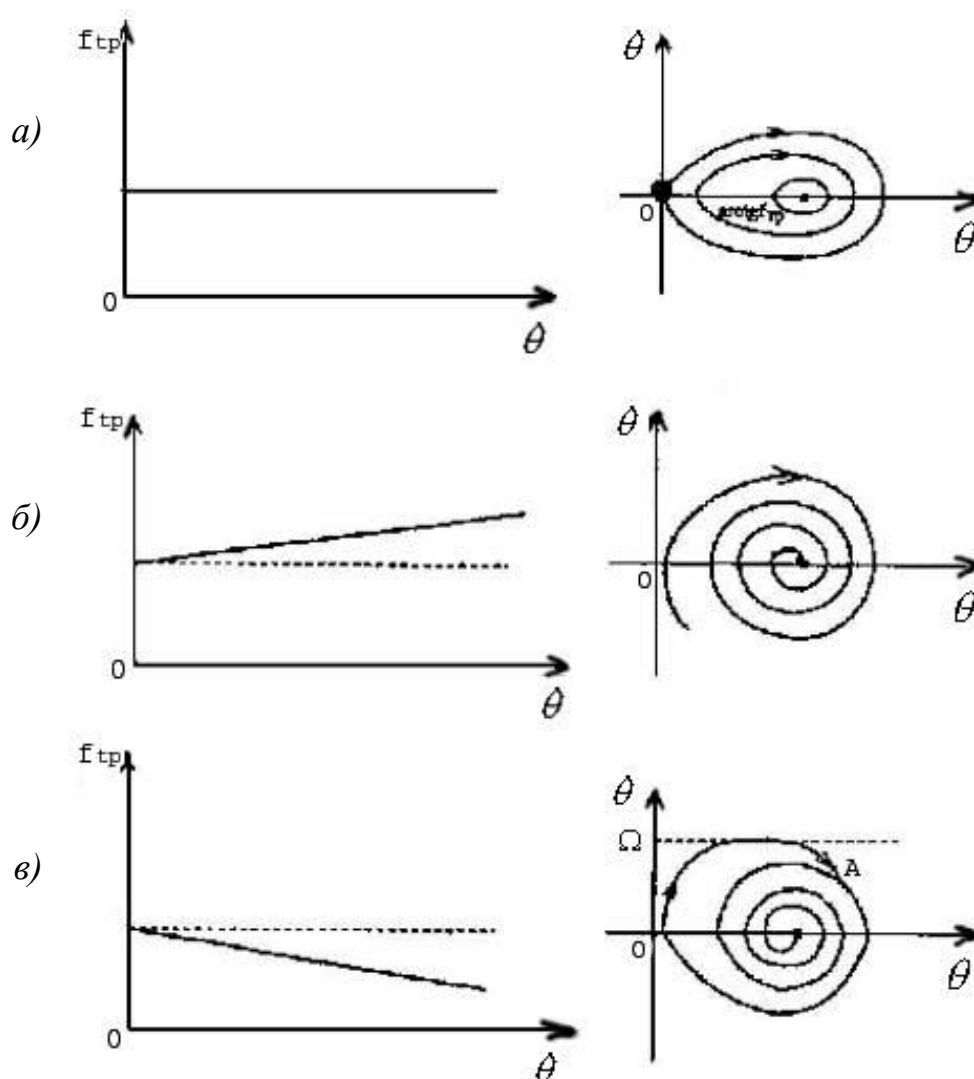


Рис.2. Зависимость фазовой траектории от вида функции $f_{TP}(\dot{\theta})$

При движении системы по одной из замкнутых фазовых траекторий знак функции $f\dot{\theta}^2$ половину периода противоположен знаку $\ddot{\theta}$, а в другую половину совпадает с ним.

Известно, что частота колебаний системы может быть приближенно оценена по формуле:

$$\omega = \sqrt{gR^{-1}\sqrt{1+f^2}} \quad (3)$$

В реальных условиях, коэффициент трения f зависит от относительной скорости соприкасающихся поверхностей, причем эта зависимость имеет довольно сложный вид [5]. Кроме того, при скоростях системы $\dot{\theta}$ больших, чем скорость вращения барабана Ω - сила трения $f(F_N + F_{цб})$ меняет знак. С учетом этого, более строго уравнение (2) может быть записано в виде:

$$\ddot{\theta} - f\dot{\theta}^2 \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) + \frac{g}{R} \cdot \sin(\theta) - \frac{fg}{R} \cdot \cos\theta \cdot \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) = 0 \quad (4)$$

В зависимости от вида функции $f = f(\Omega - \dot{\theta})$ колебания угла могут быть либо затухающими, либо возрастающими (расходящимися). Если характеристика $f = f(\Omega - \dot{\theta})$ возрастает, что возможно при малых разностях $(\Omega - \dot{\theta})$ и небольших удельных нагрузках, то колебания сходятся к устойчивому фокусу (рис. 2б).

При больших удельных давлениях, что имеет место в мельницах, характеристика $f = f(\Omega - \dot{\theta})$ убывает практически на всем диапазоне изменения аргумента, и фазовые траектории расходятся из окрестностей т. О, которая превращается в неустойчивый фокус (рис. 2в). Расходящиеся колебания угла θ и его производной $\dot{\theta}$ ограничены сверху скоростью вращения барабана Ω за счет функции $\text{Sign}(\Omega - \dot{\theta})$ в уравнении (4). При этом будут наблюдаться установившиеся колебания на фазовой плоскости (траектория А на рис. 2в) с амплитудой Ω .

Далее рассмотрены результаты решения уравнения (4) численным методом на ПК. Для решения система (4) была приведена к виду:

$$\begin{cases} \ddot{\theta} = F(\theta, \dot{\theta}) \\ F(\theta, \dot{\theta}) = f\dot{\theta}^2 \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) - \frac{g}{R} \cdot \sin(\theta) + \frac{fg}{R} \cdot \cos\theta \cdot \text{Sign}(\Omega - \dot{\theta}) \end{cases} \quad (5)$$

Функция $f(\Omega - \dot{\theta})$, согласно [5], была представлена зависимостью вида:

$$f(\Omega - \dot{\theta}) = [a + b \cdot (\Omega - \dot{\theta})] \cdot e^{-c(\Omega - \dot{\theta})} + d \quad (6)$$

а, в, с, d – параметры силы трения (рис. 3б).

Переходной процесс для заданных значений параметров приведен на рис. 3а.

В дальнейшем предполагается исследовать влияние параметра R на колебательные процессы в системе (4). Несоосность барабана, т.е. несовпадения его

геометрической оси с осью вращения, приводит к изменению этого параметра по закону: $R = R_0 + r * \sin(\omega t)$, где r - малый радиус; ω - частота изменения R , кратная частоте вращения барабана. Следовательно, в системе возможны параметрические возбуждения колебаний.

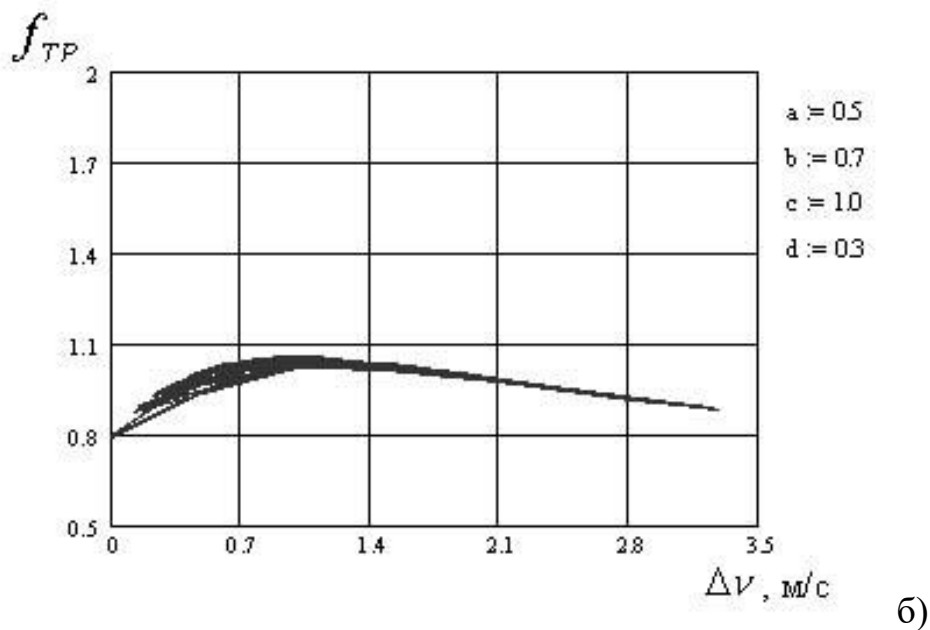
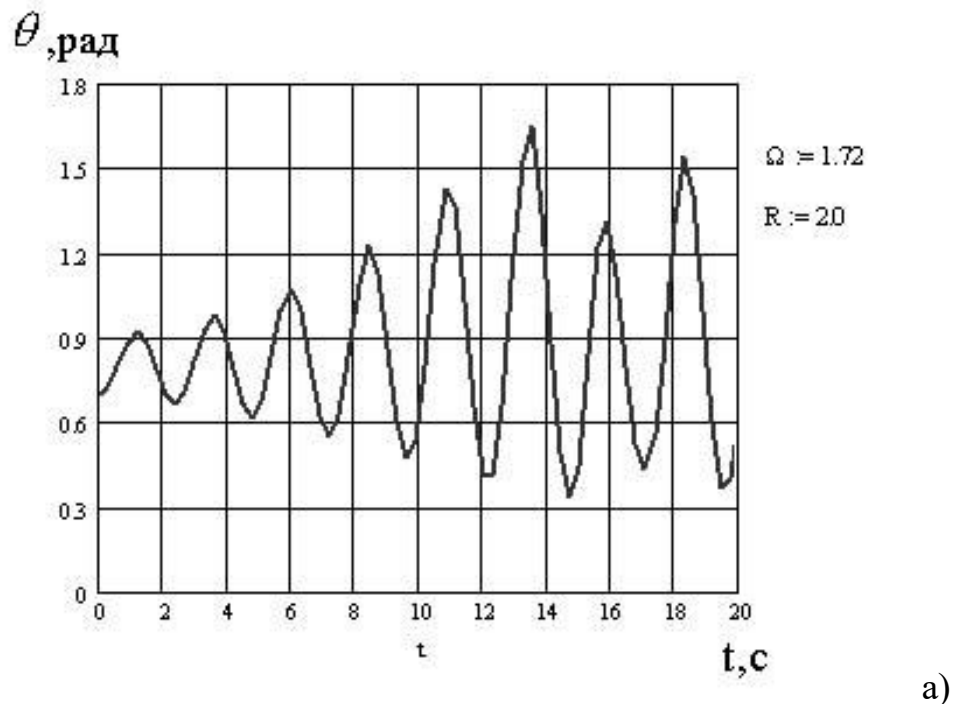


Рис.3. Решение уравнения (4) численным методом (а) при заданной характеристике трения (б)

Выводы:

1. Характер движения материала, при вращении барабана, может быть описан нелинейным дифференциальным уравнением второго порядка (4).
2. В случае, когда зависимость коэффициента трения от скорости вращения имеет убывающий вид, в рассмотренной механической системе возникают установившиеся колебания: имеет место предельный цикл.

Литература

1. Сокур Н.И., Хорольский В.П. Исследования и разработка систем управления процессами дробления и измельчения на обогатительных фабриках // Теория и практика процессов измельчения, разделения, смешения и уплотнения. - Одесса, ОТМА. - 1997.-с.85.
2. Новицкий И.В. Автоматическая оптимизация процессов самоизмельчения руд в барабанных мельниках: Днепропетровск: Системные технологии, 2000 – 195с.
3. Коротич В.И. Теоретические основы окомкования железорудных материалов. – М.: Металлургия, 1966. – 122с.
4. Андронов А.А., Витт А.А., Хайкин С.Э. Теория колебаний. – М.: Наука, 1981ю – 5бсс
5. Крагельский И.В., Виноградова И.Э. Коэффициенты трения. Справочное пособие. – И.: Машгиз, 1962. – 211с.
6. Марюта А.Н. Теория моделирования колебаний рабочих органов механизмов и ее положения. 1991 г.

*Рекомендована к публикации д. т. н Слесаревым В.В.
Поступила в редакцию 30.06.05*

УДК 622.625

© В.И.Самуся, Ю.А. Пучков

К ВОПРОСУ УСТОЙЧИВОСТИ ШТОКА ГИДРОЦИЛИНДРА В СИСТЕМЕ ГИДРОПНЕВМАТИЧЕСКОЙ ПОДВЕСКИ ШАХТНОГО ЛОКОМОТИВА

Проведена оценка устойчивости гидроцилиндра в системе гидропневматической подвески шахтного локомотива.

Проведена оцінка стійкості гідроциліндра в системі гідропневматичної підвіски шахтного локомотива.

The estimation of stability of an actuator in system of a hydropneumatic hanger of a mine locomotive is held.

Основным видом транспорта по горизонтальным выработкам остается рельсовый транспорт. На локомотивную откатку приходится 70% всего грузопотока угольных шахт и почти 100% грузопотока на рудниках. Повышение эффективности ведения работ на подземных горных предприятиях связано с созданием и применением прогрессивных конструкций шахтных локомотивов. На показатели эффективности работы шахтных локомотивов в значительной степени влияют конструкция и параметры системы подвешивания ходовой части.

Кроме этого, эксплуатационные характеристики локомотива, такие как сила тяги и торможения, динамическая нагрузка, устойчивость и безопасность движения зависят от системы подвешивания ходовой части, являющейся важным узлом механической части шахтного локомотива.

Совершенствование системы подвешивания ходовой части шахтных локомотивов для повышения устойчивости движения на закруглениях малого радиуса кривизны является актуальной задачей горного машиностроения.

Целью исследований является анализ возможности уменьшения конструктивных параметров системы гидропневматической подвески шахтных локомотивов.

На рисунке 1 представлена разработанная схема гидропневматической подвески шахтного локомотива.

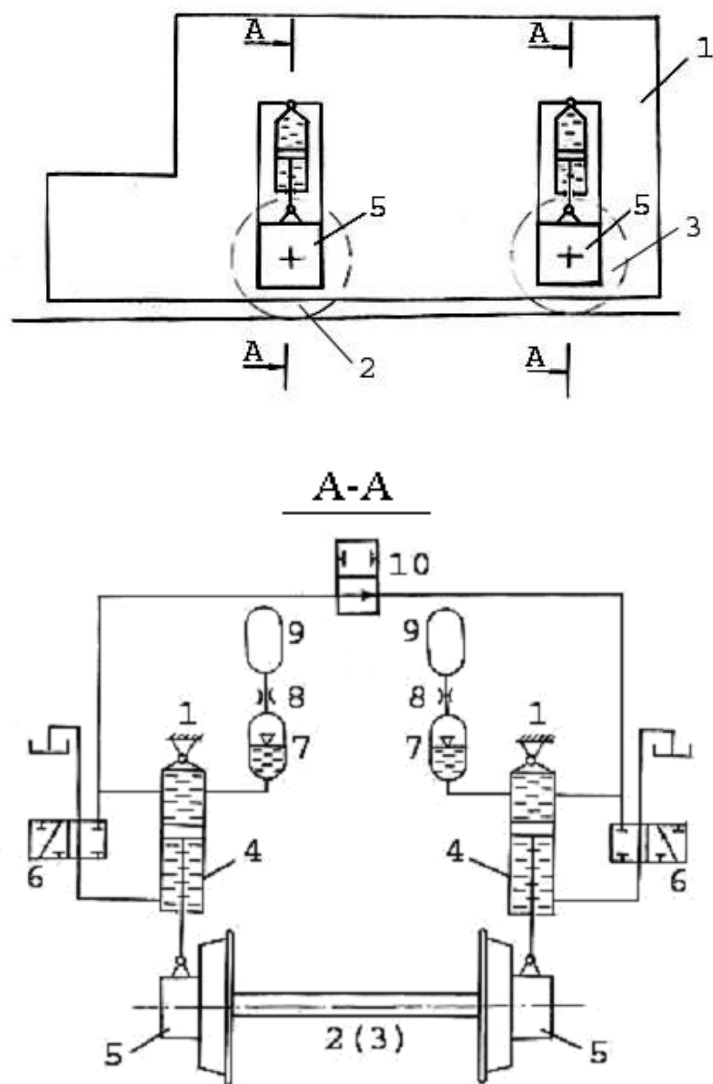


Рис.1. Схема установки системы гидропневматической подвески шахтного локомотива

Гидропневматическая система подвешивания предполагает возможность перераспределения веса подрессоренной части локомотива, приходящейся на переднюю колесную пару между колесами в заданном соотношении, что значительно повышает коэффициент устойчивости от всползания колеса на рельс и, соответственно, безопасность движения и стабильность грузопотоков.

Описание её работы представлено ниже.

Как показано на рисунке 1 при движении экипажа по прямой передняя колесная пара 2 или 3 в зависимости от направления движения работает в режиме гидробалансера, при этом золотники 6 соединяют подпоршневые поло-

сти гидроцилиндров 4 с атмосферой, а надпоршневые соединены золотником 10 между собой. Колеса задней колесной пары 3 или 2, соответственно направлению движения, подрессорены индивидуально, при этом подпоршневые полости гидроцилиндров 4 соединены с атмосферой золотниками 6, а надпоршневые полости разъединены золотником 10 и сообщаются отдельно со своими гидропневмоаккумуляторами 7, дросселями 8 и пневмопружинами 9.

При перемещении экипажа в кривых золотник 6 занимает второе положение для гидроцилиндра 4 внутреннего колеса передней колесной пары 2 или 3, соответственно направлению движения. При этом соединяются подпоршневые полости этого гидроцилиндра 4, его рабочая площадь уменьшается и равняется поперечной площади штока гидроцилиндра 4, что приводит к повышению нагрузки на внешнее колесо передней колесной пары 2 или 3, соответственно направлению движения, за счет большей рабочей площади гидроцилиндра внешнего колеса.

Для задней колесной пары 2 или 3, соответственно направлению движения, положение золотников 6 и 10 такое же, как и при движении по прямой.

При движении в противоположном направлении за счет работы золотников 10 и 6 функции колесных пар изменяются на противоположные.

Максимальное давление в гидросистеме для электровоза К10 при коэффициенте вертикальной динамичности равном 1 (под коэффициентом динамичности понимают отношении динамической составляющей к статической нагрузке на колесо) и подключенной подпоршневой полости может достигать 10 МПа.

В литературе [1] рекомендовано выбирать диаметр штока гидроцилиндра при давлении 5...10 МПа $d=0,7D$, где D – диаметр поршня.

Для повышения коэффициента устойчивости от всползания колеса на рельс в кривых при гидропневматической подвеске шахтного локомотива необходимо иметь максимальное отношение $\frac{D}{d}$.

Зависимость коэффициента устойчивости от скорости движения шахтного локомотива К10 в кривых минимального радиуса, согласно требованиям правил безопасности [2], оптимальны для соотношения $\frac{d}{D} = 0,2$.

Поэтому необходимо проводить расчеты на прочность и устойчивость штока гидроцилиндра для конкретных машин в случае замены индивидуальной системы подвешивания на гидропневматическую исходя из возможностей вписывания в существующую конструкцию. Сначала определяется диаметр поршня D , а затем шток поршня с $d=0,2D$ проверяем на прочность и устойчивость, при этом учитываются механические свойства материалов и технология изготовления. Увеличение диаметра штока может существенно снизить значение коэффициента устойчивости от всползания колеса на рельс для конкретной конструкции локомотива.

Числовой расчет диаметра штока из условий устойчивости и прочности для шахтного локомотива К10 (см. таблицу) выполнен по соответствующей методике [1] при следующих параметрах:

$P=78675\text{Н}$ -максимальное усилие на штоке гидроцилиндра с учетом $K_{дв}=1$; $P=10\text{МПа}$ -максимальное давление; $K=1,15$ -коэффициент, учитывающий возможное повышение давления в системе [1]; $n_y=3$ -запас устойчивости для стальных цилиндров.

Геометрические параметры приняты в соответствии с рисунком 2.

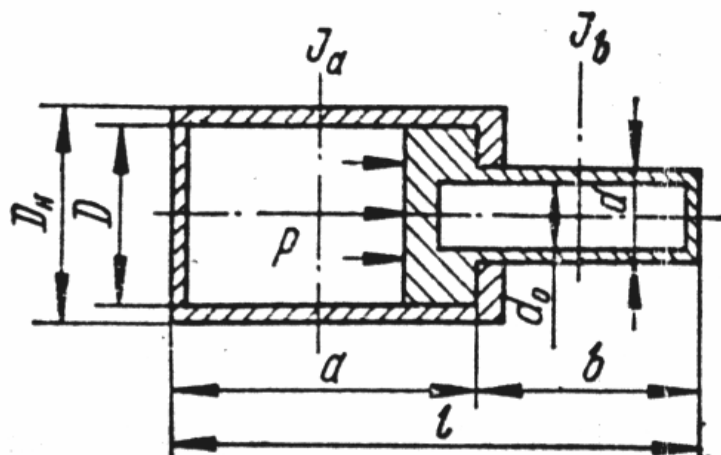


Рис.2. Расчетная схема гидроцилиндра с односторонним выходом штока:
 $D_n=120\text{ мм}$; $d=20\text{ мм}$; $D=100\text{ мм}$; $a=170\text{ мм}$; $b=160\text{ мм}$; $l=330\text{ мм}$.

Таблица

Результаты расчета штока гидроцилиндра на прочность и устойчивость

Параметр	Зависимость	Значения	Значения для стержня $d=20\text{ мм}$, $l=330\text{ мм}$
1	2	3	4
Момент инерции сечения	$I_a = \frac{\pi}{64} \cdot (D_n^4 - D^4)$ $I_b = \frac{\pi \cdot d^4}{64}$ $\mu^2 = \frac{I_a}{I_b}$	$5,3 \cdot 10^6 \text{ мм}^4$ $7,9 \cdot 10^3 \text{ мм}^4$ 671	
Площадь цилиндра	$f_a = \frac{\pi}{4} (D_n^2 - D^2)$	3456 мм ²	
Радиус инерции	$i = \sqrt{\frac{I_a}{f_a}}$	39,2	5

Гибкость стержня	$h = \frac{l}{i}$	8,4	66
---------------------	-------------------	-----	----

1	2	3	4
Критическое напряжение	$\sigma_{кр} = f(c, \sigma_{\epsilon}, \lambda)$	880 Н/мм ²	760 Н/мм ²
Критическая сила	$F_a = \sigma_{кр} \cdot f_a$	30·10 ⁵ Н	2,4·10 ⁵ Н
Относительная длина штока	$a_1 = \frac{a}{l}; b_1 = \frac{b}{l}$	0,52; 0,48	
Коэффициент ξ	$\xi = f(\mu, \nu)$	0,2	
Критическая сила	$F_{кр} = \xi \cdot F_a$	6·10 ⁵ Н	2,4·10 ⁵ Н
Допустимая нагрузка	$F_{\text{доп}} = \frac{F_{кр}}{K \cdot n_y}$	1,74·10 ⁵ Н	0,69·10 ⁵ Н
Допустимое давление в цилиндре	$P_{\text{доп}} \leq \frac{4F_{\text{доп}}}{\pi D^2}$	22 Н/мм ²	9 Н/мм ²
Условие устойчивости	$P_{\text{доп}} > P$	22 > 10	9 < 10
Напряжения сжатия	$\sigma_{см} = \frac{4P}{\pi d^2}$	251 Н/мм ²	251 Н/мм ²
	$\sigma_{см} \leq [\sigma_{см}]$	251 < 300	251 < 300

При проектировании новой машины с гидропневматической подвеской сначала определяется диаметр штока d из условий прочности и устойчивости для традиционных материалов и технологий изготовления, а затем получают диаметр цилиндра $D=0.2d$ и проводят расчет элементов гидроцилиндра.

Анализ результатов проведенных исследований свидетельствует о возможности уменьшения конструктивных параметров гидроцилиндров системы подвески шахтных локомотивов.

Литература

1. Абрамов Е.И. и др. Элементы гидропривода. Справочник. Киев: Техника, 1977.-320с.
2. Ушаков К.З. и др. Охрана труда. М.: Недра, 1986.-624с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. С.Е. Блохиным
Поступила в редакцию 11.05.05*

© С.П. Минеев, В.В. Шумриков, А.Л. Сахненко, С.А. Обухов

ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДА РАСЧЕТА КИНЕМАТИЧЕСКИХ И ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК МЕХАНИЧЕСКОГО ВИБРАТОРА ПРИМЕНИТЕЛЬНО К РАЗРУШЕНИЮ СМЕРЗШЕГОСЯ УГЛЯ

Рассмотрена расчетная модель для оценки эффективных параметров виброрыхления смерзшегося угля. Установлены оптимальные режимы воздействия, позволившие эффективно эксплуатировать виброрыхлительную установку в течение длительного времени.

Розглянуто розрахункову модель для оцінки ефективних параметрів вибропушування змерзшогося вугілля. Встановлено оптимальні режими впливу, що дозволили ефективно експлуатувати вибропушувальну установку протягом тривалого часу.

Calculative model for valuation of effective properties of vibrative loosen had been seen.

Одним из эффективных способов, интенсифицирующих снижение контактной прочности при разрушении горных пород, является способ виброобработки массива акустическими упругими волнами, создаваемыми механическим вибратором с дебалансом [1].

Несмотря на перспективность применения механического генератора с дебалансом не только для разупрочнения и разрушения горных пород в массиве, но и, например, при использовании его в качестве рыхлителя смерзшихся сыпучих грузов, исследования по определению методов расчета его режимных характеристик слабо отражены в литературе.

Это связано с тем фактом, что задача определения кинематических и динамических характеристик вибратора с дебалансом при взаимодействии его с горной породой, является крайне нелинейной и точных аналитических решений в квадратурах, которые могли бы быть положены в основу методик расчета, не существует [2].

Анализ экспериментальных исследований кинематических и динамических параметров механических вибраторов при взаимодействии их с упруго-пластическими средами показал, что нелинейность колебаний связана с отсутствием строгой взаимосвязи максимума динамического коэффициента и частоты и обусловлена видом петли гистерезиса в координатах обобщенная сила-деформация [3,4].

Кроме того, трудность интерпретации результатов исследований параметров процессов взаимодействия механических вибраторов с упруго-пластической средой связана с еще одним существенным фактом нелинейности, а именно – с эффектом Зоммерфельда, который связывает величины параметрических возбуждений и автоколебаний систем с крутизной характеристики неидеального источника колебаний [5,6].

Вместе с тем, задачи горной механики в настоящее время настоятельно требуют разработок методов расчета поведения механических вибраторов при взаимодействии их с упруго-пластическими средами для установления режимных

характеристик системы «вибратор-среда» даже при условии получения оценочных результатов исследований [7].

Для примера можно привести широкое использование штыревых виброрыхлителей при разгрузке смерзшихся сыпучих грузов, транспортируемых в ж.д. полувагонах [8].

Одной из основных проблем, возникающих в результате внедрения рыхлящих штырей в смерзшиеся сыпучие грузы, как показано в [9,10], является их заклинивание, что обусловлено ростом сопротивляемости среды, а, следовательно, и увеличением статических тангенциальных усилий, приводящих в "захвату" смерзшимся материалом вибрирующих стержней. Для установления основных качественных параметров взаимодействия виброрыхлителей со смерзшейся массой рассмотрим процесс рыхления в соответствии со схемой, представленной на рис. 1.

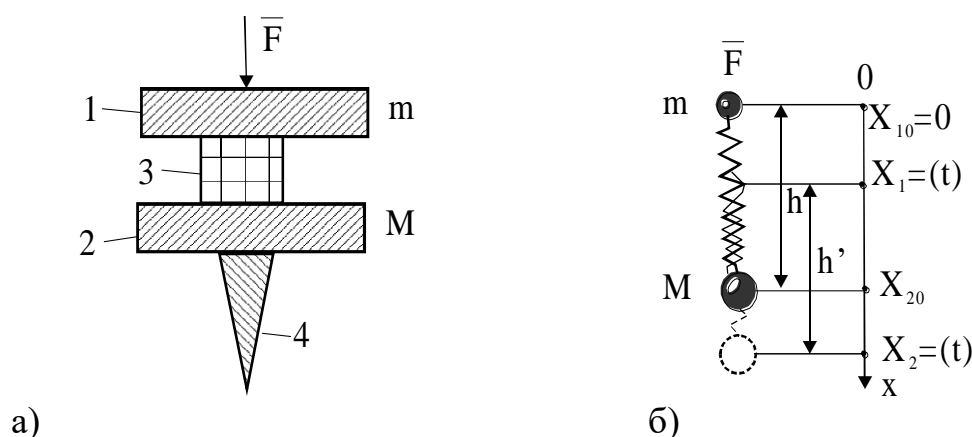


Рис. 1. Расчетная схема процесса колебаний виброрыхлителей: (1 – верхняя плита массой m ; 2 – нижняя плита массой M ; 3 – амортизатор, 4 – вибрирующие стержни)

В соответствии со схемой на рис. 1а колебания верхней плиты, вызванные вращением несбалансированного маховика, приводят к появлению гармонической силы, действующей со стороны первой плиты массой m , на вторую плиту массой M (где F_0 - амплитуда вибрирующей силы, $\omega=2\pi f$ – круговая частота, f - частота действующей силы). Взаимодействие верхней плиты и нижней, разделенных упругой прокладкой, можно исследовать на основе упрощенной системы двух точечных масс m и M , соединенных пружиной с жесткостью "К". Жесткость K пружины (с жесткостью прокладки) равна:

$$K = \frac{ES}{h}.$$

Пусть x_1 и x_2 – смещение масс m и M вдоль оси Ox (см. рис. 1,б) относительно масс в невозмущенном состоянии, тогда из уравнений:

$$\begin{cases} \ddot{x}_1 + f(x) = F, \\ \ddot{x}_2 + \varphi(x) = F \end{cases} \quad (1)$$

получим

$$\begin{cases} \overline{a_1} = \ddot{x}_1 = -\frac{K\Delta x}{m} + \frac{F}{m} = \frac{K}{m}(x_2 - x_1) + \frac{F_0}{m} \sin \omega t, \\ \overline{a_2} = \ddot{x}_2 = -\frac{K\Delta x}{M} = \frac{K}{M}(x_1 - x_2). \end{cases} \quad (2)$$

Для простоты примем, что координаты x_1 и x_2 подчиняются условиям гармонических колебаний, т.е. $x_1 = A_1 \sin \omega t$, $x_2 = A_2 \sin \omega t$, где A_1 и A_2 – амплитуды колебаний масс m и M , соответственно. Подставив эти выражения в (2), получим

$$\begin{cases} \left(-\omega^2 + \frac{K}{m}\right)A_1 - \frac{K}{m}A_2 = \frac{F_0}{m}, \\ -\frac{K}{m}A_1 + \left(-\omega^2 + \frac{K}{m}\right)A_2 = 0 \end{cases} \quad (3)$$

или

$$\begin{cases} -\omega^2 A_1 - \frac{K}{m}(A_1 - A_2) = \frac{F_0}{m}, \\ -\omega^2 A_2 - \frac{K}{m}(A_1 - A_2) = 0. \end{cases}$$

Отсюда находим:

$$A_1 - A_2 = \frac{F_0}{m} \cdot \frac{1}{-\omega^2 + \frac{K(m+M)}{mM}} = \frac{F_0}{m(\omega_p^2 - \omega)}, \quad (4)$$

где ω_p – резонансная круговая частота гармонических колебаний системы масс, соединенных амортизатором 3 (см. рис. 1а). В случае приближенного равенства масс $m \approx M \approx \tilde{m}_p$ резонансную частоту можно оценить по формуле:

$$\omega_p \approx \sqrt{2} \cdot \sqrt{\frac{K}{\tilde{m}_p}}. \quad (5)$$

В этом случае амплитуда A_2 будет равна:

$$A_2 = \frac{F_0}{(m+M)\omega^2} \cdot \frac{1}{\left(\frac{\omega}{\omega_p}\right)^2 - 1}. \quad (6)$$

В отсутствие амортизатора сила F сообщает системе "вибратор-порода" с массой $(m+M)$ ускорение:

$$|\overline{a_0}| = \frac{|\overline{F}|}{m+M}. \quad (7)$$

Амплитуду колебаний в этом случае находим из условия $a_0 = -\omega^2 A_0 \sin \omega t$:

$$A_0 = \frac{F}{(m + M)\omega^2}. \quad (8)$$

Таким образом, отношение амплитуд смещения виброрыхлителей с амортизаторами равно

$$\frac{A_2}{A_0} = \frac{1}{1 - \left(\frac{\omega}{\omega_p}\right)^2} = \frac{1}{1 - \left(\frac{f}{f_p}\right)^2}, \quad (9)$$

где

$$f_p = \frac{1}{2\pi} \omega_p = \frac{\sqrt{2}}{2\pi} \sqrt{\frac{K}{\tilde{m}_p}} = \frac{\sqrt{2}}{2\pi} \sqrt{\frac{ES}{hm}} \quad (10)$$

График функции $y = \frac{1}{1 - x^2}$ (где $x = \frac{f_i}{f_{рез}}$) представлен на рис. 2. Из рисунка

видно, что при приближении частоты действующей силы к резонансной частоте функция, характеризующая усиление амплитуды колебаний $\varphi(A_2/A_1)$, терпит разрыв в точке $f_i = f_{рез}$.

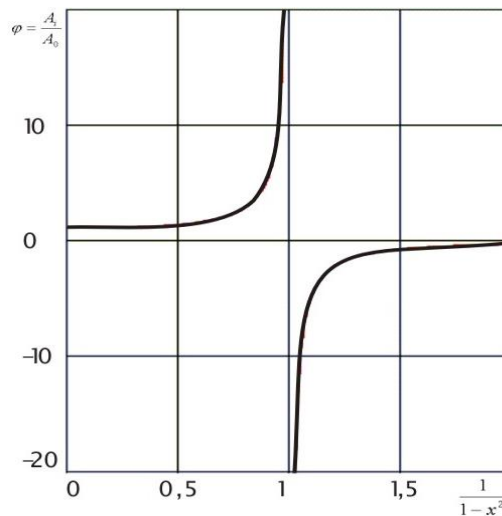


Рис.2. График зависимости A_i/A_0 от $\frac{1}{1 - x^2}$

Модельное решение данной задачи ограничивалось условиями гармонических колебаний. Кроме того, не учитывалась демпфирующая сила, пропорциональная некоторой функции $f_1(\dot{x})$ и восстанавливающая сила, пропорциональная произвольной функции перемещения $f_2(x)$. В общем случае на массу M (см. рис. 1) действует возмущающая сила в виде периодической функции $f_3(t)$, в этом случае, следуя результатам работы [11,12], уравнение движения можно записать в виде:

$$\ddot{x} + 2nf_1(\dot{x}) + \omega^2 f_2(x) = f_3(t), \quad (11)$$

где слагаемые соответствуют отнесенным к единице массы M - силам инерции, сопротивлению движения $2n\dot{x}$ и восстанавливающей внешней силы. Для решения уравнения (11) воспользуемся способом приближенного исследования колебаний (методом Ритца) [21], который предполагает, что среднее значение полной работы за цикл равно нулю. Метод усреднения Ритца дает более точное решение, чем метод последовательных приближений или вариационный метод Галеркина [12,13].

Основным достоинством данного метода является тот факт, что с его помощью исследуют как свободные, так и вынужденные колебания систем. Сущность данного метода описана в работах [12-15].

Рассмотрим задачу (уравнение 11), описываемую уравнением Дюффинга с вязким сопротивлением, где сила демпфирования пропорциональна скорости (с коэффициентом пропорциональности n , а сила упругости будет пропорциональна x^3 , что соответствует "жесткой" характеристике $F_x = -(c_1x + c_3x^3 + c_5x^5 \dots)$, т.е. в случае "жесткой" характеристики силы упругости можно записать [13]

$$\ddot{x} = k^2x + \gamma x^3 + \rho x^5 + \dots = 0. \quad (12)$$

Выбор "жесткой" характеристики обусловлен выбором резинового амортизатора 3 (см. рис. 1).

В этом случае уравнение (11) можно переписать в виде [12]:

$$\ddot{x} + 2n\dot{x} + \omega^2(x \pm \mu x^3) = q \cos \omega_0 t. \quad (13)$$

Установившееся состояние при вынужденных колебаниях теперь будет включать в себя фазовый угол ψ , и поэтому первое приближение берут обычно в виде [12]:

$$x = c_1 \cos(\omega_0 t - \psi) = a_1 \cos \omega_0 t + b_1 \sin \omega_0 t, \quad (14)$$

где $c_1^2 = a_1^2 + b_1^2$, $\text{tg} \psi = b_1 / a_1$.

Для нахождения двух постоянных a_1 и b_1 используют систему двух уравнений:

$$\begin{cases} \int_0^r [\ddot{x} + 2n\dot{x} + \omega^2(x \pm \mu x^3) - q \cos \omega_0 t] \cos \omega_0 t dt = 0, \\ \int_0^r [\ddot{x} + 2n\dot{x} + \omega^2(x \pm \mu x^3) - q \cos \omega_0 t] \sin \omega_0 t dt = 0. \end{cases} \quad (15)$$

Причем интегрирование ведут по интервалу времени, равному длительности одного цикла. Подставим в эти уравнения выражения для первого приближения (14)

$$\left\{ \begin{array}{l} \int_0^r \left[[a_1 \cos \omega_0 t + b_1 \sin \omega_0 t]'' + 2n[a_1 \cos \omega_0 t + b_1 \sin \omega_0 t]' + \right. \\ \left. + \omega^2 [a_1 \cos \omega_0 t + b_1 \sin \omega_0 t] + \mu \varpi^2 [a_1 \cos \omega_0 t + b_1 \sin \omega_0 t]^3 - q \cos \omega_0 t \right] \times \\ \times \cos \omega_0 t dt = 0, \\ \int_0^r \left[[a_1 \cos \omega_0 t + b_1 \sin \omega_0 t]'' + 2n[a_1 \cos \omega_0 t + b_1 \sin \omega_0 t]' + \right. \\ \left. + \omega^2 [a_1 \cos \omega_0 t + b_1 \sin \omega_0 t] + \mu \varpi^2 [a_1 \cos \omega_0 t + b_1 \sin \omega_0 t]^3 - q \cos \omega_0 t \right] \times \\ \times \sin \omega_0 t dt = 0 \end{array} \right. \quad (16)$$

и проинтегрируем их с учетом интегралов [12]:

$$\int_0^r \cos^2 \omega t dt = \frac{1}{\omega} \int_0^{2\pi} \cos^2 \omega t d(\omega t) = \frac{\pi}{\omega},$$

$$\int_0^r \cos^4 \omega t dt = \frac{1}{\omega} \int_0^{2\pi} \cos^4 \omega t d(\omega t) = \frac{3\pi}{4\omega}. \quad (17)$$

В результате получим систему уравнений:

$$\begin{cases} a_1 \omega_0^2 - 2n\omega_0 b_1 - \omega a_1 \pm \frac{3\omega^2 \mu a_1 c_1^2}{4} + q = 0, \\ b_1 \omega_0^2 - 2n\omega_0 a_1 - \omega b_1 \pm \frac{3\omega^2 \mu b_1 c_1^2}{4} = 0. \end{cases} \quad (18)$$

Для нахождения фазового угла ψ , используя соотношения (14) $a_1 = c_1 \cos \psi$ и $b_1 = c_1 \sin \psi$, подставим их в выражение (18), получим:

$$\begin{cases} 2n\omega_0 c_1 \sin \psi + \left(-\omega_0^2 + \omega^2 \pm \frac{3\omega^2 \mu c_1^2}{4} \right) c_1 \cos \psi - q = 0, \\ -2n\omega_0 c_1 \cos \psi + \left(-\omega_0^2 + \omega^2 \pm \frac{3\omega^2 \mu c_1^2}{4} \right) c_1 \sin \psi = 0. \end{cases} \quad (19)$$

Умножим первое уравнение (19) на $\cos \psi$, а второе уравнение (19) на $\sin \psi$ и почленно их складывая, получим

$$-\omega_0^2 + \omega^2 \pm \frac{3\omega^2 \mu c_1^2}{4} = \frac{q}{c_1} \cos \psi. \quad (20)$$

С другой стороны, умножая второе уравнение на $\cos \psi$, а первое на $\sin \psi$ и вычитая из первого уравнения второе, найдем

$$2n\omega_0 = \frac{q}{c_1} \sin \psi. \quad (21)$$

Возводя уравнения (20) и (21) в квадрат и складывая их, найдем

$$\left(-\omega_0^2 + \omega \pm \frac{3\omega^2 \mu c_1^2}{4}\right)^2 + 4n^2 \omega_0^2 = \left(\frac{q}{c_1}\right)^2. \quad (22)$$

Почленно разделив (20) на (21), определим фазовый угол ψ :

$$\psi = \operatorname{arctg} \frac{2n\omega_0}{-\omega_0^2 + \omega^2 \pm \frac{3\omega^2 \mu c_1^2}{4}}. \quad (23)$$

Уравнения (22) и (23) связывают амплитуду колебаний c_1 и фазовый угол ψ с частотой ω_0 возмущающей силы для произвольно заданных частот ω упругих составляющих μ - величины, учитывающей коэффициент при x^3 и n – величины, учитывающей сопротивление грунта.

Если постоянную n принять равной нулю, то получим, что фазовый угол ψ примет значение 0 или π , а $b_1 = 0$ и $c_1 = a$, тогда уравнение (22) переписется в виде:

$$\omega^2 c_1 \pm \frac{3\omega^2 \mu c_1^3}{4} = \omega_0^2 c_1 + q \quad (24)$$

или для веществ с возрастающей жесткостью

$$\frac{3\mu c_1^3}{4} = \left(\frac{\omega_0^2}{\omega^2} - 1\right) c_1 + \frac{q}{\omega^2}. \quad (25)$$

Для построения графика частотной характеристики с возрастающей жесткостью, преобразуем уравнение (22) в следующем виде:

$$\frac{3\mu c_1^3}{4} = \left(\frac{\omega_0^2}{\omega^2} - 1\right) c_1 + \frac{q}{\omega^2} \sqrt{1 - \frac{(2n\omega_0 c_1)^2}{q^2}}. \quad (26)$$

Для построения графика определим точку пересечения кривых 1 и 2 по уравнениям(см.рис. 3а)

$$\begin{cases} c_1^2 = \frac{4}{3\mu} \left(\frac{\omega_0^2}{\omega^2} - 1\right) & a); \\ c_1 = \frac{q}{2n \left(\frac{\omega_{рез}}{\omega}\right) \omega} \approx \frac{q}{2n\omega_{рез}} & б). \end{cases} \quad (27)$$

Уравнение (27.б) описывает семейство гипербол в плоскости c_1 и ω_0/ω . Следовательно, для любого конкретного значения величины $q/2n\omega$ можно построить гиперболу по уравнению (27.б). Ее пересечение с кривой для свободных колебаний даст приближенно максимальное значение, которое может достичь амплитуда при установившихся вынужденных колебаниях. Следует отметить, что в системах с малым демпфированием теоретическое условие резонанса, представленное точкой А (см. рис. 3.б), может в действительности оказаться недостижимым из-за возникновения перескока вниз к точке А'. Таким образом, в диапазоне абсциссы $\frac{\omega_{кр}}{\omega_1}$ и $\frac{\omega_{кр}}{\omega_2}$ при наличии внешних возмущений, вызванных сопротивлением среды, возможен преждевременный перескок, тем самым исключая возможность возникновения действительного резонанса. Кроме того, при резонансе фазовый угол, теоретически равный $\psi=2\omega$, в реальных условиях изменяется (в этом диапазоне частот) скачком при возникновении перескока в системе. В любом случае диапазон частот, занимающий область $\frac{\omega_{кр} \cdot \Delta\omega}{\omega_1\omega_2}$, является непригодным с точки зрения устойчивости работы системы.

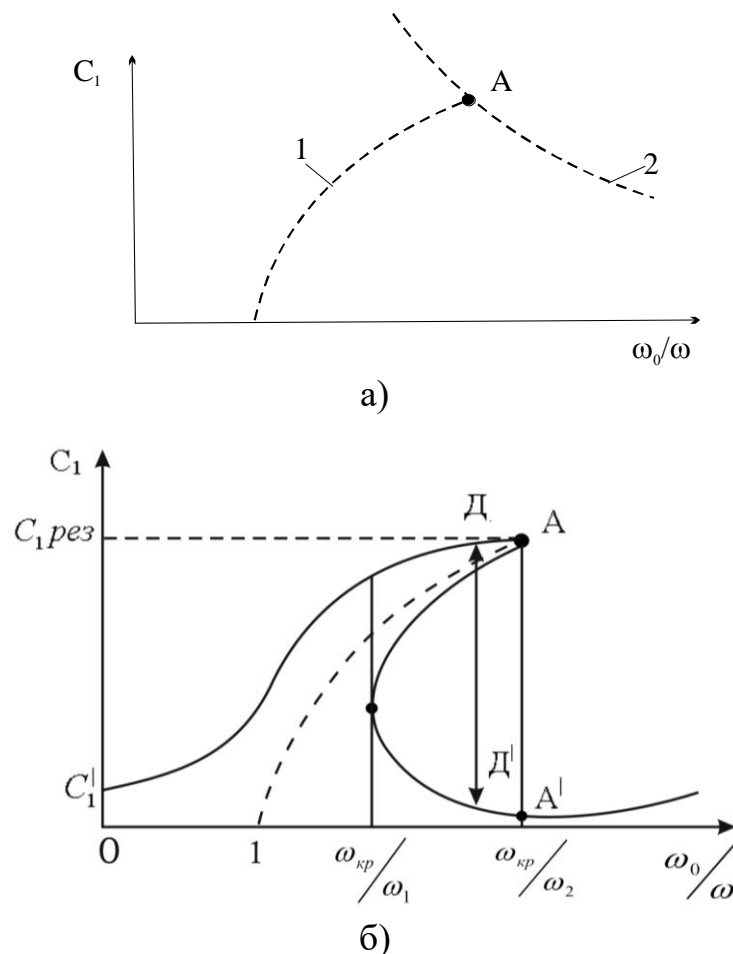


Рис. 3. Зависимость амплитуды колебаний c_1 от отношения частот ω_0/ω

Из рис. 3,б видно, что для диапазона значений $C_1 = f(\omega_0 / \omega)$ в области определения функций $\omega_0 / \omega \in [\omega_k / \omega_1]$ функция C_1 является однозначной, а для диапазона $\frac{\omega_k}{\omega_1} < \omega_0 / \omega \in < \frac{\omega_k}{\omega_2}$ - она многозначна, т.е. при движении от точки А к Д'

система является неустойчивой. Вопросам устойчивости колебаний в литературе уделено значительное внимание [16-21]. В этих работах, в большинстве своем, устойчивость, в терминах теории устойчивости по Ляпунову, рассматривают состояние автономной системы на фазовой плоскости (в системе координат \dot{x}, x). При этом процесс движения механической системы отображается движением изображающей точки на фазовой плоскости, а траекторию изображающей точки называют фазовой траекторией. Совокупность изображающей точки называют фазовой траекторией. Совокупность фазовых траекторий, соответствующих всевозможным начальным условиям, называют фазовой диаграммой или аттрактором. Дифференциальное уравнение фазовых траекторий имеет вид:

$$\frac{d\dot{x}}{dx} = \frac{f(x, t)}{\dot{x}} \quad (28)$$

В этом случае состояние равновесия $\dot{x} \equiv 0$ соответствует равенству

$$f(x, 0) = 0 \quad (29)$$

Изолированные замкнутые траектории называют предельными циклами, которые являются устойчивыми, если любая фазовая траектория, начинающаяся в достаточно малой окрестности этого цикла, неограниченно к нему приближается. В противоположном случае предельный цикл называется неустойчивым, при этом движение механической системы, соответствующее неустойчивому предельному циклу, физически нереализуемо [21].

Для нашего случая, когда уравнение движения имеет вид:

$$\ddot{x} + 2n\dot{x} + \omega (x \pm \mu x^3) = 0 \quad (30)$$

могут реализоваться три случая при $2n < \omega$, если $\mu > 0$; $2n < \omega$, если $\mu < 0$, и $2n > \omega$, если $\mu < 0$. Фазовая диаграмма для первого случая уравнения при $\mu > 0$ приведена на рис. 4.

В этом случае реализуется одно положение равновесия (устойчивый фокус), т.е. сопротивление породы значительно меньше упругой восстанавливающей силы. Это состояние реализуется для высоких частот, когда сходящиеся частицы угля диспергируют, и система претерпевает фазовый переход из твердого состояния в жидкое (при плавлении льда)

Для второго случая (см. рис. 5) реализуется три положения равновесия (устойчивый фокус и два седла). Этот случай характерен также фазовыми переходами и незначительным коэффициентом внутреннего сопротивления среды.

Третий случай (рис. 6) характеризует три положения равновесия (устойчивый узел и два седла), который может быть реализован в начале первого цикла взаимодействия сходящаяся порода – вибрирующие стержни.

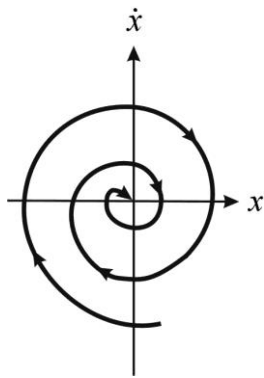


Рис. 4. Фазовая диаграмма движения вибрирующих стержней, для случая $\mu > 0$

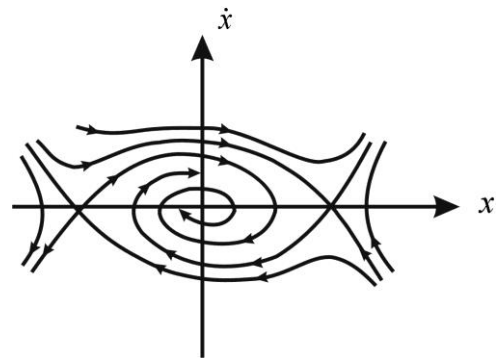


Рис. 5. Фазовая диаграмма движения вибрирующих стержней, для случая $\mu < 0$ и $2n < \omega$

В любом случае устойчивость вибрирующей системы зависит от четырех параметров - величины и частоты вынужденной силы, характеристик упругой системы и величины сопротивления сходящегося угла. В зависимости от величин выбранных параметров диапазон частот, занимающий область $\frac{\omega_{кр} \cdot \Delta\omega}{\omega_1 \omega_2}$, можно либо расширить, что приведет к неустойчивой работе системы, либо сузить, что приведет к тому, что область реализуемых частот расширится с позиций устойчивой работы системы.

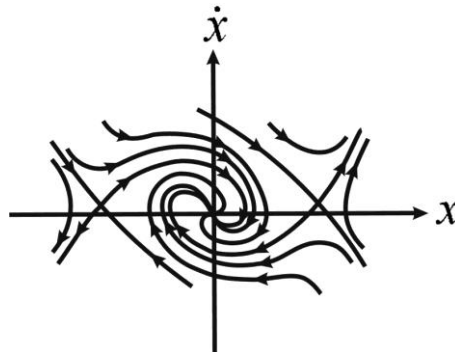


Рис. 6. Фазовая диаграмма движения вибрирующих стержней, для случая $\mu < 0$ и $2n > \omega$

При практической проверке рекомендаций, разработанный на основе приведенных исследований были установлены оптимальные режимы вибровоздействия для рыхления смерзшегося угля в железнодорожных полувагонах. Проверка была выполнена в условиях порта "Южный" при рыхлении смерзшихся углей одномодульной виброрыхлительной установкой. В процессе выполнения эксперимента был расширен диапазон частот воздействия, при этом, если при включении установки в момент "быстрого" перехода частот воздействия через зону резонанса амплитудные "скачки - срывы" в режиме работы не были значительными, то в момент выключения вибровозбудителя и, соответственно, медленного возвращения системы в нулевое положение и «медленном» переходе через резонанс происходили срывы режима со значительными амплитудами

на несущих элементах конструкции виброрыхлительной установки в целом и возникала опасность разрушения этих несущих элементов конструкции.

После установления оптимальных частных режимов воздействия и выдержке их в процессе испытаний виброрыхлительной установки, подобные явления не наблюдалось, а сама виброрыхлительная установка эффективно эксплуатировалась в течении длительного времени.

Литература

1. Управление динамическими проявлениями горного давления/ А.Н. Зорин, В.Г. Колесников, С.П. Минеев, А.А. Прусова, Е.Д. Ковтун.- К.: Наук. думка, 199
2. Бауман В.А., Быховский И.И. Вибрационные машины и процессы в строительстве.- М.: Высшая школа, 1977.- 225с.
3. Пановко Я.Г. Внутреннее трение при колебаниях упругих систем.- М.: Наука, 1980.-190с.
4. Бабаков И.М. Теория колебаний.- М.:Наука,1968.- 559с.
5. Зоммерфельд А. Механика. -М.: Иностранная лит., 1947.-319с.
6. Кононенко В.О. Колебательные системы с ограниченным возбуждением.-М.: Наука, 1964.- 254с.
7. Потураев В.Н., Минеев С.П. Пульсационные и волновые эффекты в горном массиве.- К.:Наук.думка,1993.-142с.
8. Минеев С.П., Сахненко А.Л., Обухов С.А. Об эффективности разрыхления агрегированного сыпучего груза из полувагонов в зимнее время/ Сб. научн. трудов НГУ №17.- Т.2.- Днепропетровськ: РИК НГУ, 2003.- С.176-182.
9. Сахненко А.Л. О применении способов восстановления сыпучести смерзшихся углей при их транспортировании// Геотехнічна механіка: Міжвід. Зб. наук. праць /Ін-т Гетехнічної механіки НАН України.- Киев: Дніпропетровськ, 2003. - Вип.47.- С.168 – 173.
10. Виброустановка для разгрузки смерзшихся сыпучих материалов из железнодорожных полувагонов/ С.П. Минеев, А.Л. Сахненко, С.А. Обухов и др.//Металлургическая и горно-рудная промышленность, 2004.-№3.-С.86-88.
11. Алифов А.А., Фролов К.В. Взаимодействие нелинейных колебательных систем с источниками энергии.- М.: Наука, 1985.-328с.
12. Тимошенко С.П., Янг Д.Х., Уивер У. Колебания в инженерном деле.- М.: Машиностроение, 1985.-472с.
13. Бать М.И., Джанелидзе Г.Ю., Кельзон А.С. Теоретическая механика в примерах и задачах. т.III- М.: Наука, 1973.-488с.
14. Тимошенко С.П., Гудьер Дж. Теория упругости.- М.: Наука, 1975.- 576с.
15. Бабицкий В.И. Теория виброударных систем.-М.:Наука,1978.-352с.
16. Барабашин Е.А. Введение в теорию устойчивости. – М.: Наука, 1967. – 223 с.
17. Краснов М.Л., Макаренко Г.И. Операционные исчисления. Устойчивость движения. – М.: Наука, 1964. – 103 с.
18. Бутенин Н.В., Неймарк Ю.И., Фуфаев Н.А. Введение в теорию нелинейных колебаний. – М.: Наука, 1987. – 384 с.
19. Пановко Я.Т., Губанов И.И. Устойчивость и колебания упругих систем. – М.: Наука, 1987. – 352 с.
20. Малкин И.Г. Теория устойчивости движения. – М.: Наука, 1966. – 530 с.
21. Вибрации в технике. Под ред. д-ра физ. мат. наук И.И. Блехмана. Том 2. – М.: Машиностроение, 1979. – 351 с.
22. Теория бифуркаций динамических систем на плоскости//А.А. Андронов, Е.А. Леонтович, И.И. Гордон, А.Г. Майер.- М.: Наука, 1967.- 487с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Самусей В.И.
Поступила в редакцию 06.05.05*

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПУТЕМ ВИБРОУДАРНОЙ АКТИВАЦИИ МИНЕРАЛОВ

Разработан метод интенсификации процесса выщелачивания путем виброударной активации минералов. Показана возможность селективного растворения различных компонентов при изменении режимов измельчения.

Розроблений метод інтенсифікації процесу вилуговування шляхом виброударної активції мінералів. Показана можливість селективного розчинення різних компонентів при зміні режимів подрібнення.

The method of intensification of process of lixiviating by the vibroudarnoy activating of minerals is developed. Possibility of selective dissolution of different components at the change of the modes of growing shallow is shown.

Гидрометаллургическая переработка руд и концентратов основана на избирательном растворении минералов в водных растворах химических реагентов с выделением из раствора извлекаемого компонента. Этот метод применяется для извлечения металлов и удаления вредных примесей сырья, плохо поддающегося механическому обогащению.

Хотя для гидрометаллургических методов переработки руд продукты обогащения достаточно измельчать до частичного раскрытия минералов, т.к. сростки при выщелачивании не препятствуют растворению, однако, скорость растворения токоизмельченного материала увеличивается вследствие образования активной поверхности.

Как известно, природные минералы содержат в своем составе различные примеси и имеют дефекты структуры, в результате чего одна и та же разновидность минерала, взятого из разных месторождений, обладает различными поверхностными свойствами. Таким образом, многие руды не обладают достаточно высокой реакционной способностью в процессах химического обогащения. В связи с этим необходимо применять дополнительные физические и химические методы воздействия на минералы, для перевода их в активированное состояние.

Весьма важную роль в процессе растворения, играет конфигурация электронных, орбит, по которым осуществляется валентная связь. Известно, что электронные орбиты имеют самую разнообразную конфигурацию в пространстве по мере удаления от атомного ядра. Изменение поведения измельченного минерала будет зависеть от примесности или дефектности кристаллической решетки, поскольку любое нарушение строгой периодичности решетки всегда отражается на свободной энергии кристалла, а, следовательно, на состоянии химической связи [1, 2].

Одним из методов создания и накопления структурных дефектов является метод механоактивации минералов, в котором приобретаемая активность будет зависеть от интенсивности и длительности измельчения [3].

Поскольку в результате виброударного нагружения минералов образуется

сверхреакционная поверхность с множеством активных центров и объемной ионизацией, то возможно предположить, что виброударная активация минералов является одним из методов интенсификации процесса выщелачивания [4, 5].

Таким образом, целью данной работы является разработка метода интенсификации гидрометаллургической переработки руд, в частности процесса выщелачивания, за счет применения виброударной активации минералов.

Виброударная активация минералов заключалась в измельчении материалов в лабораторной вертикальной вибрационной мельнице, сконструированной в НГУ на кафедре горных машин. Эксперименты проводились в непрерывном и периодическом режимах, для чего использовались помольные камеры разной конструкции. В непрерывном режиме материал из бункера-питателя поступает в помольную камеру, проходит через нее путь L , м и далее направляется в бункер-приемник. Величина L , м определяется высотой помольной камеры и количеством пропусков через нее материала. В периодическом режиме навеска материала засыпается в камеру, герметически закрывается в ней и измельчается заданное время. При этом фиксируется масса порции измельчаемого материала.

В периодическом режиме измельчаемый материал засыпается в камеру предварительно. Для исключения загрязнения окружающей среды крышка камеры закрывается герметически. При включении электродвигателя помольная камера совершает прямолинейные колебательные движения в вертикальной плоскости с заданной амплитудой и частотой. В моменты прохождения верхней и нижней мертвых точек мелющие тела взаимодействуют друг с другом, а также с днищем и крышкой помольной камеры.

Исследования были проведены на следующих материалах: окисленные кварциты, пиритные огарки, рутил, корунд в двух направлениях:

1. Выделение полезных компонентов путем флотации;
2. Испытание активированных образцов в процессе выщелачивания.

Опыты по флотации проводились в аппарате Халлимонта без добавления реагентов. Условия проведения экспериментов были следующие: навеска по 5 г., объем воды в камере 120 см³, время пропускания воздуха 5 минут.

В результате виброударного нагружения в кристаллической решетке происходят изменения параметров как кристаллических, так и физических, химических, механических, что приводит к изменению протекания различных процессов, таких как растворение или выщелачивание. Параметр решетки является чувствительным показателем, определяющим состояние не только поверхности минерала, но и его объемных характеристик. Так, можно приближенно рассчитать, какое изменение параметра требуется для того, чтобы ионная решетка стала природногидрофобной за счет добавления ковалентной составляющей связи.

Для более детального выявления причин повышенной реакционной способности в результате виброударного нагружения образцы корунда подвергались рентгенографическому анализу и микроскопии для контроля структурного состояния по ходу процесса измельчения. Данные рентгеноструктурного анализа представлены в таблице 1.

Таблица 1

Характеристики образцов корунда, активированных виброударным нагружением

Время обработки материала, мин	Субструктурные параметры			Удельная поверхность, $S_{уд}$, м ² /кг	Степень кристалличности, %	Средний размер структурных фрагментов			
	Размер ОКР D, нм	Концентрация поверхностных дислокаций. $1/D^2 * 10^{-14}$ м ⁻²	Дефектность $\Delta d/d * 10^3$			Частица, мкм	Кристаллит, мкм	Блок мозаики в направлении плоскостей, нм	
								012-024	113-226
(исх) 0	92,0	1,18	1,2	0,17	100	-	-	-	-
5	93,0	1,15	1,25	0,21	100	-	3,2	100	45
10	94,0	1,07	1,4	0,25	97	-	3,3	100	52
20	80,0	1,56	1,9	1,00	95	2,4	3,0	63	61
90	59,0	2,87	2,7	2,40	20	-	2,0	50	50

Из таблицы 1 видно, что механоактивация связана с образованием дефектной структуры на поверхности зерен – микрокристаллов и кристаллитов оксида алюминия, о чем свидетельствует характер изменений субструктурных микроискажений кристаллической решетки ($\Delta d/d$) и рост концентраций поверхностных дислокаций ($1/D^2$).

Согласно данным после 5-ти минутного виброударного нагружения частицы состоят из относительно мелких кристаллитов с анизотропными эффективными размерами блоков мозаики. В корунде с гексагональной плотной упаковкой (ГПУ) анизотропия блоков обусловлена присутствием дефектов (ДУ) и пропорциональна их концентрации. Для частиц после 10 минутного виброударного нагружения характерно кристаллитное строение. Кристаллиты образуются в данном минерале, по-видимому, из-за развития процесса разрушения в области большеугловых границ зерен. У порошка, полученного после 20 минутного нагружения дисперсность фрагментов структуры более высокая, а частицы практически не содержат (ДУ). Это связано с тем, что эффективный размер блоков мозаики в разных кристаллографических направлениях практически одинаков. Порошок, получаемый через 90 минут после измельчения в МВВ состоит из молекулярно плотных агрегатов, что затрудняет измерение удельной поверхности.

Результаты проведенных экспериментов по флотации представлены в таблице 2.

Экспериментальные данные подтверждают, что между изменением параметра решетки и флотационными свойствами частиц минералов существует практически линейная зависимость.

Таким образом, по изменению параметров решетки можно судить об отклонении поверхностных свойств природных материалов по сравнению с чистыми химическими соединениями.

Таблица 2

Минерал	Время виброударного воздействия в периодическом режиме, мин	Средний размер частиц d_{cp} , мкм	Угол смачиваемости, θ , °	Параметр решетки A	Выход сформированных зерен, %
Корунд Al_2O_3	0	5.4	24.5	5.48	8
	10	3.3	28.7	5.42	10
	20	3.2	31.7	4.38	12.5
	30	2.0	33.5	5.30	14.5
Окисленные кварциты Fe_2O_3	0	9.6	10	4.30	5
	10	6.9	14.5	4.21	12
	20	4.5	16.8	4.08	20
	30	3.9	20.1	4.01	25
Пиритные огарки	0	22,40	31,2	5,28	7,5
	10	12,5	33,4	5,18	10,1
	20	6,75	36,7	5,12	12,4
	30	2,35	40,5	5,09	15,8
Рутил	0	20,7	15,1	5,19	9,5
	10	15,6	18,7	5,15	13,5
	20	10,7	20,3	5,09	18,1
	30	8,7	22,4	5,01	19,2

Процесс виброударного нагружения минералов может быть регулируем режимами измельчения. Зависимость реакционной способности минералов от структурных изменений, полученных в результате виброударной активации в различных режимах, можно продемонстрировать на примере рутила.

Рутил (TiO_2) - интересен тем, что не взаимодействует с соляной кислотой и разбавленной серной кислотой даже при кипячении и является наиболее устойчивой модификацией двуокиси титана.

Процесс выщелачивания минералов изучали на модельной реакции растворения в серной кислоте при 90°C. При виброударном нагружении рутила в периодическом режиме удельная поверхность рутила непрерывно возрастает в течении 30 минут обработки и составляет 105 м²/г, растворимость рутила в соляной кислоте увеличивается до 25%. Удельная поверхность рутила, измельченного в непрерывном режиме увеличивается в течении 15-20 минут, а затем изменяется незначительно и достигает 42,3 м²/г. Это свидетельствует о «равновесии» измельчения – скорость диспергации и агрегатообразования примерно одинаковы. На рис. 1 представлены описанные зависимости.

Кратковременным доизмельчение в течение (\approx 1 минуты) возможно разрушить агрегаты и достичь величину удельной поверхности, практически, равную удельной поверхности в периодическом режиме, но реакционная способность продукта будет значительно выше. Растворимость достигает предельного значения.

Величина аморфизации, которую определяли из рентгенографических анализов исходного и активированного методом виброударного нагружения в непрерывном режиме составляет 95-100%.

Итак, по процессу аморфизации, приближенно можно оценивать степень структурных изменений и реакционной способности.

Детальной оценкой состояния тонкой структуры минералов являются размеры кристаллитов и величин микроискажений, выражающих степень нарушенности кристаллической решетки.

По дифрактограммам (рис.2) были рассчитаны эти параметры.

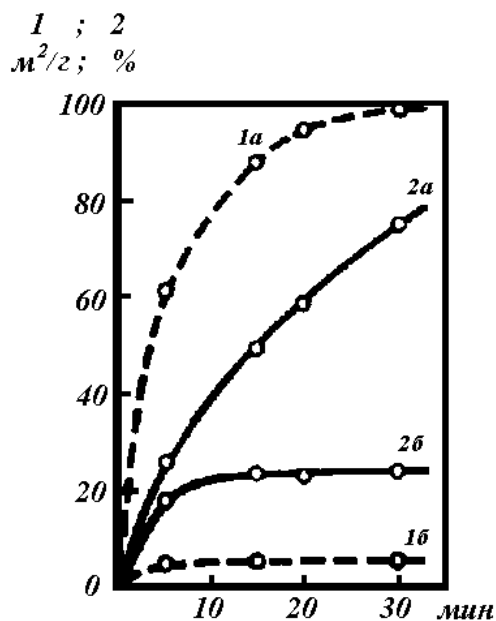


Рис.1. Изменение удельной поверхности (1) рутила и влияние виброударной активации на процесс его растворения в соляной кислоте (а – непрерывный процесс, б – периодический):

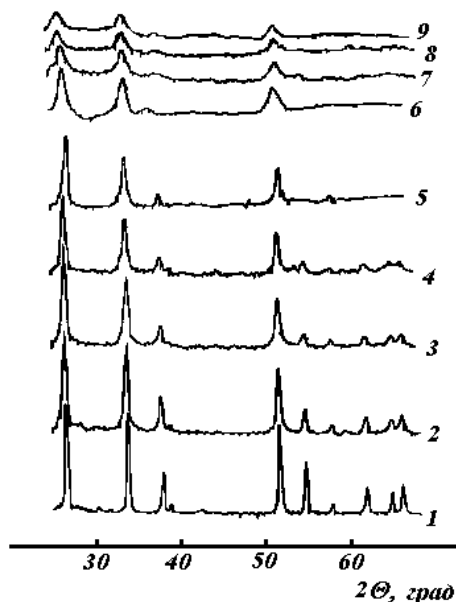


Рис. 2. Дифрактограммы процесса виброударного нагружения рутила: 1.- исходный материал; 2 – 4 – пробы измельченные в периодическом режиме; 5 – 7 – пробы активированные в непрерывном режиме в течение 10, 20, 30 минут соответственно.

Экспериментальные данные показывают, что в ходе виброударного нагружения. Происходит непрерывное уменьшение блоков когерентного рассеяния и возрастание величины микроискажений. В случае измельчения в непрерывном режиме размеры кристаллитов меньше, чем в периодическом режиме.

В непрерывном режиме при установлении равновесия между эффективным виброударным нагружением и процессом агрегатобразования происходит интенсивное диспергирование кристаллитов. Именно процесс виброударной активации кристаллитов приводит к повышенной реакционной способности. На рис. 3 приведены зависимости изменения структурных параметров от времени виброударного нагружения рутила.

В работе [6] на примере сухой механической активации кассерита показано, образуются три типа центров. Центры стабильны. Предполагается, что при разрыве связи Si-O на кислороде остается электрон, а положительный заряд возникает на кремнии.

Таким образом, виброударная активация минералов является перспективным методом воздействия на руду, с помощью которого можно интенсифици-

ровать химические и физико-химические процессы обогащения и переработки минерального сырья.

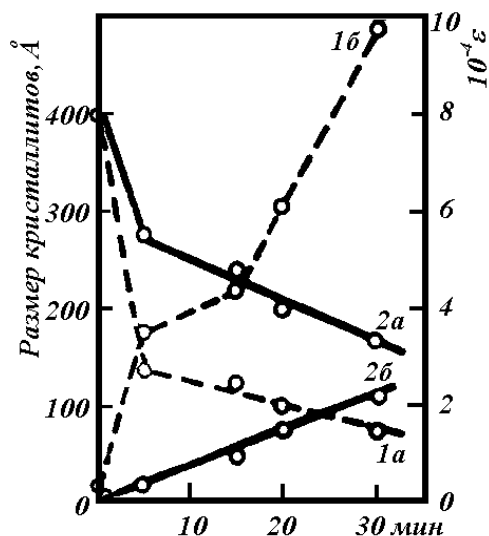


Рис. 3. Изменение структурных параметров в процессе виброударной активации рутила (*a* – размер кристаллитов, Å; *б* – величина микроискажений, $10^{-4}\epsilon$):
1. В периодическом режиме;
2. В непрерывном режиме.

Таким образом, на основе виброударной активации минералов разработан метод интенсификации процесса выщелачивания, а также метод управления фазообразованием.

Литература

1. Л.Паулинг. Природа химической связи. – Н. – Госхимиздат, 1947. – С.70-77.
2. E. Moozer, W.B. Pearson. // Structural Mechanics. - J. Electronics. - 1956, № 1. – P. 692 - 693.
3. Р.Ш.Шафеев. Взаимосвязь полупроводниковых свойств минералов с действием флотационных реагентов. - / Флотационные свойства полупроводниковых минералов. – М.: Наука. – 1966. – С.10-24.
4. Франчук В.П., Светкина Е.Ю., Анциферов А.В., Якубович Л.А. Влияние виброударного способа измельчения на теплофизические свойства карбида кремния // Вісник національного технічного університету "ХПІ". Зб. наукових праць. Тематичний випуск «Хімія, хімічна технологія і екологія».- Харків: НТУ "ХПІ".- 2004. - № 32. – С.3 – 10.
5. Франчук В.П., Светкина Е.Ю. Объемная ионизация в процессе виброударного воздействия на минералы // Вісник національного технічного університету "ХПІ". Зб. наукових праць. Тематичний випуск «Хімія, хімічна технологія і екологія». - Харків: НТУ "ХПІ". - 2004. - № 40. – С.126 – 132.
6. Юсупов Т.С. Физико-химические изменения минералов при тонком измельчении в связи с интенсификацией процесса химического обогащения руд. – Сб.научн.трудов Интенсификация процессов обогащения минерального сырья. – М.: Наука, 1981. – С.94-98.

Рекомендована к публикации д.т.н. Франчуком В.П.

ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ШАХТНЫХ ВОДООТЛИВНЫХ УСТАНОВОК

Предложена экономико-математическая модель шахтной водоотливной установки, позволяющая определить критерий выбора ее режимов работы при использовании динамической задачи сравнения экономической эффективности инвестиционных вложений и текущих эксплуатационных затрат.

Запропонована економіко-математична модель шахтної водовідливної устатковини, яка дозволяє визначити критерій вибіру режимів її роботи при використанні динамічної задачі порівняння економічної ефективності інвестиційних укладань та поточних експлуатаційних витрат.

The economy simulator of mining dewatering plant has been offered. Such model makes it possible to determine the criteria option of its operating mode. Dynamical problem of collation the cost performance investments and current maintenance costs has been used.

Откачка воды из угольной шахты относится к вспомогательным производственным операциям, обеспечивающим основной производственный процесс – добычу каменного угля [1]. Производственную операцию откачки воды из угольной шахты можно представить в виде технико-математической модели как отношения математических объектов: числовых значений и векторных величин. Такая технико-математическая модель воспроизводит подходящим образом выбранные стороны физической ситуации, когда возможно установить правила соответствия, связывающие специфические технические объекты с определенными математическими объектами и отношениями [2].

Критерии выбора рациональных параметров шахтных водоотливных установок (ШВУ) должны периодически пересматриваться и обновляться [3]. Это обусловлено следующими причинами:

- по мере развития экономической науки изменяются критерии оценки эффективности производства;
- совершенствуются методы технических расчетов, входящих составной частью в экономико-математический анализ;
- изменяется соотношение цен на оборудование, материалы и принципы оплаты за потребляемую электрическую энергию.

Цель исследования: определение критерия выбора рациональных параметров и режимов работы ШВУ с учетом фактора времени при переходе от статической к динамической задаче сравнения экономической эффективности инвестиционных вложений и текущих эксплуатационных затрат.

Представим технико-математическую модель производственной операции откачки воды из угольной шахты как функционал Y , задаваемый на множестве функциональных зависимостей и технических значений, определяющих режим работы ШВУ

$$Y = f(n_c, n_n, H_2, Q_{np}, \sigma_6, \rho_6, L_{cmp}, q_n, d_{вmp}, z, H_1, A_k, B_k, a, b, c, T), \quad (1)$$

где n_c – количество используемых рабочих и резервных магистральных трубопроводов; n_n – количество рабочих насосов применяемого типа; H_2 – гидравлическая высота подъема м; Q_{np} – среднесуточная величина притока воды в шахту м³/ч; σ_6 – допускаемое временное сопротивление на разрыв материала трубы мПа; ρ_6 – плотность откачиваемой воды кг/м³; L_{cmp} – строительная длина трубопровода м; q_n – расходный параметр насоса, м³/ч; $d_{вmp}$ – внутренний диаметр трубопровода м; z – число секций насоса; H_1 – напор одной секции насоса при нулевой подаче м; A_k, B_k, a, b, c – интерполяционные коэффициенты напорной характеристики и КПД насоса; T – срок службы основных производственных фондов, лет.

Для создания технико-математической модели режима работы ШВУ (1) используются технические нормативы [5, 6, 7]. Исследование технико-математической модели позволяет получать сочетания режимов работы оборудования ШВУ, которые, являясь конкурентными, обеспечивают вариативность производственной функции.

Производственной функцией называют экономико-математическое уравнение, которое связывает переменные технические и экономические условия режима работы оборудования ШВУ [4]. Определим производственную функцию $Z(Y)$ как сумму величин приведенных инвестиционных капитальных вложений $K(Y)$ грн, и текущих эксплуатационных затрат $\mathcal{E}(Y)$ (себестоимость производства без учета амортизационных отчислений), грн/год

$$Z(Y) = K(Y)E_k + \mathcal{E}(Y), \quad (2)$$

где E_k – коэффициент окупаемости инвестиционных вложений, год⁻¹.

Существование рациональных параметров и режимов работы ШВУ определено технической и экономической сущностями задачи. Техническая сущность задачи определена в виде технико-математической модели режима работы ШВУ (1). Экономическая сущность задачи представляется в виде некоторой суммы величин приведенных инвестиционных вложений и текущих эксплуатационных затрат (2).

В математическом отношении анализ производственной функции $Z(Y)$ сводится к нахождению таких значений функционала Y , которые сообщают величине производственной функции $Z(Y)$ наименьшее значение. Аргументы производственной функции не рассматриваются как непрерывные переменные. Большая часть аргументов производственной функции $Z(Y)$ представлены целыми (дробными) постоянными. Такая функция является непрерывной относительно переменных величин Q_{np} и T , и существует только при целых (дробных) значениях остальных аргументов.

Для оценки эффективности инвестиционных капитальных вложений и величины текущих затрат используют экономико-математические модели, в ко-

торых учитывают максимально детализированные статьи текущих затрат и инвестиционных вложений. Известны экономико-математические модели ШВУ, в которых основным критерием моделирования принят внутренний диаметр водоотливного трубопровода [3, 5, 8]. В предлагаемых экономико-математических моделях принят ряд допущений, упрощающих модель, но не оказывающих заметного влияния на результаты исследований. Не учитываются условно-постоянные эксплуатационные затраты такие как доля зарплаты обслуживающего персонала, затраты на текущее обслуживание и ремонт трубопроводов, расходы на ремонт и запасные части насосных агрегатов.

На практике обычно используется метод линейной амортизации, где коэффициент окупаемости инвестиционных вложений E_k определяется по формуле

$$E_k = \frac{I}{T}. \quad (3)$$

Такая формула используется при статических задачах сравнения вариантов технологических режимов. При статической задаче принимается, что инвестиции осуществляются перед началом эксплуатации, а себестоимость продукции и текущие эксплуатационные затраты постоянны и не изменяются со временем. Необходимо заметить, что в условиях реальной эксплуатации ШВУ осуществляются дополнительные капитальные вложения (затраты на капитальные ремонты насосных агрегатов и трубопроводов). Поэтому необходимо приведение к оцениваемому моменту времени дополнительных капитальных вложений при эксплуатации ШВУ. Из статической задачи сравнения вариантов технологических режимов работы ШВУ следует динамическая задача сравнения эксплуатационных режимов (учет изменения капитальных вложений за время эксплуатации ШВУ). Другими словами, чем больше срок эксплуатации ШВУ, тем выше доля дополнительных капитальных затрат.

Коэффициент окупаемости инвестиционных вложений E_k при динамической постановке задачи сравнения вариантов технологических режимов работы ШВУ может быть вычислен по формуле

$$E_k = \frac{I}{T(1 + (\frac{I}{T}(1 - E_p))^T)} + \frac{I}{T}, \quad (4)$$

где E_p – вероятная норма риска капиталовложений ($0 \leq E_p \leq 1$).

Величина инвестиционных капитальных вложений $K(Y)$ зависит от стоимости магистральных трубопроводов и суммарной величины стоимости насосов и приводных электрических двигателей. Дополнительные затраты на элементы трубопроводной и электрической арматуры и соединения труб, крепления их к расстрелам в стволе, монтажные работы учитываются по укрупненным оценкам через соответствующие коэффициенты [8]. Величину инвестиционных капитальных вложений $K(Y)$ при сооружении ШВУ можно представить в следующем виде

$$K(Y) = (a_{mp} m_{mp} n_c + C_{на} n_n) (1 + k_{арм} + k_{mp} + k_{ес}), \quad (5)$$

где a_{mp} – удельная стоимость трубы грн/кг; m_{mp} – теоретическая масса трубопровода кг; $C_{на}$ – стоимость насоса и приводного электрического двигателя, грн; $k_{арм}$ – коэффициент удельной стоимости трубопроводной и электрической арматуры и соединения труб, крепления их к расстрелам в стволе; k_{mp} – коэффициент удельной стоимости монтажных работ; $k_{ес}$ – коэффициент удельной стоимости вспомогательных операций.

Основной долей инвестиционных капитальных вложений при сооружении ШВУ остается стоимость основных и резервных трубопроводов [3, 8, 9, 10].

Теоретическая масса основных и резервных напорных трубопроводов m_{mp} , определяется по формуле

$$m_{mp} = 24661,48 \frac{0,5 H_z d_{вмп}}{200 \sigma_6 - H_z} (d_{вмп} + \frac{0,5 H_z d_{вмп}}{200 \sigma_6 - H_z}) L_{смп} n_c. \quad (6)$$

Представим произведение $K(Y)E_k$ в формуле (2) как величину ежегодных амортизационных отчислений $A(Y)$

$$A(Y) = K(Y) \left(\frac{1}{T(1 + (\frac{1}{T}(1 - E_p))^T)} + \frac{1}{T} \right). \quad (7)$$

Величину текущих эксплуатационных затрат $\mathcal{E}(Y)$ (без амортизационных отчислений), в условиях действия одноставочного тарифа за потребленную электроэнергию можно определить по формуле

$$\mathcal{E}(Y) = \frac{24 \cdot 365 \rho g H_0 Q_{np} n_n^3}{3,6 \cdot 10^6 \eta_{эс} \eta_{дв} (a Q_0 n_n^2 - b Q_0^2 n_n + c Q_0^3)} k_{тар}, \quad (8)$$

где $g = 9,81$ – ускорение свободного падения, м/с²; $\eta_{дв}$ – КПД электрических двигателей ШВУ; $\eta_{эс}$ – КПД электрической сети; H_0 – режимный напор насосной установки, м; Q_0 – режимный расход насосной установки, м³/ч; $k_{тар}$ – тарифная ставка оплаты за 1 кВт ч (с НДС), грн/кВт·ч.

Представление уравнения (2), как функции целых (дробных) аргументов, ассоциируется с множеством действительных чисел, которые соотносятся с результатами непосредственных измерений и математических расчетов. Особые свойства такой производственной функции, как экономико-математической модели ШВУ, не позволяют исследовать ее, как непрерывную функцию. Однако условное представление производственной функции как суммы взаимодействующих и непрерывных функций, позволяют использовать классический ма-

тематический аппарат исследования на экстремум. Условия, обращающие $Z(Y)$ в минимум, определяются из уравнений:

$$\frac{\partial Z(Y)}{\partial K(Y)} = 0; \quad (9)$$

$$\frac{\partial Z(Y)}{\partial \Xi(Y)} = 0. \quad (10)$$

В работах [3, 8, 11] при экономико-математическом моделировании ШВУ, основным критерием оценки (факторным признаком) принимается внутренний диаметр трубопровода $d_{впр}$. Экономически выгодным диаметром трубопровода считается такой диаметр, при котором значение производственной функции $Z(Y)$ будет минимальным. Это утверждение очевидно верно, когда рассматривается статическая задача исследования эффективности использования капитальных вложений.

Если рассматривать диаметр трубопровода $d_{впр}$ как непрерывную переменную, то существование однозначного значения минимума производственной функции $Z(Y)$ будет иметь место в случае соблюдения следующих неравенств

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\partial^2 Z(Y)}{\partial K(Y)^2} \frac{\partial^2 Z(Y)}{\partial \Xi(Y)^2} - \left(\frac{\partial^2 Z(Y)}{\partial K(Y) \partial \Xi(Y)} \right)^2 = 2F \left(\frac{33,4L}{d^{7,3}} \right) > 0; \\ \frac{\partial^2 Z(Y)}{\partial K(Y)^2} = 2F > 0; \\ \frac{\partial^2 Z(Y)}{\partial \Xi(Y)^2} = \frac{33,4L}{d^{7,3}} > 0, \end{array} \right. \quad (11)$$

где $F = f(n_c, n_n, H_z, \sigma_v, \rho_{mp}, L_{mp}, a_{mp}, z, q_n, Q_{np}, E_k)$ – функционал, определяющий инвестиционные капитальные вложения; $L = f_1(n_c, n_n, H_z, k_{map}, Q_0, H_0, H_1, A_k, B_k, a, b, c, \rho_v)$ – функционал, определяющий текущие эксплуатационные затраты.

Для любой технической реализации ШВУ все величины входящие в систему неравенств (11), положительны. Поэтому существует оптимальное и однозначное решение в виде величины экономически обоснованного внутреннего диаметра напорного трубопровода ШВУ [8].

Производственные операции, особенностью которых является достаточная стабильность экономических показателей в течение длительного периода времени, составляют относительно небольшую часть инвестиционных проектов [9]. При анализе инвестиционных проектов, которые охватывают длительные периоды времени, используются методы ситуационного анализа, основанные на вероятностных оценках и субъективном варьировании факторных признаков. Учет степени неопределенности экономического поведения субъектов хозяй-

ствования в условиях рыночной экономики подразумевает как использование вероятностных оценок, так и выбор из нескольких альтернативных вариантов.

Известны ситуации, при которых необходимо проводить анализ организационно-управленческих решений: в условиях определенности, риска, неопределенности и конфликта [12]. Для производственной операции – откачки воды из угольной шахты целесообразно рассмотреть организационно-управленческие решения в условиях определенности и риска.

При проведении анализа организационно-управленческих решений в условиях определенности и риска используются имитационные модели исследуемого объекта. Активно используются жестко детерминированные факторные экономико-математические модели [8]. Одной из задач экономико-математического моделирования с использованием жестко детерминированных факторных моделей является прогнозирование величин прибылей и убытков. Величина чистой прибыли как итогового показателя основного производственного процесса зависит от величины производственной функции $Z(Y)$ при осуществлении вспомогательных производственных операций.

При экономико-математическом анализе работы ШВУ в условиях определенности, решается прямая задача – изменяя основной факторный признак – величину диаметра магистрального трубопровода, находят некоторое минимальное значение производственной функции

$$Z(Y) \rightarrow \min . \quad (12)$$

На основании полученных результатов делается вывод о рациональной величине диаметра магистрального трубопровода ШВУ.

При выборе другого критерия – максимизации математического ожидания прибыли, исследуются вероятные варианты режимов работы ШВУ, как вспомогательной производственной операции с помощью экономико-математической модели, которая позволяет получить максимум интегральной (суммарной) прибыли $\Pi_{\Sigma}(Y)$, грн/год за весь срок эксплуатации T водоотливного комплекса шахты.

$$\Pi_{\Sigma}(Y) \rightarrow \max . \quad (13)$$

Изменяя основной факторный признак, находят вариант режима работы ШВУ, удовлетворяющий условию (13). Отмечается тенденция к уменьшению срока окупаемости капитальных вложений. Чем быстрее окупаются инвестиционные капитальные вложения, тем вероятная величина прибыли $\Pi_{\Sigma}(Y)$ будет большей [9].

Величина прибыли до налогообложения при сравнении вариантов в период окупаемости определяется по формуле

$$\Pi_i(Y) = E_k(K(Y)_\delta - K(Y)_i) + (\mathcal{E}(Y)_\delta - \mathcal{E}(Y)_i), \quad (14)$$

где $K(Y)_\delta$ – величина капитальных затрат при использовании критерия минимизации производственной функции, грн; $K(Y)_i$ – величина возможных капитальных затрат при использовании i -го варианта сравнения, грн; $\mathcal{E}(Y)_\delta$ – вели-

чина текущих эксплуатационных затрат при использовании критерия минимизации производственной функции, грн/год; $\mathcal{E}(Y)_i$ – величина текущих эксплуатационных затрат при использовании i -го варианта сравнения, грн/год.

При расчете величины прибыли (экономии) до налогообложения после завершения срока окупаемости капитальных вложений $\Pi(Y)_{\Pi i}$ учитываются только текущие эксплуатационные затраты

$$\Pi(Y)_{\Pi i} = \mathcal{E}(Y)_\delta - \mathcal{E}(Y)_i. \quad (15)$$

Интегральная (суммарная) величина прибыли $\Pi(Y)$ за весь расчетный срок службы ШВУ определяется по формуле

$$\Pi_\Sigma(Y) = \Pi_i(Y) + \Pi_{\Pi i}(Y). \quad (16)$$

Величина интегральной (суммарной) прибыли $\Pi_\Sigma(Y)$ при откачке воды из угольной шахты отражает снижение текущих эксплуатационных затрат на оплату электрической энергии, как основной статьи в себестоимости основного производственного процесса.

Рассмотрим применение этих критериев при выборе экономически целесообразного внутреннего диаметра шахтного магистрального трубопровода на примере водоотливного комплекса шахты «Павлоградская» ПО «Павлоградуголь». На рис.1 показаны зависимости величин производственной функции $Z(Y)$ от возможных диаметров нагнетательного трубопровода при использовании постоянного количества насосов ЦНС-300 и разного количества нагнетательных трубопроводов (ставов).

Величина $Z(Y)$ при использовании разного кол-ва магистральных трубопроводов

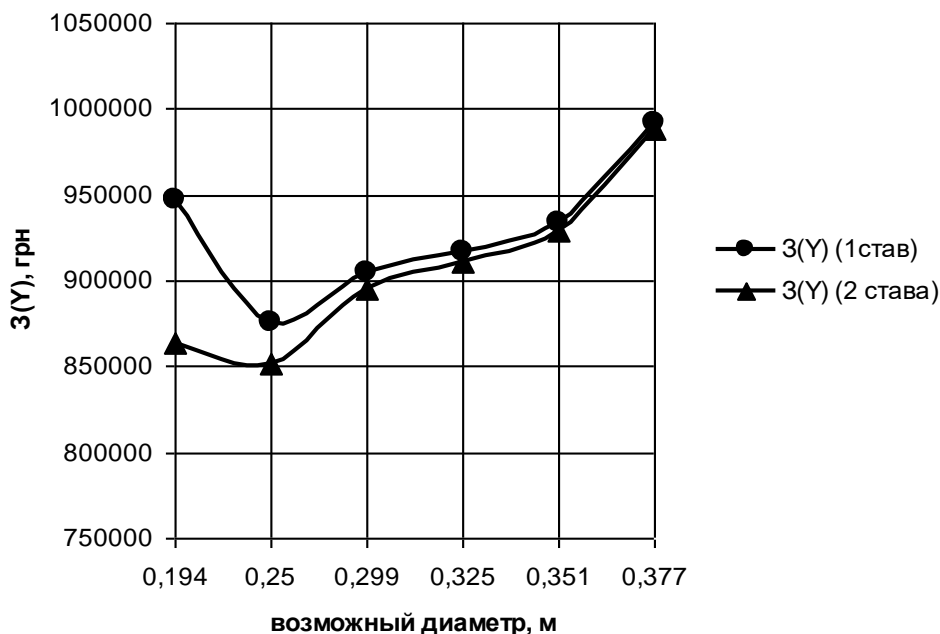


Рис.1. Зависимость величины производственной функции $Z(Y)$ от возможных диаметров нагнетательного трубопровода при использовании постоянного количества насосов ЦНС-300.

Очевидно, что при использовании критерия минимизации производственной функции $Z(Y)$, экономически целесообразным является внутренний диаметр нагнетательного трубопровода $d=0,25$ м. При этом, величина экономически целесообразного диаметра не зависит от числа используемых резервных нагнетательных трубопроводов. Величина производственной функции при использовании резервных трубопроводов снижается.

На рис.2 показаны зависимости величины прибыли (экономии) $\Pi_i(Y)$, $\Pi_{\Pi_i}(Y)$ и $\Pi_{\Sigma}(Y)$ от возможных диаметров нагнетательных трубопроводов при использовании постоянного количества насосов ЦНС-300 и разного количества нагнетательных трубопроводов (ставов).

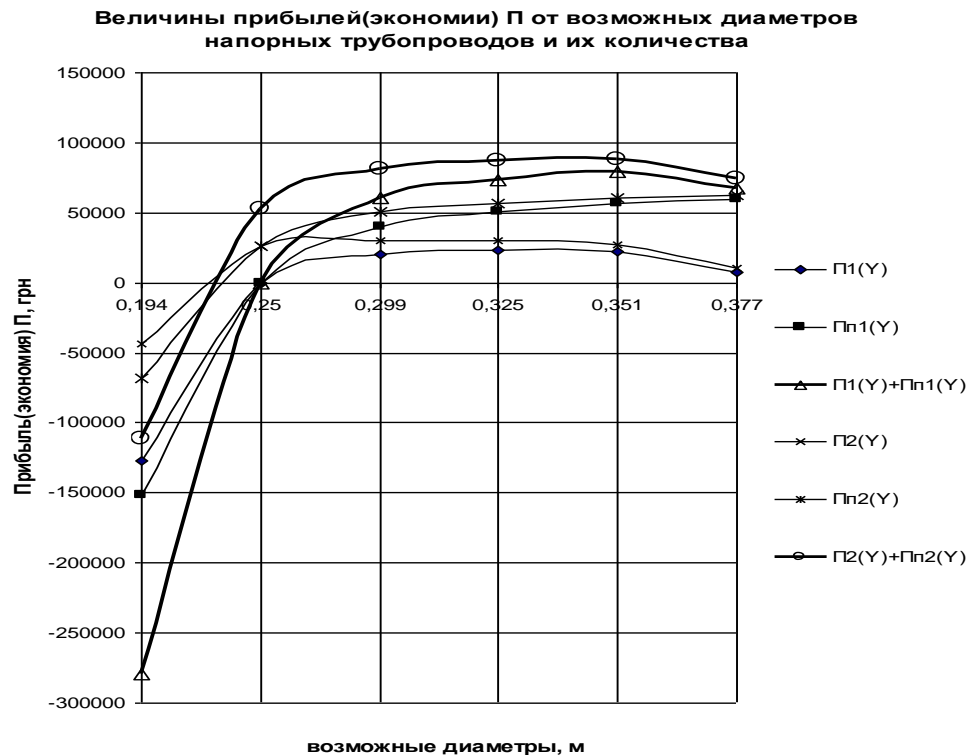


Рис.2. Зависимости величины прибыли (экономии) $\Pi_i(Y)$, $\Pi_{\Pi_i}(Y)$ и $\Pi_{\Sigma}(Y)$ от возможных диаметров нагнетательных трубопроводов при использовании постоянного количества насосов ЦНС-300 и разного количества нагнетательных трубопроводов.

При использовании критерия максимизации математического ожидания прибыли $\Pi_{\Sigma}(Y)$, значение экономически целесообразного диаметра нагнетательного трубопровода для условий шахты «Павлоградская» составит $d=0,351$ м. При использовании резервного трубопровода величина экономически целесообразного диаметра нагнетательного трубопровода не зависит от количества используемых резервных трубопроводов.

Выводы. Главным (консолидирующим) показателем в процессе сравнения вариантов является объем прибыли предприятия. Впервые для выбора экономически целесообразного диаметра нагнетательных трубопроводов шахтных водоотливных установок предложено использовать критерий максимизации математического ожидания интегральной (суммарной) прибыли (экономии) $P_{\Sigma}(Y)$. Величина экономически целесообразного диаметра при использовании этого критерия больше чем при использовании критерия минимизации производственной функции $Z(Y)$. Объем прибыли (экономии) предприятия при этом максимальный. С применением резервных трубопроводов снижается величина значений производственной функции $Z(Y)$ и возрастает величина интегральной (суммарной) прибыли $P_{\Sigma}(Y)$. Впервые отмечается, что при использовании различных критериев для определения экономически выгодных диаметров магистральных трубопроводов ШВУ, величина экономически выгодного диаметра не зависит от числа применяемых резервных трубопроводов. В качестве производственной функции при экономико-математическом моделировании режимов работы шахтных водоотливных установок целесообразно использовать величину интегральной прибыли (экономии) $P_{\Sigma}(Y)$ при обеспечении основного производственного процесса за весь срок эксплуатации ШВУ.

Литература

1. ДСТУ 2960-94 Организация промышленного производства. Основные понятия. Термины та визначення. К.: Держстандарт України. 1995. – 44 с.
2. Корн Г., Корн Т Справочник по математике для научных работников и инженеров. – М.: 1970, 720 с.
3. Гейер В.Г., Нечушкин Г.М., Беликов П.Ф., Блошенко Н.В., Кошкальда Л.И. Определение оптимального диаметра трубопровода главной водоотливной установки. – В сб. – “Горная механика” №28 –29, Донецк, ИГМ ТК им. М.М.Федорова, 1971. с. 29-38.
4. Советский энциклопедический словарь/ Гл. ред. А.М. Прохоров. – 3-е издание. – М.: Сов. Энциклопедия, 1984. – 1600 с.
5. Методика расчета режимов параллельной работы насосов водоотлива шахт, имеющих большие притоки (вторая редакция). РТМ – 07.02.010. – 78. – Донецк, ВНИИ ГМ им. М.М.Федорова, 1979.
6. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. М.: “Недра”, 1976, стр.70-71.
7. Правила безопасности в угольных шахтах. Киев, Госнадзорохрантруда, 2000
8. Мазуренко В.В. Экономико – математическая модель оптимального диаметра водоотливных трубопроводов. // «Горные машины и автоматика», №2, 2004. с. 33-35.
9. Загородній А.К., Стадницький Ю.І. Менеджмент реальних інвестицій: Навч. Посіб. – К.: Т-во «Знання», КОО, 2000. – 209 с.
10. Данильчук Г. И., Праховник А.В., Шевчук С.П. Автоматизация шахтного водоотлива с учетом графика нагрузки энергосистемы // Вестник Киевского политехнического института. – “Горная электромеханика и автоматика”. – 1973. Вып. 4. – с. 35-37.
11. Гейер В.Г., Тимошенко Г.М. Шахтные вентиляторные и водоотливные установки: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1987. – 270 с.
12. Ковалев В.В. Методы оценки инвестиционных проектов. – М.: Финансы и статистика, 1999. – 144 с.

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

УДК 621.785.54/.56

© А. Б. Лысенко, Е. А. Якунин

МЕТОД УПРОЧНЯЮЩЕЙ ПОВЕРХНОСТНОЙ ЛАЗЕРНОЙ ОБРАБОТКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОГО НАНЕСЕНИЯ ЛЕГИРУЮЩЕГО КОМПОНЕНТА

Описан метод поверхностного лазерного легирования с предварительным электролитическим нанесением легирующего компонента. Исследовано влияние режимов электроосаждения и последующего лазерного оплавления на структуру легированного поверхностного слоя.

Описаний метод лазерного поверхневого легування алюмінію з попереднім електролітичним нанесенням легуючого компоненту. Досліджений вплив режимів електроосадження і наступного лазерного оплавлення на структуру легуваного поверхневого шару.

The surface laser alloying method with electrolytic deposition of alloying component is described. The influence of deposition and laser treatment mode on alloyed layer structure is investigated.

Формирование структуры сильно пересыщенного твердого раствора и ультрадисперсной смеси твердого раствора и интерметаллических фаз при лазерном поверхностном легировании алюминиевых сплавах способствует существенному повышению их коррозионной и износоустойчивости [1, 2, 3]. Предварительное нанесение легирующего компонента на поверхность алюминиевых образцов может быть осуществлено с помощью электроосаждения. Для электроосаждения хрома традиционно применяется 6-валентный электролит (смесь хромового ангидрида и серной кислоты) [4]. Однако этот метод не обеспечивает достаточной адгезии осаждаемого хрома с алюминиевой подложкой, что может приводить к отделению хрома от подложки при нагреве лазерным лучом.

Целью данной работы было усовершенствование метода лазерного поверхностного легирования как способа упрочнения поверхности.

В связи с этим решались задачи по разработке нового способа предварительного электролитического нанесения легирующего компонента на обрабатываемую поверхность и исследованию влияния режимов электролитического осаждения и последующего лазерного оплавления на структуру оплавленного легированного слоя.

В качестве основы нами использовалась методика электроосаждения хрома из трехвалентного электролита на сталь, разработанная в лаборатории «электроосаждение» Днепропетровского химико-технологического университета. Использовался электролит «ДХТИ-трихром» [5]. Для алюминиевых образцов применялась следующая методика подготовки поверхности образцов к электроосаждению: образец очищался от загрязнения с использованием абразивно-моющих средств, далее образец промывался под проточной, а потом в дистиллированной воде, образцы погружались на 1 минуту в 60% раствор ор-

тофосфорной кислоты при температуре 15-20°C, потом осуществлялась промывка образцов под проточной и в дистиллированной воде в течение 1 минуты. Плотность силы тока на образце при электролизе поддерживалась равной 80 мА/см², что обеспечивало скорость роста осаждаемого слоя 0,04 ^{мкм}/мин. Время осаждения для различных образцов варьировалось от 5 до 15 минут.

Для лазерного оплавления использовался импульсный оптический квантовый генератор ГОС-1001 с длительностью импульса 10⁻³с. Образцы оплавливались на глубину 50 мкм, варьировалось количество повторных оплавлений. Рентгеноструктурные исследования выполнялись на дифрактометре ДРОН 2.0, снабженным монохроматором на отраженном пучке.

Один образец был получен электроосаждением в течение 1 часа 40 минут для дальнейшего рентгеновского исследования осажденного хрома.

На дифрактограмме этого образца присутствуют линии алюминия, а также два широких размытых рефлекса, из которых более интенсивный находится в области малых углов (рис. 1). Положения центров тяжести этих диффузных максимумов по шкале 2Q - 43,8° и 78,7°. Отношение синусов углов, соответствующих центрам тяжести первого и второго максимумов приблизительно равно

$$d = \frac{0,613\lambda}{\sin\theta_1}$$

1,7. Диаметр атома, определенный по формуле Эренфеста 2,45 А, что совпадает с диаметром атома хрома.

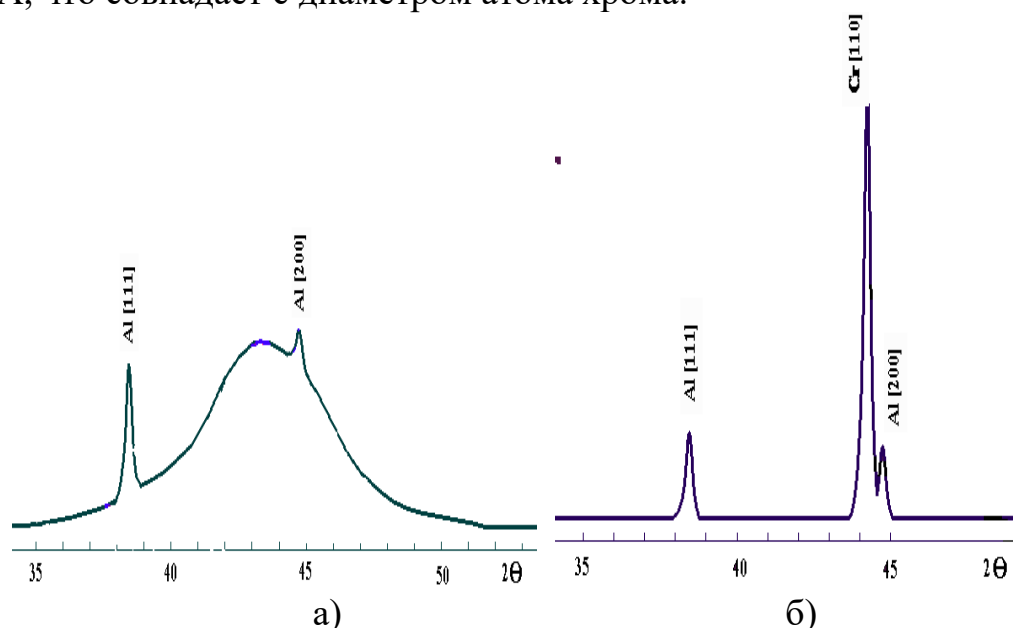


Рис. 1. Дифрактограмма образца электроосажденного в течение 1ч 40 мин образца а) в исходном состоянии и б) после 4,5 часового отжига при t=400 °С.

После отжигов при температурах 100°C, 200°C и 300°C диффузные максимумы присутствуют на дифрактограммах без существенных изменений. После отжига при температуре 400°C интенсивность диффузных максимумов с течением времени постепенно уменьшаются, и после 4,5 часового отжига при температуре 400°C видны лишь линии, образованные при отражении от кристаллических хрома и алюминия.

Это позволяет сделать вывод, что осажденный из трехвалентного электролита хром находится в аморфном состоянии.

Результаты экспериментов по поверхностному лазерному легированию представлены в таблице. В таблице даны фазовый состав, периоды кристаллической решетки и насыщенность твердого раствора в оплавленной зоне.

Таблица

Результаты лазерного легирования алюминия электроосажденным хромом

№ образца	Расчетный состав легированного слоя, масс. %	Фазовый состав после оплавления		ПКР твердого раствора после оплавления, Å		Насыщенность твердого раствора после оплавления, масс. %	
		однократного	трехкратного	однократного	трехкратного	однократного	трехкратного
1	1	Al Al ₇ Cr Cr	Al	4,0460	4,0443	0,57	0,98
2	2	Al Al ₇ Cr Cr	Al	4,0466 (4,035)	4,0419 (4,034)	0,43 (3,1)	1,5 (3,3)
3	3	Al Al ₇ Cr Cr	Al Al ₇ Cr Cr	4,0473	4,0458	0,27	0,61

Анализ полученных данных показывает, что при однократном оплавлении легирующий компонент не успевает полностью раствориться. При оплавлении образца с наибольшим содержанием легирующего компонента (образец №3) не весь хром успевает раствориться даже при трехкратном оплавлении (рис. 2). Тем не менее, при увеличении числа оплавлений количество нерастворившегося хрома уменьшается. Трехкратное оплавление образцов с меньшим содержанием легирующего компонента (образцы №1, 2) приводит к полному растворению хрома, который полностью входит в состав твердого раствора (рис. 3).

Насыщенность твердого раствора в образце №2 при трехкратном оплавлении превышает максимальную равновесную растворимость (0,7 масс.%) в 2 раза. Следует заметить, что в образце №2 как при однократном, так и при трехкратном оплавлении твердый раствор неоднороден по составу: присутствует также небольшое количество более пересыщенного твердого раствора (его состав указан в таблице в скобках).

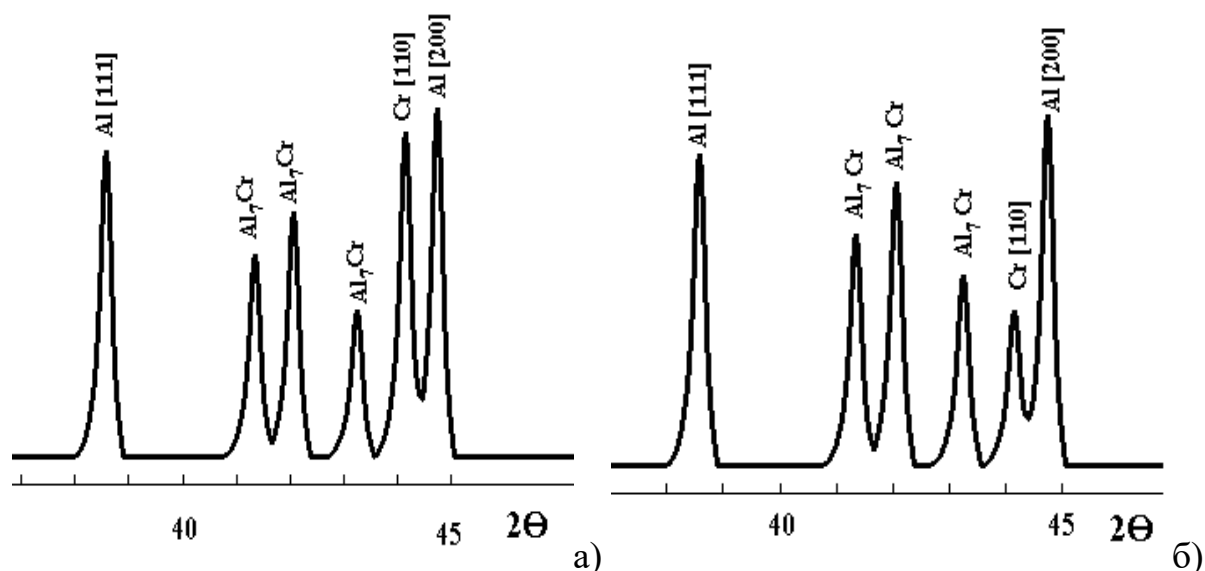


Рис. 2. Дифрактограмма образца №3 при а) однократном и б) трехкратном облучении.

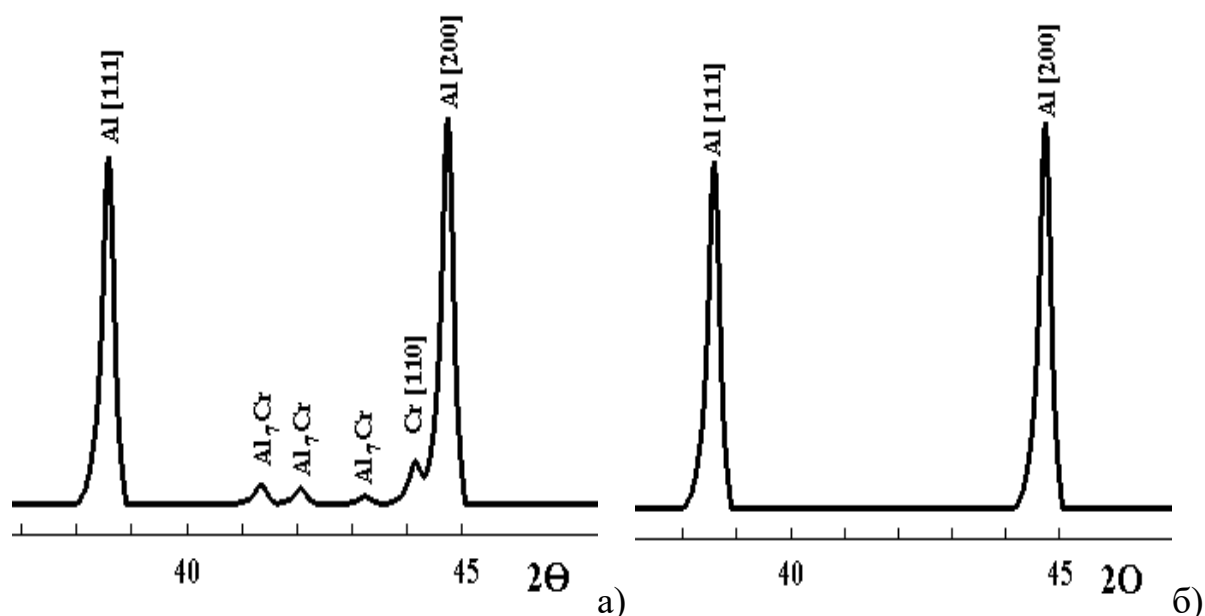


Рис.3. Дифрактограммы образца № 1 при а) однократном и б) трехкратном оплавлении.

Эти данные коррелируют с полученными нами ранее результатами лазерного оплавления литых сплавов системы Al-Cr[6]. В оплавленном лазером поверхностном слое литых образцов сплавов системы Al-Cr также формируется пересыщенный твердый раствор (рис. 4). Однако и при поверхностном легировании образцов из чистого алюминия и при оплавлении сплавов максимальная насыщенность твердого раствора не превышает 1,5 масс.%, т.е. более чем в 4 раза меньше максимальной насыщенности твердого раствора в быстроохлажденных фольгах [6, 7]. Это различие можно объяснить тем, что в случае лазерного оплавления сплавов и поверхностного лазерного легирования рост кристаллов на готовых центрах кристаллизации автоподложки снижает переохлаждение расплава и, следовательно, возможность получения неравновесной структуры в оплавленном слое.

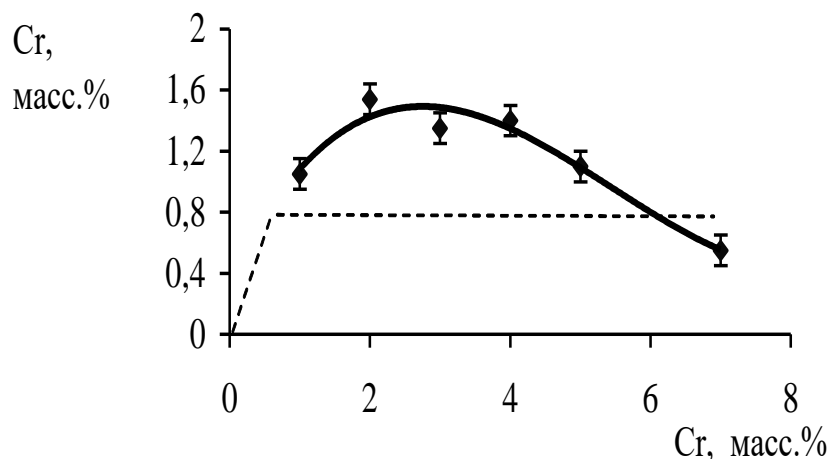


Рис. 4. Зависимость насыщенности твердого раствора от исходного содержания хрома в сплаве в оплавленном лазером слое [6].

Вышеприведенные факты позволяют заключить, что получен новый метод лазерного поверхностного легирования алюминиевых сплавов хромом, с использованием предварительного электролитического нанесения хрома из трехвалентного электролита. Этот метод дает возможность получать сильно пересыщенный твердый раствор в обрабатываемом поверхностном слое. При импульсном облучении для образования однородного по концентрации расплава требуется неоднократное оплавление. Структурное состояние оплавленного слоя зависит от концентрации легирующего элемента в зоне оплавления и режима лазерной обработки.

Литература

1. Bergman H.W., Stundel P.H., Kalinitchenko A.S. Laser Surface alloying of AlSi and AlCr_{2,5}Zr_{2,5} with transition metals and Si. // Fachber. Huttenprax. Metalluweiterverarb. 1989. 27, №9, p.666-672.
2. Pieraux S.T., Follstaedt D.M. Surface modification and alloying aluminium. Surface Modif. And Alloying by Laser, Ion and Electron Beams // Proc. NATO Adv. Study Inst. Trevi 24-28 Aug, 1981. N.Y., London.-1983, p.287-321.
3. Гуреев Д.М., Золотаревский А.В. Структурообразование при лазерном и лазерно-дуговом легировании алюминиевых сплавов. // Физика и химия обработки материалов. -1991 №3, с.95-101.
4. Бельский М.А., Иванов А.Ф. Электроосаждение металлических покрытий. Справочник.-М: Металлургия, 1985.-145 с.
5. Мехонцев А.А., Стафеева Н.А., Попов Е.Р. и др. Опыт промышленного использования электролита на основе соединения трехвалентного хрома «ДХТИ-трихром» для нанесения защитно-декоративных хромовых покрытий // Гальванотехника и обработка поверхности.-1993.- №5.-С. 76-77.
6. Якунин А.А., Лысенко А.Б., Якунин Е.А. Влияние лазерного облучения и закалки из жидкого состояния на структуру и свойства сплавов Al-Cr//Вісник Дніпропетровського університету. Фізика. Радіоелектроніка. – 1998. – вип. 3, Т. 1. – С. 24-30.
7. Буров Л.Н., Якунин А.А. Влияние скорости охлаждения на состав твердых растворов в двойных сплавах на основе алюминия// ЖФХ.- 1968. -Т.42.- С.1028-1031.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Ткачевым В.В.
Поступила в редакцию 25.02.05*

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМОВ УПРОЧНЕНИЯ ПРИ ЛАЗЕРНОМ ОПЛАВЛЕНИИ СПЛАВОВ АЛЮМИНИЯ С ПЕРЕХОДНЫМИ МЕТАЛЛАМИ

Проведено комплексное исследование структуры и свойств оплавленных лазерным излучением сплавов алюминия с переходными металлами с применением рентгеноструктурного, электронноскопического и энерго-дисперсионного анализа. Определены основные механизмы структурообразования и упрочнения в зоне лазерного оплавления.

Проведено комплексне дослідження структури і властивостей оплавлених лазерним випромінюванням сплавів алюмінію з перехідними металами з використанням рентгеноструктурного, електронноскопического і енерго-дисперсійного аналізу. Визначені основні механізми **структуро**утворення і зміцнення в зоні лазерного оплавлення.

Complex research of structure and **properties** of molten by the laser radiation alloys of aluminium with transitional metals is made by x-rays, electron microscopy and energy variance analysis. Main mechanisms of structure formation and strengthening in the zone of the laser melting are determined.

Разработка новых эффективных методов поверхностного упрочнения для повышения срока эксплуатации деталей машин – это одна из важных задач современной науки. Одним из наиболее интересных и перспективных методов поверхностной упрочняющей обработки материалов является метод лазерного поверхностного оплавления (ЛО). Лазерная обработка с оплавлением поверхности сочетает в себе микрометаллургический процесс выплавки сплавов непосредственно на поверхности обрабатываемых изделий с последующим сверхбыстрым охлаждением тонкого оплавленного слоя. Специфическими особенностями ЛО являются скоротечность нагрева, наличие градиента температуры по толщине оплавляемого слоя, неоднородность падающего потока энергии и связанная с ней неравномерность нагрева зоны лазерного воздействия. Кроме того, ЛО характеризуется возможностью активного участия в процессах кристаллизации лазерной микрованны кристаллов равновесных фаз, расположенных на границе оплавления и высокой чувствительностью теплофизических условий, складывающихся в очаге лазерного воздействия, к вариациям технологических факторов.

Известные исследования в данной области преследуют в основном прикладные цели, но сущность процессов структурообразования в ванне лазерного расплава в этих работах недостаточно раскрыта [1-3].

В связи с этим, целью данной работы была оптимизация условий структурообразования и упрочнения в зоне импульсной лазерной обработки. Для этого решались следующие задачи:

- исследовать влияние лазерного оплавления на микроструктуру, фазовый состав сплавов систем Al-Cr, Al-W и Al-Mn, склонных к образованию сильно пересыщенных твердых растворов при закалке из жидкого состояния [4 - 6] для выявления закономерностей структурообразования, присущих лазерной технологии;

- исследовать основные механизмы упрочнения в зоне лазерного оплавления.

Для лазерного оплавления образцов использовался оптический квантовый генератор ГОС-1001 (длительность импульса – 10^{-3} с). Задаваемая удельная энергия облучения $\sim 10^7$ Дж/м² обеспечивала глубину проплавления до 100 мкм. Электронноскопическое исследование образцов проводилось на растровом электронном микроскопе с возможностью рентгеновского микроанализа РЭММА 202-М в режиме топографического контраста. Характеристическое рентгеновское излучение от матрицы и включений, генерируемое при бомбардировке сфокусированным пучком электронов, анализировалось при помощи Si (Li) детектора анализатора с дисперсией по энергии (ЭДАР – Энерго-дисперсионный анализатор рентгеновский), что позволяло оценить процентное содержание легирующих элементов в сплавах с точностью до 3 масс.%. Оценка процентного состава проводилась по методике количественного электронно-зондового анализа ZAF. Эта методика основана на сравнении интенсивности излучения объекта с интенсивностью эталонов анализируемых элементов. Для проведения рентгенофазового анализа использовался рентгеновский дифрактометр ДРОН-2, который снабжен монохроматором на отраженном пучке. Применялась рентгеновская трубка с медным анодом.

На рис.1 показаны зависимости периода кристаллической решетки (ПКР) α -твердого раствора от состава сплавов в оплавленном лазерным излучением состоянии. Максимальные пересыщения твердых растворов, оцененные по известным зависимостям ПКР от насыщенности твердого раствора [7], для исследованных сплавов равны: Al-Mn 5,8 масс.%; Al-Cr 1,3 масс.%; Al-W - 4,4 масс.%. В области концентраций вблизи максимального пересыщения линии становятся размытыми, наблюдаются также одновременно линии обедненного и пересыщенного твердого раствора, интенсивность последних при увеличении состава уменьшается вплоть до нуля.

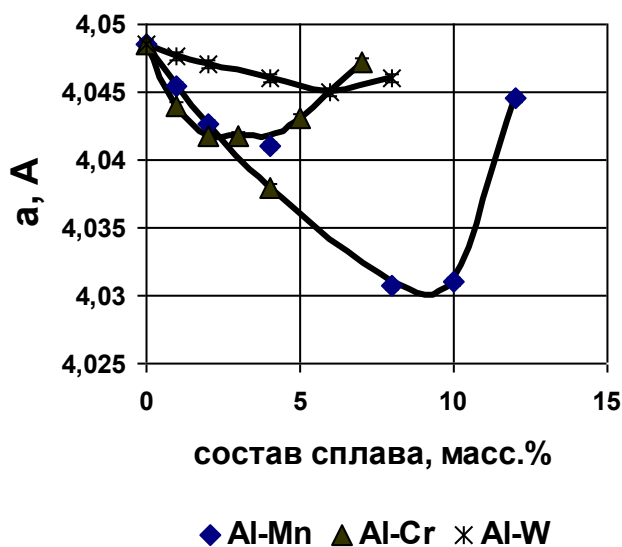


Рис. 1. Концентрационные зависимости ПКР оплавленных сплавов

Согласно данным энерго-дисперсионного анализа средняя концентрация легирующего компонента в литой зоне и его локальная концентрация в твер-

дом растворе оплавленной зоны в пределах ошибки измерений совпадают и равны общему содержанию в сплаве. А концентрация переходных элементов в твердом растворе литой зоны незначительна и средствами энерго-дисперсионного анализа не выявляется.

Было установлено, что при повторном оплавлении уже облученных сплавов максимальная насыщенность твердого раствора несколько увеличивается (табл.), а недооплавившиеся при однократной обработке интерметаллиды полностью растворяются.

Таблица

Изменение предельной насыщенности твердого раствора в сплавах при увеличении кратности лазерной обработки

Системы	Предельная насыщенность твердого р-ра облученных образцов, масс.%			
	1-кратное оплавление	2-кратное оплавление	3-кратное оплавление	5-кратное оплавление
Al-Mn	5,8	6,9	7,7	7,6
Al-Cr	1,3	2,0	2,3	2,4
Al-W	4,4	5,0	5,3	5,3

Максимально пересыщенный твердый раствор получен при трехкратной обработке. Однофазная область твердого раствора несколько расширяется.

Проведенный рентгенофазовый анализ показал, что на дифрактограммах исследуемых двойных сплавов в предполагаемых однофазных областях существования α -твердого раствора обнаруживаются только линии, принадлежащие α -твердому раствору. Фазовый состав исходных литых образцов включает в себя также и равновесные интерметаллические фазы.

Согласно данным энерго-дисперсионного анализа, наблюдаемые в литой зоне крупные интерметаллические зерна содержат 26,4 масс.% марганца в сплавах системы Al-Mn и 24 масс.% хрома в сплавах системы Al-Cr, что соответствует фазам Al_6Mn и Al_7Cr .

В случае если в образцах с большим содержанием переходных металлов в результате ЛО не образуется сильно пересыщенный твердый раствор (Al-Cr $C > 5$ масс.%; Al-Mn $C > 10$ масс.%), дифрактограммы этих образцов также содержат линии интерметаллических фаз. Интенсивность этих линий меньше, чем в исходном литом состоянии. В случае системы Al-Mn литые образцы содержат равновесную фазу Al_6Mn , в состав оплавленных образцов входит метастабильная фаза Al_4Mn . В системе Al-Cr в оплавленном слое обнаруживается стабильная фаза Al_7Cr также, как и в литых образцах. Данные рентгенофазового и энергодисперсионного анализов свидетельствуют о формировании в широких концентрационных интервалах однофазного структурного состояния пересыщенного твердого раствора.

Практически полное, согласно данным электронноскопического анализа, отсутствие интерметаллических выделений в оплавленной зоне сплава Al+2масс.%Cr (рис. 2а) также подтверждает факт образования сильно пересыщенного твердого раствора при лазерном оплавлении.

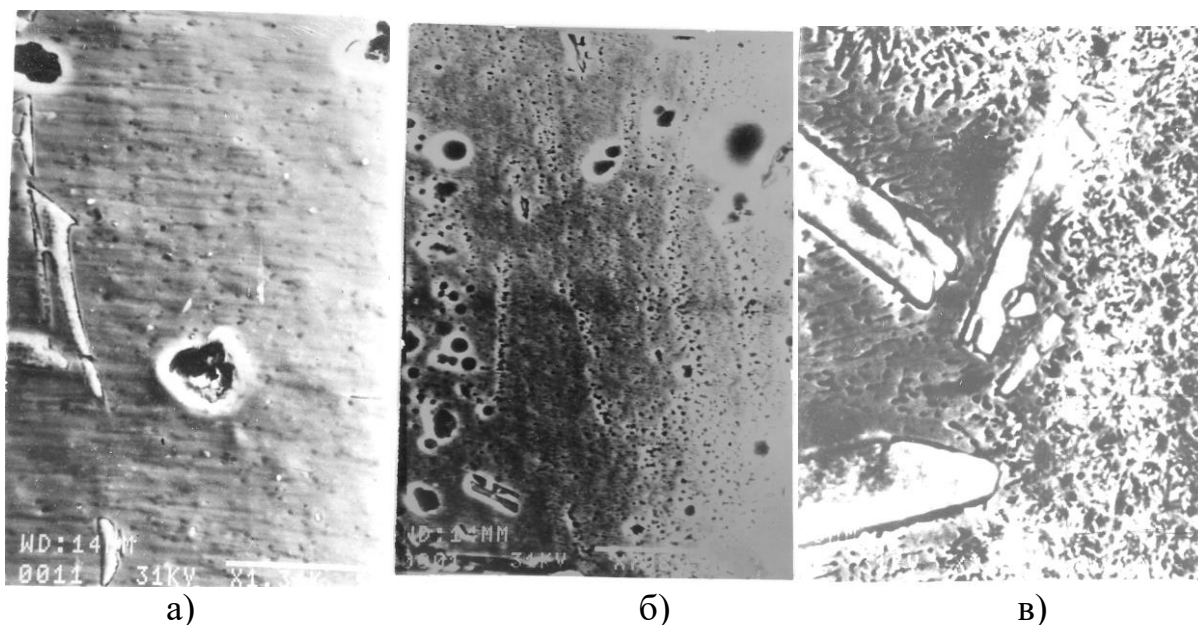


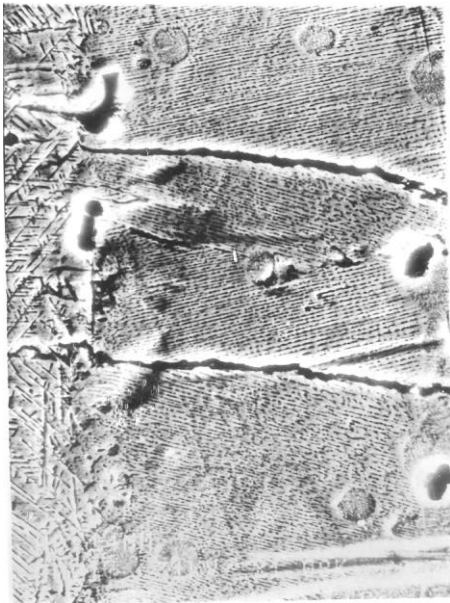
Рис. 2. Микроструктуры оплавленного лазером поверхностного слоя сплавов системы Al-Cr: а) Al+2%Cr; б) Al+4%Cr; в) Al+7%Cr.

Увеличение плотности дисперсных выделений и неоднородность структуры оплавленной зоны образца Al+4масс.% Cr (рис. 2б) согласуется со значительным размытием дифракционных максимумов для этого образца, а также с началом увеличения периода кристаллической решетки. Этот комплекс данных говорит об изменении характера кристаллизации и формировании смеси твердого раствора меньшей концентрации и интерметаллической фазы. Резкое увеличение плотности и размеров дисперсных интерметаллических выделений в оплавленной зоне образца Al+7масс.%Cr (рис. 2в) коррелирует с полным отсутствием пересыщения твердого раствора для этого образца, а также с появлением заметных рефлексов фазы Al₇Cr на дифрактограммах.

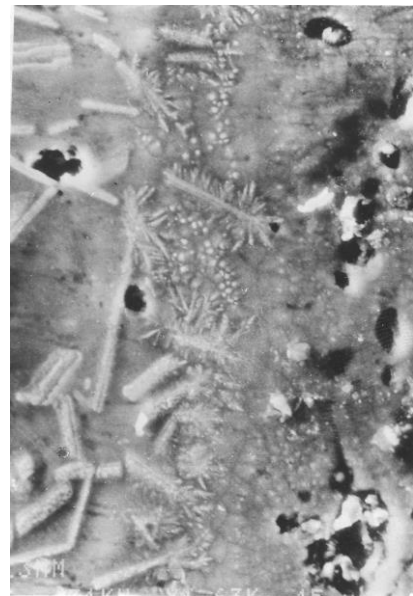
Аналогичные закономерности наблюдаются и для сплавов других исследованных систем. Значит, в зависимости от состава сплава в процессе лазерного оплавления формируется либо структура сильно пересыщенного твердого раствора, либо, для образцов с большим содержанием переходных металлов, структура тонкодисперсной смеси зерен интерметаллической фазы и твердого раствора равновесной насыщенности.

Максимальная насыщенность твердого раствора в оплавленных лазером образцах существенно меньше, чем в быстро охлажденных фольгах из сплавов тех же систем [4 - 6]. Причина этого заключается в том, что кристаллизация оплавленного лазерным излучением слоя сплава происходит по двум конкурирующим механизмам: путем роста кристаллов на матричных неоплавившихся кристаллах внутренних слоев материала (рис. 3) и с помощью гомогенного образования зародышей и их последующего роста (рис. 4). Рост интерметаллических кристаллов на матричных зернах автоподложки приводит к существенному обеднению расплава легирующим компонентом.

Результаты замеров микротвердости облученных образцов даны на рис. 5.



а)



б)

Рис. 3. Микроструктуры сплава Al+7%Cr, оплавленного лазером. Кристаллизация зоны оплавления путем роста кристаллов от границы оплавления: а) рост квазиэвтектических кристаллов на зернах твердого раствора литой зоны; б) рост интерметаллической фазы на недорасплавившихся крупных зернах литой зоны



а)



б)

Рис. 4. Микроструктуры сплава Al+7%Cr, оплавленного лазером. Кристаллизация зоны оплавления путем гомогенного зародышеобразования: а) сферолитные гомогенно зародившиеся квазиэвтектические колонии; б) растущие от границы оплавления квазиэвтектические зерна заблокированы гомогенно зародившимися кристаллами

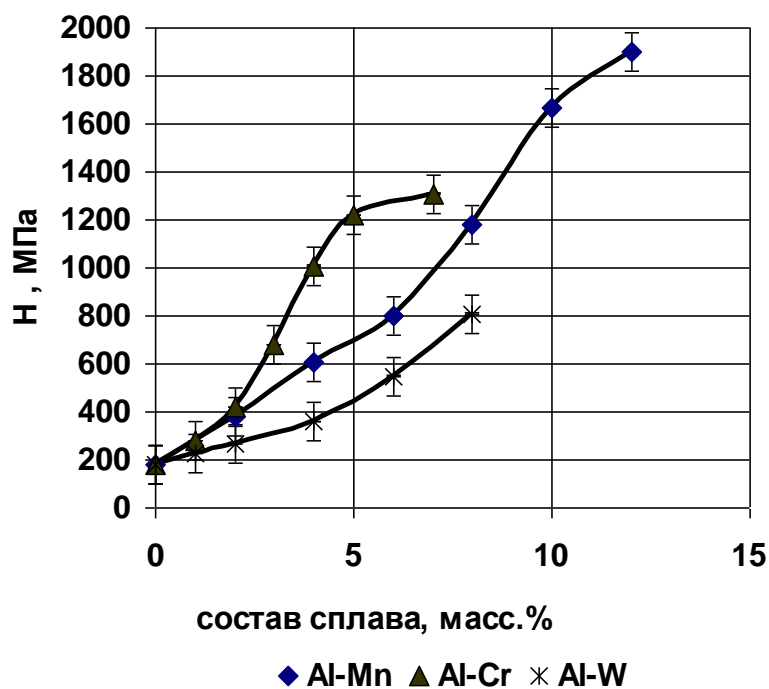


Рис. 5. Концентрационные зависимости микротвердости облученных сплавов

Микротвердость оплавленных образцов в некотором интервале составов возрастает практически линейно, после чего последовательно наблюдаются вначале более интенсивный, потом более медленный рост микротвердости.

Концентрационные области линейного роста микротвердости для оплавленных образцов совпадают с областями образования однородного пересыщенного твердого раствора (рис. 1). Дальнейший более интенсивный рост микротвердости с изменением состава связан с образованием ультрадисперсной смеси зерен твердого раствора и интерметаллических выделений (рис. 2б). Укрупнение зерен интерметаллической фазы (рис. 2в) приводит к менее интенсивному увеличению микротвердости. Степень упрочнения (увеличение значения микротвердости при изменении состава сплава на 1 масс.%) для интервала составов, в котором образуется дисперсная гетерофазная смесь, заметно выше по сравнению с областью составов, в которой образуется сильно пересыщенный твердый раствор.

Таким образом можно сделать вывод, что лазерное упрочнение сплавов обусловлено увеличением насыщенности твердого раствора, увеличением степени микроискажений кристаллической решетки, измельчением областей когерентного рассеивания, а также образованием ультрадисперсного конгломерата фаз в образцах с большим содержанием переходных металлов. Образование ультрадисперсного конгломерата фаз как механизм упрочнения более эффективно, что позволяет существенно повышать твердость поверхностного слоя с помощью лазерного оплавления без формирования сильно пересыщенного твердого раствора. В работе впервые обосновано уменьшение степени метастабильности оплавленных лазером сплавов в сравнении с быстро охлажденными фольгами.

Литература

1. Ricciardi M., Cantello M. Technological Applications of the Laser Beam in Heat Treatment// CIRP Ann.- 1982.- V.31.- P. 125-130.
2. Справочник по технологии лазерной обработки / Под ред. В.С. Коваленко.- К.:Техника, 1985.- 167 с.
3. Григорьянц А.Г. Основы лазерной обработки материалов.- М.: Машиностроение, 1989.- 301 с.
4. Буров Л.Н., Якунин А.А. Влияние скорости охлаждения на состав твердых растворов в двойных сплавах на основе алюминия// ЖФХ.- 1968. -Т.42.- С.1028-1031.
5. Kirin A., Bonefacij A. Supersaturation in fast quenched alloys Al-Mn, rich Al // Sor. Met.- 1969.-V. 3.- P. 255-259.
6. Елагин В.И. Легирование деформируемых алюминиевых сплавов с переходными металлами.-М.: Металлургия, 1975.- 248 с.
7. Строение и свойства двойных металлических систем: В 4т./ Вол А.Е. -М., 1959.- Т.3: Физико-химические свойства элементов. Системы азот, актиния, алюминия, бария, бериллия, бора.- 756с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Ткачовым В.В.
Поступила в редакцию 16.03.05*

УДК: 622. 233.6:658.12.011.56.005

© В.С. Хилов

ВЛИЯНИЕ УПРУГИХ СВОЙСТВ ТРАНСМИССИИ И ОБОРОТНОЙ ЭЛЕКТРОДВИЖУЩЕЙ СИЛЫ НА ДИНАМИКУ КОНТУРА ТОКА

Приведены результаты исследований влияния гидропередачи и канатно-полиспастной системы на настройку регулятора тока.

Наведено результати досліджень впливу гідропередачі і канатно-поліспастної системи на налагодження регулятора струму.

Results of research influence gidro transmission and rope polis past system on the tuning current regulator are considered.

Вступление. Для получения в обобщенном виде удобных расчетных соотношений, исследование систем, с активной последовательной коррекцией, как правило, производят без учета влияния обратной электродвижущей силы (ЭДС) на процессы в токовом контуре. Кроме того, как правило, считается, что трансмиссия абсолютно жесткая, что при использовании приводов постоянного тока, обладающих значительным моментом инерции якоря двигателя и умеренным быстродействием, вполне оправданно и позволяет просто просчитывать систему автоматического управления. При этом регулятор тока выбирается с пропорционально-интегральной динамической характеристикой и постоянной времени дифференцирующего звена равной электромагнитной постоянной времени контура тока.

Последние достижения. Применение приводной системы переменного тока с короткозамкнутым асинхронным двигателем и полупроводниковым преобразователем с широтно-импульсной модуляцией автономного инвертора

напряжения, характеризуется значительным уменьшением момента инерции ротора двигателя и увеличением быстродействия контуров, в сравнении с приводной системой постоянного тока, что приводит к существенному влиянию обратной ЭДС и упругих связей объекта управления на качество процессов регулирования и должно учитываться в настройках контура тока [1, 2].

Увеличение склонности к повышению колебательности контура тока привода спускоподъемных операций возможно из-за наличия упругих свойств в гидropередаче и канатно-полиспастной системе [3]. Использование приводной системы с короткозамкнутым асинхронным двигателем характеризуется существенным уменьшением момента инерции двигателя, что обуславливает появление дополнительных колебаний в контуре тока из-за колебаний ротора двигателя при упругом моменте сопротивления [4]. Эти колебания передаются через обратную ЭДС и являются дополнительным возмущающим воздействием для контура тока [5].

Цель исследования. Найдем динамические передаточные функции в контуре тока, учитывающие упругие колебания в трансмиссии.

Результаты исследований. Структурная исходная схема замкнутого контура тока, с учетом влияния на динамику управления контура обратной против-ЭДС и податливости трансмиссии, приведена на рис.1.

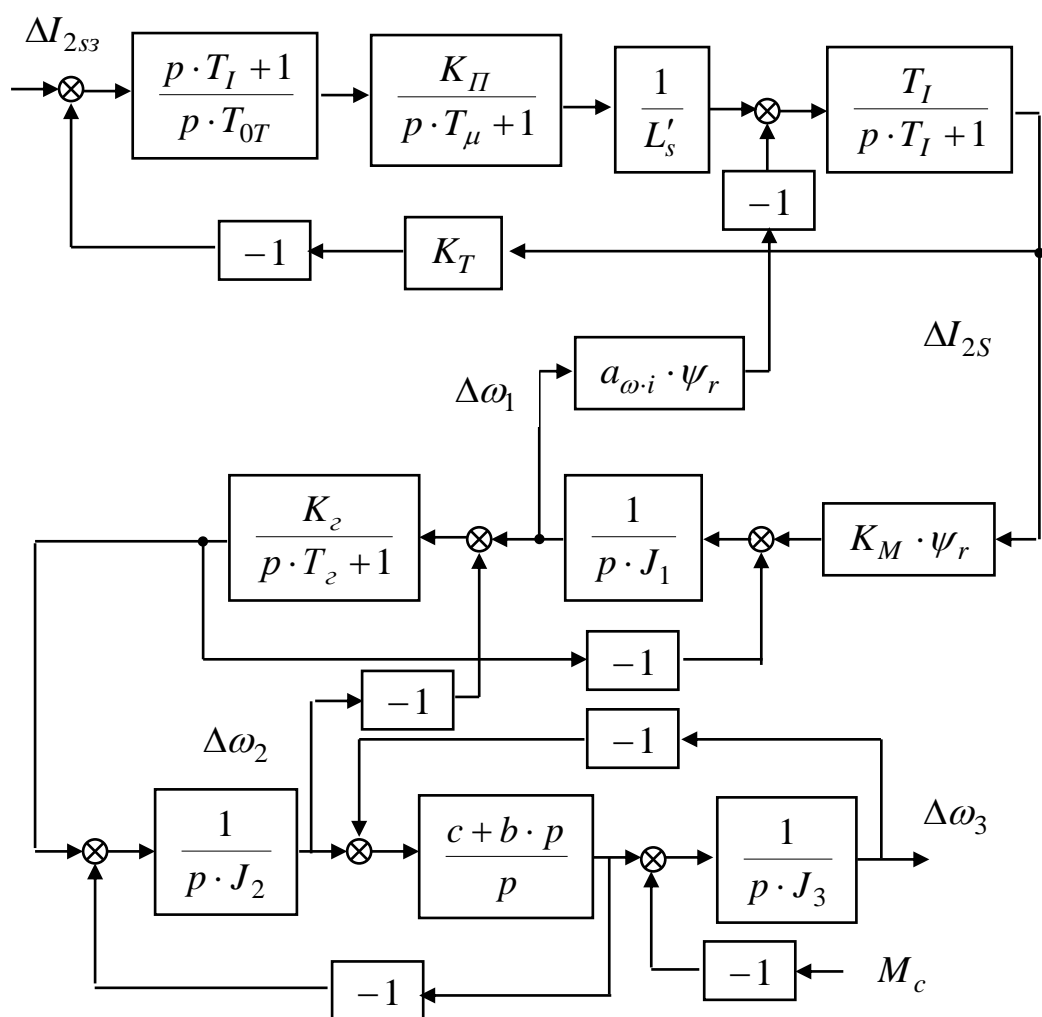


Рис.1. Структурная исходная схема контура регулирования активной составляющей тока статора с учетом влияния обратной противо-ЭДС и податливости трансмиссии

На структурной схеме рис.1 обозначено: $\Delta I_{2s3}, \Delta I_{2s}$ – заданное и действительное значения тока статора; $T_2, T_I, T_{0T}, T\mu$ – постоянные времени гидросистемы, электромагнитная, контура тока и некомпенсируемая, K_{II}, K_2, K_M – коэффициенты передачи преобразователя, гидросистемы и электродвигателя по крутящему моменту; $K_T, \alpha_{\omega_i}, \psi_r$ – коэффициенты передачи датчика тока, электродвигателя по оооротной ЭДС, згначение потокосцепление ротора; L'_s, J_1 – приведенная индуктивность статора и момент инерции ротора двигателя; c, b – коэффициенты жест кости и диссипативных сил тягового каната; $\Delta\omega_1, \Delta\omega_2, \Delta\omega_3$ – частоты вращений валов элетро и гидродвигателей и приведенная скорость става; M_c – момент сопротивления, обусловленный весом става.

После приведения упругого момента на вход механического инерционного звена приводного двигателя структурная схема контура тока принимает вид, показанный на рис.2.

Структурная преобразованная схема (рис.2) позволяют количественно оценить влияние упругой трансмиссии через обратную ЭДС на контур тока.

Приведение действия обратной ЭДС и упругого момента непосредственно к объекту управления контура тока приводит к структурной схеме показанной на рис.3. Она отличается от исходной схемы переносом отрицательных обратных связей во внутрь объекта управления контура тока.

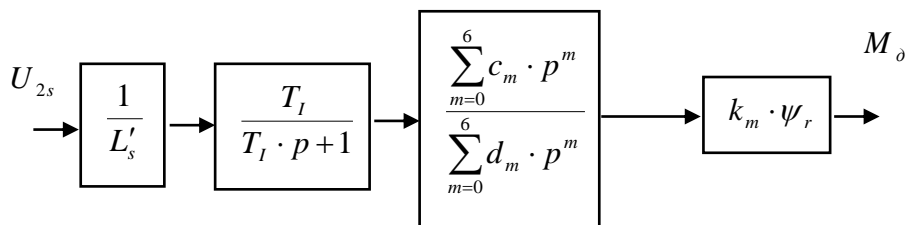


Рис.2. Приведенная структурная схема объекта управления контура тока

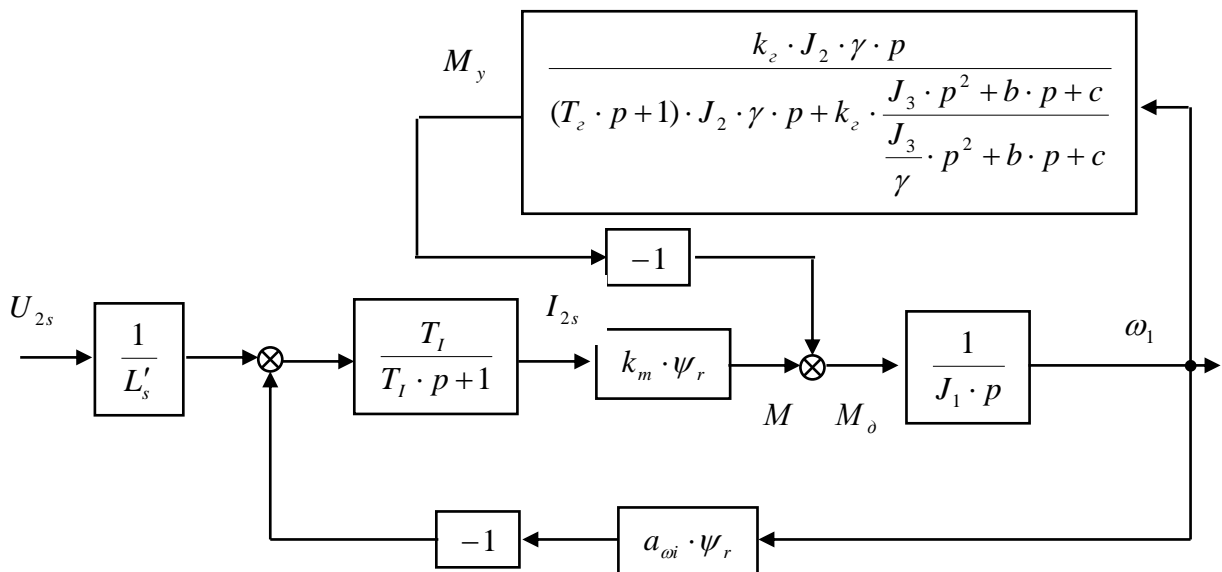


Рис.3. Структурная схема объекта управления контура тока при приведении упругих свойств трансмиссии на вход механического звена двигателя (γ – частичный коэффициент инерции системы, M_y, M, M_δ – моменты упругий, крутящий и динамический)

После сворачивания обратных связей и приведения их в прямой канал передачи, структура объекта управления контура тока получает вид удобный для анализа динамических процессов и расчета контура тока, рис.4.

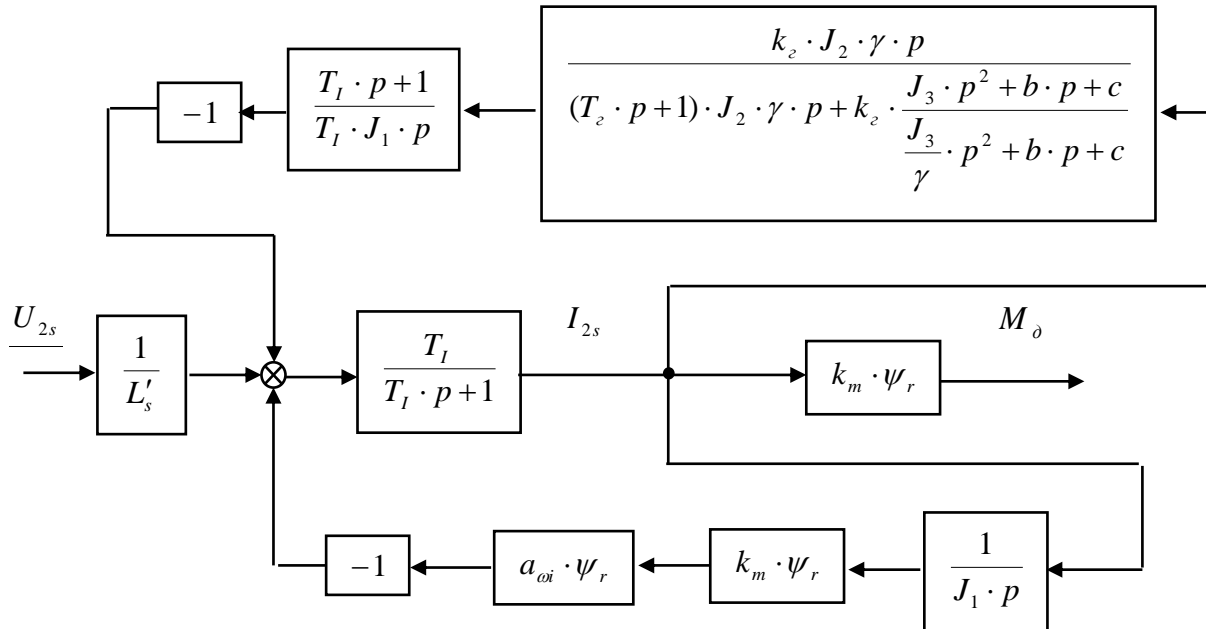


Рис.4. Преобразованная структурная схема объекта управления контура тока

Причем коэффициенты числителя и знаменателя дополнительного динамического звена в объекте управления контура тока вычисляются по исходным данным объекта управления:

коэффициенты числителя

$$c_6 = L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot J_1 \cdot J_2 \cdot J_3 \cdot V \cdot J_2 / E / q_\delta^2;$$

$$c_5 = L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + J_2 \cdot J_3) + J_1 \cdot J_2 \cdot J_3 \cdot V \cdot J_2 / E / q_\delta^2;$$

$$c_4 = J_1 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + q_h / q_\delta \cdot J_3 + q_h / q_\delta \cdot J_2 \cdot J_3 / J_1) + J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot b \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + J_2 \cdot J_3);$$

$$c_3 = J_1 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot (c \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + b \cdot q_h / q_\delta \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 / J_1 + q_h / q_\delta \cdot b) + J_1 \cdot (c \cdot V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + b \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + q_h / q_\delta \cdot J_3 + q_h / q_\delta \cdot J_2 \cdot J_3 / J_1);$$

$$c_2 = L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot J_1 \cdot \Gamma \cdot q_h / q_\delta \cdot c + J_1 \cdot (c \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + b \cdot q_h / q_\delta \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 / J_1 + q_h / q_\delta \cdot b);$$

$$c_1 = q_h / q_\delta \cdot J_1 \cdot \Gamma \cdot c;$$

$$c_0 = 0;$$

коэффициенты знаменателя

$$\begin{aligned}
 d_6 &= J_1 \cdot J_2 \cdot J_3 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot V \cdot J_2 / E / q_\delta^2; \\
 d_5 &= L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + J_2 \cdot J_3) + \\
 &+ J_1 \cdot J_2 \cdot J_3 \cdot V \cdot J_2 / E / q_\delta^2; \\
 d_4 &= J_1 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + q_n / q_\delta \cdot J_3 + \\
 &+ q_n / q_\delta \cdot J_2 \cdot J_3 / J_1) + J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + J_2 \cdot J_3) + V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot \\
 &\cdot J_2 \cdot J_3 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2; \\
 d_3 &= J_1 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot (J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + b \cdot q_n / q_\delta \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 / J_1 + q_n / q_\delta \cdot b) + \\
 &+ J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + q_n / q_\delta \cdot J_3 + q_n / q_\delta \cdot J_2 \cdot J_3 / J_1) + \\
 &+ (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} + J_2 \cdot J_3) \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2; \\
 d_2 &= J_1 \cdot \Gamma \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot q_n / q_\delta \cdot c + J_1 \cdot (J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c / J_1 + b \cdot q_n / q_\delta \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 / J_1 + \\
 &+ q_n / q_\delta \cdot b) + (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + q_n / q_\delta \cdot J_3) \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot \\
 &\cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2; \\
 d_1 &= (J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + b \cdot q_n / q_\delta) \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2 + q_n / q_\delta \cdot J_1 \cdot \Gamma \cdot c; \\
 d_0 &= q_n / q_\delta \cdot c \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2,
 \end{aligned}$$

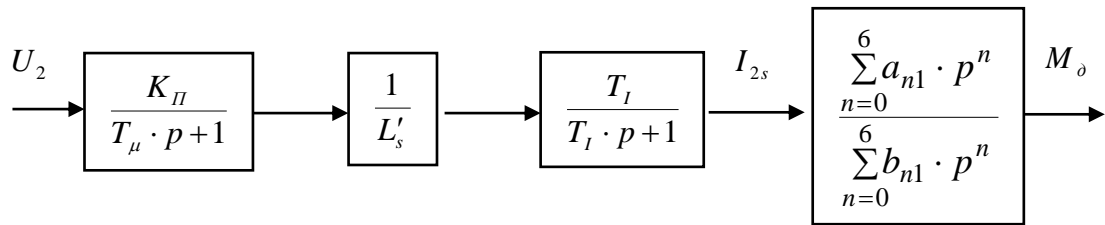
где V, E, q_δ, q_n – полный объем гидросистемы, модуль упругости гидромасла, объемы двигателя и насоса; R_s, k_r, R_r – значения сопротивлений ротора, статора и коэффициент приведения; $\Gamma, \gamma_{12}, \gamma_{23}$ – общий и частичные коэффициенты инерции механической системы.

Такое представление динамических звеньев объекта управления моментобразующего тока статора делает возможным анализировать частотные свойства контура с учетом влияния как обратной ЭДС, так и упругих связей на динамику контура тока.

Наличие упругих связей и обратной ЭДС усложняет настройки системы управления, так как традиционная передаточная функция объекта управления контура тока получает дополнительное динамическое звено с полиномами шестого порядка как в числителе, так и знаменателе (рис.4).

Для уменьшения числа переменных в объекте управления выражаем значения коэффициентов многочленов числителя и знаменателя через коэффициенты усиления объекта управления и его постоянные времени. Тогда динамические звенья объекта управления приводятся к виду, показанному на рис.5.

С учетом действия обратной ЭДС и упругого момента трансмиссии передаточная функция токового контура в разомкнутом состоянии определяется



$$W_{\text{оукт}}(p) = \frac{K_{\Pi}}{T_{\mu} \cdot p + 1} \cdot \frac{1}{L'_s} \cdot \frac{T_I}{T_I \cdot p + 1} \cdot \frac{\sum_{n=0}^6 a_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 b_{n1} \cdot p^n}, \quad (1)$$

Рис.5. Преобразованная приведенная структурная схема объекта управления контура тока

где коэффициенты:

– числителя

$$a_{61} = T_{M1} \cdot T_I \cdot T_{M2} \cdot T_z \cdot T_y^2;$$

$$a_{51} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + T_{M1} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$a_{41} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) +$$

$$+ T_{M1} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2);$$

$$a_{31} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) +$$

$$+ T_{M1} \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12});$$

$$a_{21} = \Gamma \cdot T_{M1} \cdot T_I \cdot K_z / \gamma_{23} + T_{M1} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23});$$

$$a_{11} = T_{M1} \cdot \Gamma \cdot K_z / \gamma_{23};$$

$$a_{01} = 0;$$

– знаменателя

$$b_{61} = T_{M1} \cdot T_I \cdot T_{M2} \cdot T_z \cdot T_y^2;$$

$$b_{51} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + T_{M1} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$b_{41} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) +$$

$$+ T_{M1} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + K_{\delta} \cdot T_z \cdot T_{M2} \cdot T_y^2;$$

$$b_{31} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) +$$

$$+ T_{M1} \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) +$$

$$+ K_{\delta} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2);$$

$$b_{21} = \Gamma \cdot T_{M1} \cdot T_I \cdot K_2 / \gamma_{23} + T_{M1} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_2 \cdot \Gamma / \gamma_{23}) +$$

$$+ K_\delta \cdot (T_{M2} \cdot (T_2 + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y) + K_2 \cdot T_y^2);$$

$$b_{11} = T_{M1} \cdot \Gamma \cdot K_2 / \gamma_{23} + K_\delta \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_2 / \gamma_{23});$$

$$b_{01} = K_\delta \cdot K_2 / \gamma_{23}.$$

При записи коэффициентов числителя и знаменателя введены постоянные величины: $T_{M1} = J_1 \cdot \omega_H / M_H$, $T_{M2} = J_2 \cdot \omega_H / M_H$, $T_{M3} = J_3 \cdot \omega_H / M_H$ – механические постоянные времени; ω_H, M_H – номинальные частота вращения и крутящий момент двигателя; $T_{ЭМ1} = (4 \cdot J_1)^2 \cdot (R_s + k_r^2 \cdot R_r) / (38,3 \cdot k_m \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot \psi_r^2)$ – электромеханическая постоянная времени; $T_y = \sqrt{J_3 / (c \cdot \gamma_{23})}$ – постоянная времени упругих колебаний канатно-полиспастной системы; $\xi_y = 0,5 \cdot \sqrt{b^2 \cdot \gamma_{23} / (J_3 \cdot c)}$ – коэффициент демпфирования упругих колебаний в канатно-полиспастной системе; $\Gamma = (J_1 + J_2 + J_3) / J_1$; $\gamma_{12} = (J_1 + J_2) / J_1$; $\gamma_{23} = (J_2 + J_3) / J_2$ – общий и частичные коэффициенты инерционности системы; $T_I = L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r)$ – электромагнитная постоянная времени контура тока; L'_s – индуктивность статора с приведенной индуктивностью рассеяния; $K_2 = q_n / q_\delta$ – коэффициент передачи гидросистемы; $T_2 = V \cdot J_2 / E / q_\delta^2$ – постоянная времени гидросистемы; $K_\delta = T_I / L'_s$ – коэффициент передачи электродвигателя.

Анализ численных значений коэффициентов произведен для параметров оборудования бурового станка СБШС-250Н. Значения постоянных времени сведены в табл.1.

Таблица 1

Числовые значения коэффициентов передаточной функции объекта управления контура тока в начале и конце спуско-подъемной операции при перегоне пустой головки бурового снаряда и при передвижении всего бурового става

Значения постоянных времени и коэффициентов объекта управления	$T_{M1,c}$	$T_{M2,c}$	$T_{M3,c}$	T_I,c	T_2,c	T_μ,c	T_y,c
В начале операции при передвижении всего собранного бурового става	0,12	0,01	0,07	0,078	0,08	0,0005	0,0054
В конце операции при перегоне порожней головки бурового снаряда	0,12	0,01	0,02	0,078	0,08	0,0005	0,0005

Разделяем влияние на динамические процессы обратной против-ЭДС

$$W_{ose}(p) = \frac{p \cdot T_{M1} \cdot (p \cdot T_I + 1)}{p \cdot T_{M1} \cdot (p \cdot T_I + 1) + K_\delta}$$

и гидропередачи с канатно-полиспастной системами

$$W_{зк1}(p) = \frac{\sum_{n=0}^6 a'_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 b'_{n1} \cdot p^n}.$$

Для этого исходную передаточную функцию (1) преобразуем к виду

$$W_{оукм}(p) = \frac{K_{II}}{T_\mu \cdot p + 1} \cdot \frac{1}{L'_s} \cdot \frac{T_I}{T_I \cdot p + 1} \cdot \frac{p \cdot T_{M1} \cdot (p \cdot T_I + 1)}{p \cdot T_{M1} \cdot (p \cdot T_I + 1) + K_\delta} \cdot \frac{\sum_{n=0}^6 a'_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 b'_{n1} \cdot p^n},$$

где коэффициенты полиномов числителя и знаменателя находятся

$$a'_{61} = T_{M1} \cdot T_I \cdot T_{M2} \cdot T_z \cdot T_y^2;$$

$$a'_{51} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + T_{M1} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$a'_{41} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) +$$

$$+ T_{M1} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + K_\delta \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$a'_{31} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) +$$

$$+ T_{M1} \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12} +$$

$$+ K_\delta \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2));$$

$$a'_{21} = \Gamma \cdot T_{M1} \cdot T_I \cdot K_z / \gamma_{23} + T_{M1} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) +$$

$$+ K_\delta \cdot (T_z \cdot T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12});$$

$$a'_{11} = T_{M1} \cdot \Gamma \cdot K_z / \gamma_{23} + K_\delta \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23});$$

$$a'_{01} = \Gamma \cdot K_z / \gamma_{23} \cdot K_\delta.$$

$$b'_{61} = T_{M1} \cdot T_I \cdot T_{M2} \cdot T_z \cdot T_y^2;$$

$$b'_{51} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + T_{M1} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$b'_{41} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) +$$

$$+ T_{M1} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + 2 \cdot K_\delta \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$b'_{31} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) +$$

$$+ T_{M1} \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) +$$

$$+ 2 \cdot K_\delta \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2);$$

$$\begin{aligned}
b'_{21} &= \Gamma \cdot T_{M1} \cdot T_I \cdot K_z / \gamma_{23} + T_{M1} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) + \\
&+ 2 \cdot K_\delta \cdot (T_{M2} \cdot (T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y) + K_z \cdot T_y^2 \cdot (\gamma_{12} + 1) / 2); \\
b'_{11} &= T_{M1} \cdot \Gamma \cdot K_z / \gamma_{23} + 2 \cdot K_\delta \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot (\Gamma + 1) / 2 / \gamma_{23}); \\
b'_{01} &= K_\delta \cdot K_z (\Gamma + 1) / \gamma_{23}.
\end{aligned}$$

Выводы. Анализируя полученные уравнения, можно заключить, что упругие свойства трансмиссии не будут сказываться на переходные процессы в контуре тока:

– если двигатель обладает большими активными сопротивлениями статора и приведенного ротора ($K_\delta \rightarrow 0$);

– если суммарный приведенный момент инерции ротора гидродвигателя и бурового става значительно меньше, чем момент инерции ротора (якоря) приводного двигателя, то есть выполняется соотношение

$$T_{M1} \gg T_{M2} + T_{M3},$$

При этом соблюдается равенство

$$W_{\text{эк1}}(p) = \frac{\sum_{n=0}^6 a'_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 b'_{n1} \cdot p^n} \approx 1,$$

что свидетельствует об отсутствии возмущения в контуре тока со стороны гидропривода и канатно-полиспастной системы.

В этом случае общий коэффициент инерции будет стремиться к единице ($\Gamma \rightarrow 1$), и динамические звенья числителя $\sum_{n=0}^6 a'_{n1} \cdot p^n$ и знаменателя $\sum_{n=0}^6 b'_{n1} \cdot p^n$ будут компенсировать взаимное влияние на контур тока. При этом механическое звено приводного двигателя проявляет свойства фильтра низкой частоты с хорошей добротностью.

В дальнейшем будут проведены исследования направленные на определение влияния трансмиссии на поведение контура частоты вращения.

Литература

1. Хиллов В.С., Бешта А.С., Заика В.Т. Опыт применения частотно-управляемых приводов в буровых станках карьеров Украины. Горный информационно-аналитический бюллетень.- Москва.: МГГУ.-2004.- №10.- С. 285-289.
2. Рудаков В.В., Столяров И.М., Дартау В.А. Асинхронные электроприводы с векторным управлением. – Л.: Энергоатомиздат, 1987.- 136 с.
3. Хиллов В.С. Математическая модель гидропривода подачи станка шарошечного бурения. /Наук.-техн. зб. Гірничя електромеханіка та автоматика. Вип.70. Дн-ск.: НГУ. – С. 100-105.
4. Хиллов В.С. Математическая модель объекта управления привода подачи бурового станка. Сб. научн. трудов НГУ. Дн-ск.- 2004.- №19.- Т.2.- С.33-39.
5. Хиллов В.С. Синтез позиционной системы управления гидравлическим приводом подачи станка шарошечного бурения. Сб. научн. труд. НГУ. Дн-ск.- 2003.- №17.- Т.2.- С.122-127.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Бештой А.С.
Поступила в редакцию 21.06.05*

РЕВЕРСИВНЫЙ БЕСКОНТАКТНЫЙ ТАХОГЕНЕРАТОР ПОСТОЯННОГО ТОКА

Предложена конструкция тахогенератора, который обеспечивает линейную передаточную характеристику при большей чувствительности и меньшую погрешность измерения по сравнению с аналогичными.

Запропоновано конструкцію тахогенератора, що забезпечує лінійну передаточну характеристику при значній чуттєвості і меншу похибку вимірювання в порівнянні з існуючими.

A construction and chart of connection of elements of reversible no contact direct current tachometer generator is offered. It is shown that tachometer generator has linear transmission description large sensitiveness and less error as compared to similar constructions.

Проблема получения точных значений угловой скорости и ускорения вращающихся элементов машин важна и актуальна. Её решение позволит повысить точность и надежность работы автоматизированных установок, а также обеспечит достоверность результатов при исследовании динамики приводов различных машин. Требования к тахогенераторам, которые могут быть использованы для решения указанной проблемы, следующие: высокая чувствительность, линейная передаточная характеристика и “гладкий”, без пульсаций, выходной сигнал постоянного тока. Последнее дает возможность с помощью дифференцирующего устройства получить сигнал, пропорциональный угловому ускорению.

Широко применяемые коллекторные тахогенераторы постоянного тока обладают высокой чувствительностью, но из-за наличия пульсаций выходного напряжения операция дифференцирования его сопровождается большой погрешностью. Кроме того, коллекторные тахогенераторы сложны по конструкции и недостаточно надежны при эксплуатации.

Задачей настоящей работы является анализ конструкции и электрических схем известного и предложенного автором бесконтактного тахогенератора постоянного тока, сравнение их чувствительности и метрологических характеристик.

Известен бесконтактный тахогенератор постоянного тока, состоящий из цилиндрического корпуса 1 (рис.1), выполненного из магнитномягкого материала, на внутренней поверхности которого закреплены полюсы 2 и 3 с обмоткой возбуждения 4 на них (продольная ось) и полюсы 5, 6 по поперечной оси.

На торцах полюсов 5, 6 со стороны воздушного зазора размещены датчики Холла 7, 8. На валу тахогенератора закреплен ротор 9 с магнитопроводом и короткозамкнутой обмоткой. Датчики Холла и обмотка возбуждения питаются постоянным током. Ротор тахогенератора соединяется с рабочим механизмом.

Обмотка возбуждения создает магнитный поток Φ_o , который пронизывает вращающийся ротор и вызывает ЭДС в короткозамкнутой обмотке последнего. В свою очередь, эта ЭДС создает в обмотке ток, а последний - неподвижный в пространстве магнитный поток Φ_q , направленный по поперечной оси.

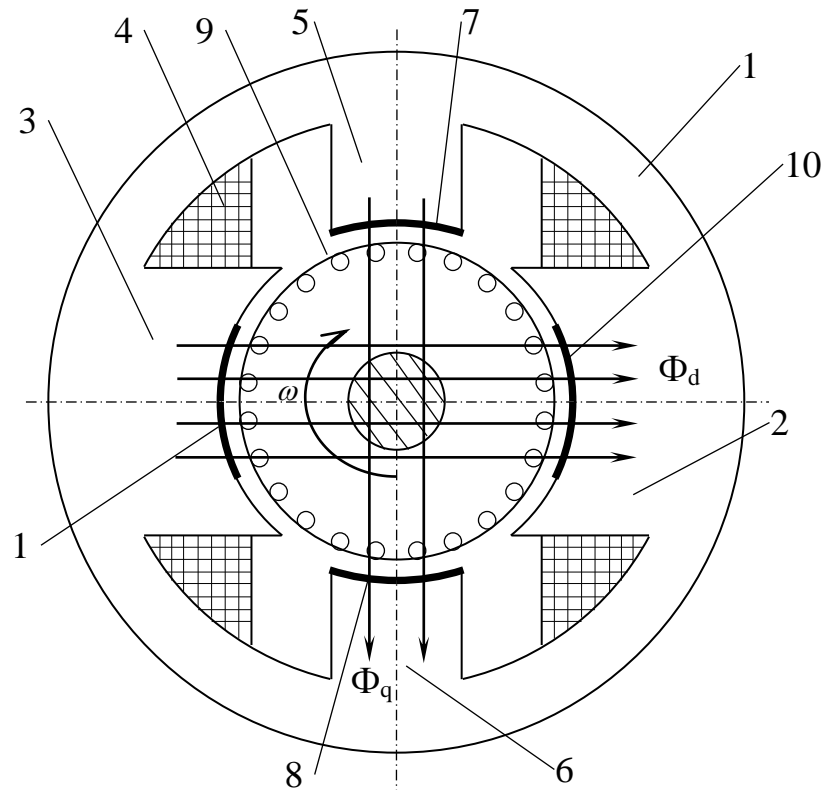


Рис. 1. Конструктивная схема тахогенератора

Воздействуя на датчики Холла 7 и 8, поток Φ_q способствует появлению на их потенциальных электродах выходного напряжения

$$E_q = k_q \cdot I_n \cdot f_1(t) \cdot B_q, \quad (1)$$

где k_q – чувствительность датчика к магнитной индукции; I_n – ток питания датчика; $f_1(t)$ – функция, характеризующая влияние температуры на чувствительность датчика; B_q – магнитная индукция потока Φ_q .

Для B_q известно соотношение

$$B_q = \frac{G_q \cdot g_o \cdot \Phi_o \cdot \omega}{S_q (g_o^2 \cdot G_d \cdot G_q \cdot \omega^2 + 1)}, \quad (2)$$

где G_d, G_q – магнитные проводимости по продольной и поперечной осям; g_o – электрическая проводимость части обмотки ротора, ограниченной в тангенциальном направлении двугранным углом в один радиан; ω – угловая скорость вращения ротора; S_q – площадь поперечного сечения полюса поперечной оси.

Подставив в (1) выражение (2), получим соотношение

$$E_q = k_q \cdot I_n \cdot f_1(t) \cdot \frac{G_q \cdot g_o \cdot \Phi_e \cdot \omega}{S_q (g_o^2 \cdot G_d \cdot G_q \cdot \omega^2 + 1)}, \quad (3)$$

из которого следует, что выходной сигнал тахогенератора зависит от ω , но эта зависимость нелинейная. Для уменьшения степени нелинейности параметры тахогенератора следует выбирать такими, чтобы обеспечить выполнение неравенства $g_o^2 G_q G_d \ll \frac{1}{\omega_m^2}$, где ω_m – предел измерения. Например, для

обеспечения степени нелинейности не более 1% необходимо иметь $\omega_m \leq \frac{1}{5 \cdot g_o \sqrt{G_q \cdot G_d}}$, что ограничивает диапазон измерения угловой скорости. С

другой стороны, для обеспечения достаточно большого диапазона измерений необходимо конструктивно обеспечить малыми значения g_o , G_q и G_d , что приведет к уменьшению крутизны передаточной характеристики тахогенератора, как это следует из (3).

Автором предложена конструкция тахогенератора [1], в которой на торцах полюсов 2 и 3 продольной оси (рис.1) также размещены датчики Холла 10, 11. Роль этих датчиков следующая. Поперечный поток Φ_q , проходя по магнитной цепи тахогенератора, в том числе и по ротору, пронизывает его обмотку, вызывая в последней соответствующие ЭДС, ток и магнитный поток по продольной оси. В результате, магнитный поток, вызванный обмоткой возбуждения, уменьшается до значения Φ_d , причем

$$\Phi_d = \frac{\Phi_e}{g_o^2 \cdot G_d \cdot G_q \cdot \omega^2 + 1}. \quad (4)$$

Поток Φ_d , воздействуя на датчики Холла 10 и 11, вызывает на их потенциальных электродах напряжение

$$E_d = k_d \cdot I_d \cdot f_2(t) \cdot B_d,$$

где $k_d \cdot f_2(t)$ – характеристики датчиков Холла продольной оси; I_d – ток питания датчиков;

$B_d = \frac{\Phi_d}{S_d}$ – магнитная индукция в воздушных зазорах полюсов продольной оси; S_d – площадь поперечного сечения полюса продольной оси.

Следует заметить, что потенциальные электроды датчиков Холла продольной оси включены последовательно согласно, также как и датчиков Холла поперечной оси.

Улучшение показателей тахогенератора обеспечивает приведенная на рис. 2 схема включения датчиков Холла. В схеме обозначено: УС – усилитель постоянного тока; БП – блок питания; И – индикатор, 7,8 и 10,11 – датчики Холла.

На входе усилителя постоянного тока УС (рис. 2) действует разность напряжений $\Delta E = E_q - E_d$.

Выходной ток усилителя

$$I_{\text{вых}} = k_y \cdot \Delta E = k_y (E_q - E_d) = \frac{k_y \cdot k_q \cdot I_n \cdot f_1(t) \cdot B_q}{1 + k_y \cdot k_d \cdot f_2(t) \cdot B_d}, \quad (5)$$

где k_y – коэффициент усиления усилителя. В последнем выражении учтено, что ток I_d питания датчика прямопропорционален току $I_{\text{вых}}$.

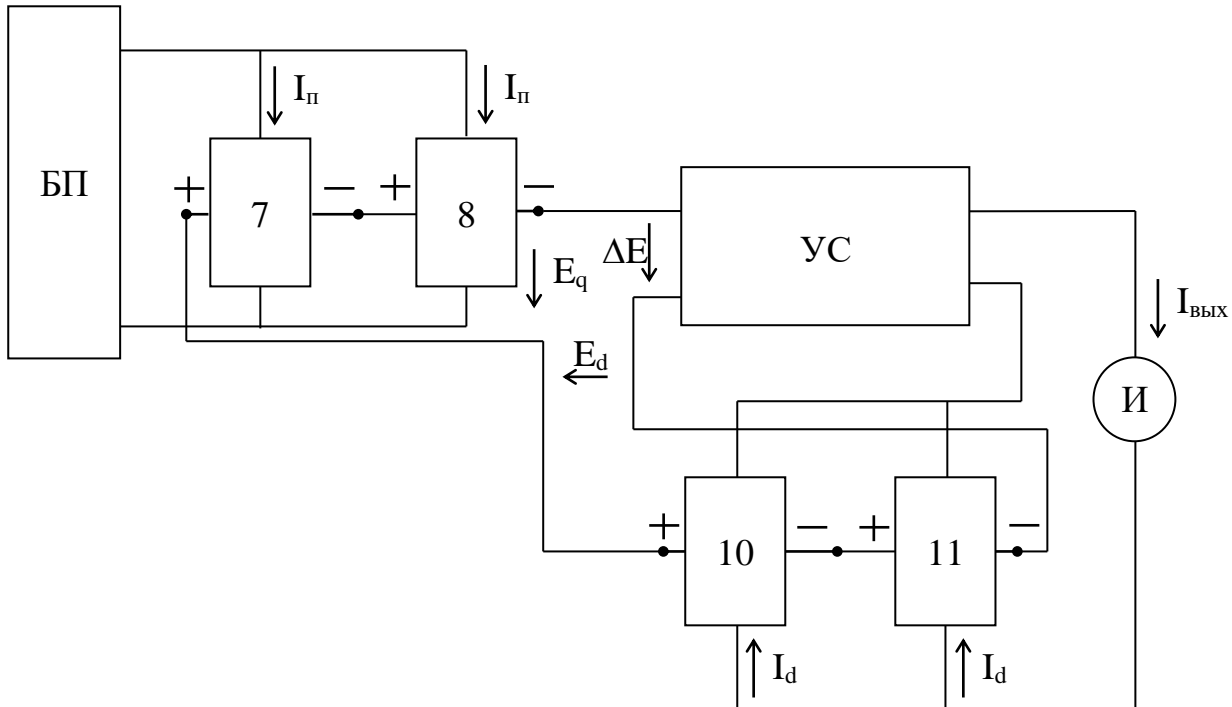


Рис. 2. Схема включения датчиков Холла.

Выбрав достаточно большую величину k_y , обеспечивающей выполнение соотношения $k_y \cdot k_d \cdot f_2(t) \cdot B_d \gg 1$ при наименьшем значении B_d , получим:

$$I_{\text{вых}} = \frac{k_q \cdot f_1(t) \cdot B_q \cdot I_n}{k_d \cdot f_2(t) \cdot B_d}. \quad (6)$$

При использовании датчиков Холла, изготовленных из одного и того же материала по одинаковой технологии, следует ожидать, что отношение $\frac{k_q \cdot f_1(t)}{k_d \cdot f_2(t)}$ будет практически неизменным при различных возможных значениях температуры и магнитной индукции. Обозначив указанное соотношение через k_o и имея ввиду соотношения (2) и (4), из (6) окончательно получим

$$I_{\text{вых}} = \frac{k_o \cdot I_n \cdot S_d \cdot G_q \cdot g_o}{S_q} \cdot \omega.$$

Из последнего соотношения следует, что передаточная характеристика предложенного тахогенератора практически линейная. При этом не накладывается ограничений на выбор значений G_q и g_o , от которых зависит крутизна передаточной характеристики.

Тахогенератор являється реверсивним; при зміні напрямку обертання орієнтація магнітного потоку Φ_q змінюється на протилежну, що призводить до зміни полярності вихідного струму.

Вихідний сигнал тахогенератора "гладкий", його можна використовувати для отримання точного значення кутового прискорення обертаючого агрегату.

Отже, запропонована конструкція та електрична схема тахогенератора забезпечують лінійну передаточну характеристику при збереженні великої чутливості та меншу похибку вимірювання порівняно з аналогічними. В подальшому передбачається спростити конструкцію тахогенератора, перейшовши, наприклад, до ротора.

Література

А.с. СССР 1775670А1, G01P 3/42 Реверсивный бесконтактный тахогенератор постоянного тока / В.И. Панченко. Опубл. 15.11.92, Бюл.№42, 4с.

*Рекомендована до публікації д.т.н. Шкрабцом Ф.П.
Поступила в редакцію 26.03.04*

УДК 681.518.54

© Г.В. Кузнецов, Л.І. Мещеряков

АСИМЕТРИЙНІ МОДЕЛІ ДЛЯ ПРОЦЕСІВ ДІАГНОСТУВАННЯ І УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ КОМПЛЕКСІВ

Відображено аналітичне конструювання асиметричних моделей для гірничих технологічних комплексів.

Выполнено аналитическое конструирование асимметричных моделей для горных технологических комплексов.

Analytical designing of asimetrive model of mountain technological complexes is executed.

Відповідно процесів підвищення ефективності функціонування автоматизованого виробництва за рахунок розробки і експлуатації автоматизованих систем діагностування і управління гірничими електромеханічними комплексами (ГЕМК) однією із важливих задач є виявлення нових інформаційних оцінок для синтезу моделей оперативного визначення техніко-технологічних станів цих технологічних агрегатів. Одним з перспективних класів таких оцінок виступають асиметричні інформаційні оцінки у процесах діагностування і управління.

По визначенню, при формалізації задач діагностування і управління складними процесами одновимірною асиметричною функцією (функцією асиметрії) випадкового сигналу $U(t)$ (автоасиметрична) визначається як невідповідна функція двох аргументів $\gamma_{uu}(t, v)$, яка для кожної пари значень t і v дорівнює асиметрії умовного математичного сподівання відповідних перетинів сигналу

$$\gamma_{uu}(t, v) = M \left\{ \frac{1}{\sigma_{uu}^3} M [M(U_t | U_v) - MU_t]^3 \right\}. \quad (1)$$

Нормоване значення одномірної асиметрійної функції визначається як

$$\lambda_{uu}(t, v) = \frac{\gamma_{uu}(t, v)}{(AU_t)^3}. \quad (2)$$

Одномірна автоасиметрійна функція через щільності імовірності опишеться

$$\gamma_{uu}(t, v) = \int_{-\infty}^{\infty} \frac{1}{\sigma_{uu}^3} \left[\int_{-\infty}^{\infty} u_t f(u_t; t | u_v; v) du_t - \int_{-\infty}^{\infty} u_t f_u(u_t; t) du_t \right]^3 f_u(u_v; v) du_v \quad (3)$$

де $f_u(u_t; t)$ – одномірна щільність імовірності випадкового сигналу входу $U(t)$; $f_u(u_t; t | u_v; v)$ – умовна щільність імовірності випадкового сигналу входу $U(t)$.

Значно більш цінною інформативною оцінкою є одномірна взаємоасиметрійна функція, що визначається як невідповідна функція декількох аргументів $\gamma_{yXu}(s, v, t)$ і яка для кожної пари значень t, v і s дорівнює асиметрії умовного математичного сподівання перетину одного випадкового сигналу щодо перетинів інших сигналів. Наприклад, для векторів сигналів виходу $Y(s)$ і входу $U(t)$ функція відобразиться

$$\gamma_{yu}(s, t) = M \left\{ \frac{1}{\sigma_{yu}^3} [M(Y_s | U_t) - MY_s]^3 \right\}, \quad (4)$$

а для векторів інформаційних сигналів виходу $Y(s)$, стану $X(v)$ і входу $U(t)$ як

$$\gamma_{yXu}(s, v, t) = \frac{1}{\sigma_{yXu}^3} M \left\{ [M(Y_s | X_v) - MY_s] [M(X_v | U_t) - MX_v] [M(Y_s | U_t) - MY_s] \right\}$$

Через щільність імовірності функція (4) записується у вигляді (5)

$$\gamma_{yu}(s, t) = \int_{-\infty}^{\infty} \frac{1}{\sigma_{yu}^3} \left[\int_{-\infty}^{\infty} y_s f(y_s; s | u_t; t) dy_s - \int_{-\infty}^{\infty} y_s f_y(y_s; s) dy_s \right]^3 f_y(y_s; s) dy_s \quad (5)$$

$$\begin{aligned} \gamma_{yXu}(s, v, t) = \int_{-\infty}^{\infty} \frac{1}{\sigma_{yXu}^3} \left[\int_{-\infty}^{\infty} y_t f(y_t; t | x_v; v) dy_t - \int_{-\infty}^{\infty} y_t f_y(y_t; t) dy_t \right] & \left[\int_{-\infty}^{\infty} x_v f_x(x_v; v | u_t; t) dx_v - \right. \\ & \left. - \int_{-\infty}^{\infty} x_v f_x(x_v; v) dx_v \right] \left[\int_{-\infty}^{\infty} y_s f(y_s; s | u_t; t) dy_s - \int_{-\infty}^{\infty} y_s f_y(y_s; s) dy_s \right] f_y(y_s; s) dy_s, \end{aligned}$$

де $f(y_s; s | u_t; t)$ – умовна щільність імовірності $Y(s)$ відносно $U(t)$; $f_y(y_s; s)$, $f_u(u_t; t)$ – одномірні щільності імовірності випадкових сигналів $Y(s)$, $U(t)$.

У практиці управління доцільніше використання одномірної нормованої асиметрійної функції, що визначається як асиметрійне відношення випадкових значень сигналів $Y(s)$, $X(v)$ і $U(t)$ при довільних значеннях їх аргументів s, v і t

$$\lambda_{yxu}(s, v, t) = \frac{\gamma_{yxu}(s, v, t)}{A_y(s)A_x(v)A_u(t)}. \quad (6)$$

При моделюванні об'єктів та систем діагностування і управління оцінка одновимірної взаємоасиметричної функції $\lambda_{yxu}(s, v, t)$ відображає ступінь асиметричності розподілу умовного математичного сподівання $M(Y_s | X_v | u_t) = \varphi(u_t)$ при всій множині можливих значень інформаційних вимірів s, v і t .

Аналітичне представлення множинного асиметричного відношення функції на випадок одного або декількох інформаційних сигналів визначається як одновимірна множинна асиметрична функція [2, 4]

$$\gamma_{u|u}(t; v_1, v_2, \dots, v_n) = M \left\{ \frac{1}{\sigma_{uu}^3} M \left[M(U_t | U_{v_1}, \dots, U_{v_n}) - MU_t \right]^3 \right\}, \quad (7)$$

Тоді одновимірна множинна взаємоасиметрична функція визначиться як

$$\gamma_{y|u}(t; v_1, v_2, \dots, v_n) = M \left\{ \frac{1}{\sigma_{yu}^3} M \left[M(Y_t | U_{v_1}, \dots, U_{v_n}) - MY_t \right]^3 \right\}. \quad (8)$$

Одновимірні нормовані оцінки знаходяться поділом кожної з асиметричних функцій на відповідну їй асиметрію випадкового сигналу в момент часу t

$$\lambda_{u|U}(t; v_1, v_2, \dots, v_n) = \frac{\gamma_{u|U}(t; v_1, v_2, \dots, v_n)}{(AU(t))^3}, \quad (9)$$

$$\lambda_{y|U}(t; v_1, v_2, \dots, v_n) = \frac{\gamma_{y|U}(t; v_1, v_2, \dots, v_n)}{(AY(t))^3}. \quad (10)$$

Очевидно, що в кожній точці t, v_1, v_2, \dots, v_n зони виміру одновимірні нормовані множинні асиметричні функції являють собою множинні асиметричні відношення випадкового значення сигналу в момент часу t і випадкових величин $U_{v_1}, U_{v_2}, \dots, U_{v_n}$. Цим визначається ступінь сукупного впливу множини значень випадкового сигналу на задане значення того ж самого сигналу для одновимірної автоасиметричної функції або іншого сигналу для одновимірної взаємоасиметричної функції. В автоасиметричному випадку функція умовного математичного сподівання $M(U_t | u_{v_1}, \dots, u_{v_n}) = \varphi(u_{v_1}, \dots, u_{v_n})$ є моделлю внутрішньої структури енергоінформаційного сигналу $U(t)$ і сила зв'язку по цій моделі визначається і одновимірною множинною асиметричною функцією $\gamma_{u|U}(t; v_1, \dots, v_n)$. Модель же сукупного впливу $U(v)$ для значень аргументів v_1, v_2, \dots, v_n на значення випадкового інформаційного сигналу $Y(t)$ для кожного значення t задається функцією множинного, умовного математичного сподівання $M(Y_t | u_{v_1}, \dots, u_{v_n}) = \varphi(u_{v_1}, \dots, u_{v_n})$ і сили зв'язку функцією $\gamma_{y|U}(t; v_1, \dots, v_n)$.

Для рішення задач оперативного діагностування і управління ГЕМК можуть бути використані такі види асиметричних функцій. По-перше, узагальнена взаємна асиметрична функція, що забезпечує одержання характеристики умовної асиметрії щодо процесу $U(t)$ статистичного зв'язку двох випадкових сигналів $X(t)$ і $Y(t)$. При цьому взаємодія двох випадкових інформаційних сигналів стану $X(t)$ і виходу $Y(t)$ вимірюється при фіксованих у різні моменти часу значеннях сигналу входу $U(t)$. Ця оцінка умовного статистичного зв'язку при автоматизації процесів визначається функцією трьох аргументів у вигляді

$$\gamma_{yx|U}(t, v; w) = M \left\{ \left[M(Y_t | U_w - MY_t) \right]^2 \left[M(X_v | U_w - MX_v) \right] \right\}. \quad (1)$$

Значення вагового ступеня за структурними співмножниками визначається умовами розв'язуваної задачі [1, 3]. Типовим прикладом практичного використання даної діагностичної оцінки служить взаємодія випадкових сигналів виходу $Y(t)$ і входу $U(t)$ динамічного ГЕМК, що діагностується і управляється, при фіксованому значенні випадкового сигналу стану $X(t)$. Внутрішній фізичний зміст узагальненої взаємної асиметричної функції $\gamma_{yu|x}(t, v; w)$ складається в оцінці сили зв'язку між $Y(t)$ і $U(t)$ при заданому $X(t)$, коли тіснота їх зв'язку з $X(t)$ визначається відповідними одномірними взаємними асиметричними функціями $\gamma_{yx}(t, \varepsilon)$ і $\gamma_{ux}(v, q)$. Вираз $\gamma_{yu|x}(t, v; w)$ через щільності імовірності виразиться так

$$\begin{aligned} \gamma_{yu|x}(t, v; w) = & \int_{-\infty}^{\infty} \left\{ \left[\int_{-\infty}^{\infty} y_t f_y(y_t; t | x_w, w) dy_t - \int_{-\infty}^{\infty} y_t f_y(y_t; t) dy_t \right]^2 \times \right. \\ & \left. \times \left[\int_{-\infty}^{\infty} u_v f_u(u_v; v | x_w, w) du_v - \int_{-\infty}^{\infty} u_v f_u(u_v; v) du_v \right] \right\} f_x(x_w; w) dx_w \end{aligned} \quad (12)$$

Вираз (12) визначає узагальнену взаємну асиметричну функцію $\gamma_{yu|x}(t, v; w)$ як коваріацію умовних математичних сподівань, будучи, таким чином, лінійною характеристикою зв'язку між двома нелінійними функціями регресії. Функція $\gamma_{yu|x}(t, v; w)$ відбиває складовий компонент парної кореляції $K_{yu}(t, v)$ зазначених сигналів, що обумовлений впливом випадкового інформаційного сигналу $X(t)$ в момент часу $t = w$. Нормована узагальнена взаємна асиметрична функція випадкових сигналів $Y(t)$ і $U(t)$ щодо сигналу $X(t)$ визначається як

$$\lambda_{yu|x}(t, v; w) = \frac{\gamma_{yu|x}(t, v; w)}{A_y(t) A_u(v)} \quad (13)$$

У виразі (13) випадковий сигнал стану $X(t)$ з позицій задач діагностування і управління можна використовувати як фіксуєчу умову стану, при різних поточних значеннях якого розглядається взаємодія інформаційних сигналів виходу $Y(t)$ і входу $U(t)$. Узагальнені автоасиметричні функції аналогічні функціям (12) і (13) тому що відображають асиметрію лінійного

зв'язку між функціями авторегресії по траєкторіях випадкових сигналів. Причому самі функції авторегресії $M(U_t | u_w) = \psi_{u1}(u_w)$ і $M(U_v | u_w) = \psi_{u2}(u_w)$ звичайно є нелінійними [1, 2, 4].

Асиметрійні функції (12) і (13) узагальнено являють собою коваріації умовних моментних функцій випадкових інформаційних сигналів. Тому можна розширити їх клас за рахунок введення оцінки умовного зв'язку двох випадкових сигналів $Y(t)$ і $U(t)$ при фіксованих у різні моменти часу w і q значеннях випадкових сигналів різних техніко-технологічних станів $X1(t)$ і $X2(t)$

$$\gamma_{yu|x1x2}(t, v; w, q) = \text{cov} \left[M(Y_t | X1_w)^2, M(U_v | X2_q) \right]. \quad (14)$$

Даний вираз дозволяє визначити непрямий асиметричний зв'язок пари випадкових сигналів $Y(t)$ і $U(t)$ через взаємозв'язок двох інших випадкових сигналів станів $X1(t)$ і $X2(t)$. Оскільки кожній обмірюваній парі значень випадкових сигналів виходу $Y(t)$ і входу $U(v)$ відповідає деякий вектор тимчасових перетинів фонового випадкового сигналу стану $X(t)$ то можна використовувати й асиметрійну оцінку умовного зв'язку, обумовлену як узагальнена множинна асиметрійна функція через вираз

$$\gamma_{yu|x}(t, v; w_1, \dots, w_n) = \text{cov} \left[M(Y_t | X_{w_1}, \dots, X_{w_n})^2, M(U_v | X_{w_1}, \dots, X_{w_n}) \right] \quad (15)$$

У виразі (15) умовні математичні сподівання випадкових значень сигналів $Y(t)$ і $U(v)$ визначаються щодо фонового вектора значень випадкового сигналу $X(t)$ в кінцевій множині точок w_1, \dots, w_n з діапазону виміру. Поділ функцій $\gamma_{yu|x}(t, v; w, q)$ і $\gamma_{yu|x}(t, v; w_1, \dots, w_n)$ на відповідні значення $A_y(t)$ і $A_x(v)$ дозволяє одержати їх нормовані значення, що більш придатні для практичного використання.

Таким чином при ідентифікації ГЕМК у класі дискретних асиметрійних оцінок і функцій забезпечується більш повне визначення реального техніко-технологічного стану цих гірничих агрегатів, що дозволяє перевести аналітичне і програмне забезпечення автоматизованих систем діагностування і управління ГЕМК на більш високий ступінь інформаційної достовірності і точності управління.

Литература

1. Мещеряков Л.И. Основы энергоинформационного диагностирования горных электромеханических систем //Сб. науч. трудов. НГАУ.- Дн-ск.- 2000. -№10. - С. 179–185.
2. Мещеряков Л.И. Математические основы построения дисперсионных диагностических моделей горных электромеханических систем. /Вибрации в технике и технологиях.- 2002.- №1(22). - С. 41–44.
3. Мещеряков Л.И. Дисперсионные алгоритмы идентификации в информационно-аналитических системах техногенной безопасности //Сб. науч. трудов. НГАУ.- Днепропетровск, 2001. -№12.- Том 1. - С. 233–239.
4. Мещеряков Л.И. Базова форма дисперсійної моделі гірничих технологічних комплексів //Сб. науч. трудов. НГАУ.- Днепропетровск, 2004.- №20. - С. 209–214.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Слесаревым В.В.
Поступила в редакцию 10.05.05*

АЛГОРИТМІЗАЦІЯ ОБЧИСЛЕННЯ КОЕФІЦІЄНТІВ БАГАТОВИМІРНИХ ПОЛІНОМІАЛЬНИХ СПЛАЙНІВ ДЛЯ ВИКОРИСТАННЯ В ГЕОІНФОРМАЦІЙНИХ СИСТЕМАХ

Приведен алгоритм вычисления коэффициентов многомерных полиномиальных сплайнов на основе B -сплайнов, близких к интерполяционным в среднем. Дано описание программного обеспечения для автоматизации расчётов.

Наведено алгоритм обчислення коефіцієнтів багатовимірних поліноміальних сплайнів на основі B -сплайнів, близьких до інтерполяційних у середньому. Подано опис програмного забезпечення для автоматизації розрахунків.

The algorithm of calculation of coefficients multivariate polynomial splines on the basis of the B -splines close to interpolation on the average. The description of the software for automation of calculations is given.

Постановка проблеми. Розвиток обчислювальної техніки постійно вимагає оновлення та вдосконалення математичного апарату опрацювання даних в автоматизованих інформаційних системах. Відносно складні, з точки зору алгоритмізації, класичні методи апроксимації гладких функцій за подібними даними не завжди можуть задовольнити розробників програмних та апаратних засобів розв'язку задач побудови візуальних моделей, поповнення даних, тощо. Так, наприклад метод найменших квадратів потребує вирішення системи рівнянь, метод рівномірного наближення потребує використання методів нелінійного програмування, тощо.

На заміну класичним приходять методи, що базуються на обчислювальному аспекті, зокрема процедури, основані на використанні багатовимірних поліноміальних сплайнів на основі B -сплайнів, близьких до інтерполяційних у середньому [1, 2]. Дану роботу присвячено отриманню алгоритму обчислення коефіцієнтів багатовимірних поліноміальних сплайнів на основі B -сплайнів, близьких до інтерполяційних у середньому.

Аналіз останніх досліджень та постановка задачі. Нехай задано два розбиття Δ_{h_t} , Δ_{h_q} осей T і Q точками $t_i = ih_t$ ($i \in Z$, $h_t > 0$), $q_j = jh_q$ ($j \in Z$, $h_q > 0$) відповідно до яких задається розбиття Δ_{h_t, h_q} дійсної площини R_2 на однакові прямокутні області. Тоді, згідно [2] поліноміальний сплайн від двох змінних на основі B -сплайнів, близький до інтерполяційного у середньому, заданий на рівномірному розбитті дійсної площини R_2 може бути представлений у вигляді поліному

$$S_{r,u}(p,t,q) = \sum_{i \in Z} \sum_{j \in Z} p_{i,j} \sum_{c_t=0}^r \sum_{c_q=0}^r \gamma_{i,c_t}^{(r,u)} \gamma_{j,c_q}^{(r,u)} x^{c_t} y^{c_q}, \quad (1)$$

де $r=2,3,4$; $u=0,1,2$;

Наприклад, для $r=2$ та $u=0$:

$$\gamma^{(2,0)} = \frac{1}{8} \begin{pmatrix} 1 & -2 & 1 \\ 6 & 0 & -2 \\ 1 & 2 & 1 \end{pmatrix}; \quad x = \frac{2}{h_t}(t - ih_t), |x| \leq 1, \quad y = \frac{2}{h_q}(t - jh_q), |y| \leq 1.$$

Використання сплайну $S_{2,0}(p, t, q)$ у вигляді (1) при розробці програмних або апаратних засобів опрацювання багатовимірних даних не є оптимальним за затратами часу на виконання обчислень, що пов'язано з нелінійністю алгоритму обчислень.

Використання для обчислення сплайну $S_{2,0}(p, t, q)$ формули у розгорнутому вигляді значно зменшує затрати часу на розрахунок значень сплайну.

$$\begin{aligned} S_{2,0}(p, t, q) = & \frac{1}{64} \left((1-x)^2(1-y)^2 p_{i-1,j-1} + (1-x)^2(6-2y^2) p_{i-1,j} + (1-x)^2(1+y)^2 p_{i-1,j+1} + \right. \\ & + (6-2x^2)(1-y)^2 p_{i,j-1} + (6-2x^2)(6-2y^2) p_{i,j} + (6-2x^2)(1+y)^2 p_{i,j+1} + \\ & \left. + (1+x)^2(1-y)^2 p_{i+1,j-1} + (1+x)^2(6-2y^2) p_{i+1,j} + (1+x)^2(1+y)^2 p_{i+1,j+1} \right). \end{aligned} \quad (2)$$

Якщо формулу згрупувати відносно змінних x та y , можна скоротити кількість операцій множення до мінімуму, що надасть приріст у швидкості обчислення.

$$\begin{aligned} S_{2,0}(p, t, q) = & \frac{1}{64} \left((p_{i-1,j-1} + 6p_{i-1,j+1} + 6p_{i,j-1} + 35p_{i,j} + 6p_{i,j+1} + p_{i+1,j-1} + 6p_{i+1,j} + \right. \\ & + p_{i+1,j+1}) + (-2p_{i-1,j-1} - 12p_{i-1,j} - 2p_{i-1,j+1} + 2p_{i+1,j-1} + 12p_{i+1,j} + 2p_{i+1,j+1})x + \\ & + (-2p_{i-1,j-1} + 2p_{i-1,j+1} - 12p_{i,j-1} + 12p_{i,j+1} - 2p_{i+1,j-1} + 2p_{i+1,j+1})y + \\ & + (4p_{i-1,j-1} - 4p_{i-1,j+1} - 4p_{i+1,j-1} + 4p_{i+1,j+1})xy + \\ & + (p_{i-1,j-1} + 6p_{i-1,j} + p_{i-1,j+1} - 2p_{i,j-1} - 12p_{i,j} - 2p_{i,j+1} + p_{i+1,j-1} + 6p_{i+1,j} + p_{i+1,j+1})x^2 + \\ & + (p_{i-1,j-1} - 2p_{i-1,j} + p_{i-1,j+1} + 6p_{i,j-1} - 12p_{i,j} + 6p_{i,j+1} + p_{i+1,j-1} - 2p_{i+1,j} + p_{i+1,j+1})y^2 + \\ & + (-2p_{i-1,j-1} + 2p_{i-1,j+1} + 4p_{i,j-1} - 4p_{i,j+1} - 2p_{i+1,j-1} + 2p_{i+1,j+1})x^2y + \\ & + (-2p_{i-1,j-1} + 4p_{i-1,j} - 2p_{i-1,j+1} + 2p_{i+1,j-1} - 4p_{i+1,j} + 2p_{i+1,j+1})xy^2 + \\ & \left. + (p_{i-1,j-1} - 2p_{i-1,j} + p_{i-1,j+1} - 2p_{i,j-1} + 4p_{i,j} - 2p_{i,j+1} + p_{i+1,j-1} - 2p_{i+1,j} + p_{i+1,j+1})x^2y^2 \right). \end{aligned} \quad (3)$$

Задачею роботи є отримання алгоритму приведення процедури обчислення значення будь-якого багатовимірного поліноміального сплайну

$$S_{r,u}(p, t_1, \dots, t_n) = \sum_{i \in Z} \dots \sum_{j \in Z} \underbrace{p_{i, \dots, j}}_n \sum_{c_{x_1}=0}^r \dots \sum_{c_{x_n}=0}^r \gamma_{i, c_{x_1}}^{(r,u)} \dots \gamma_{j, c_{x_n}}^{(r,u)} x_1^{c_{x_1}} \dots x_n^{c_{x_n}}, \quad x_k = \frac{2}{h_k}(t_k - ih_k), \quad k = \overline{1, n}, \quad \text{на}$$

основі B -сплайнів, визначеного на розбитті Δ_{h_t, h_q} дійсної площини R_2 до лінійного вигляду з використанням, по можливості, елементарних операцій «+», «-» і якомога меншої кількості операцій множення та ділення.

Виклад основного матеріалу. Отримання аналітичної формули для обчислення значень сплайну від двох або більшої кількості змінних на зразок (3) є досить трудомісткою задачею. Вирішенням даної проблеми є автоматизація

цього процесу, тобто створення алгоритму, результатом роботи якого є отримання лінійного оператора для обчислення значення сплайну будь-якої розмірності та ступеня уточнення. Наведений алгоритм (рис. 1-4) призначений для обчислення коефіцієнтів сплайну від двох змінних, однак його неважко модифікувати для обчислення сплайну від будь-якої кількості змінних.

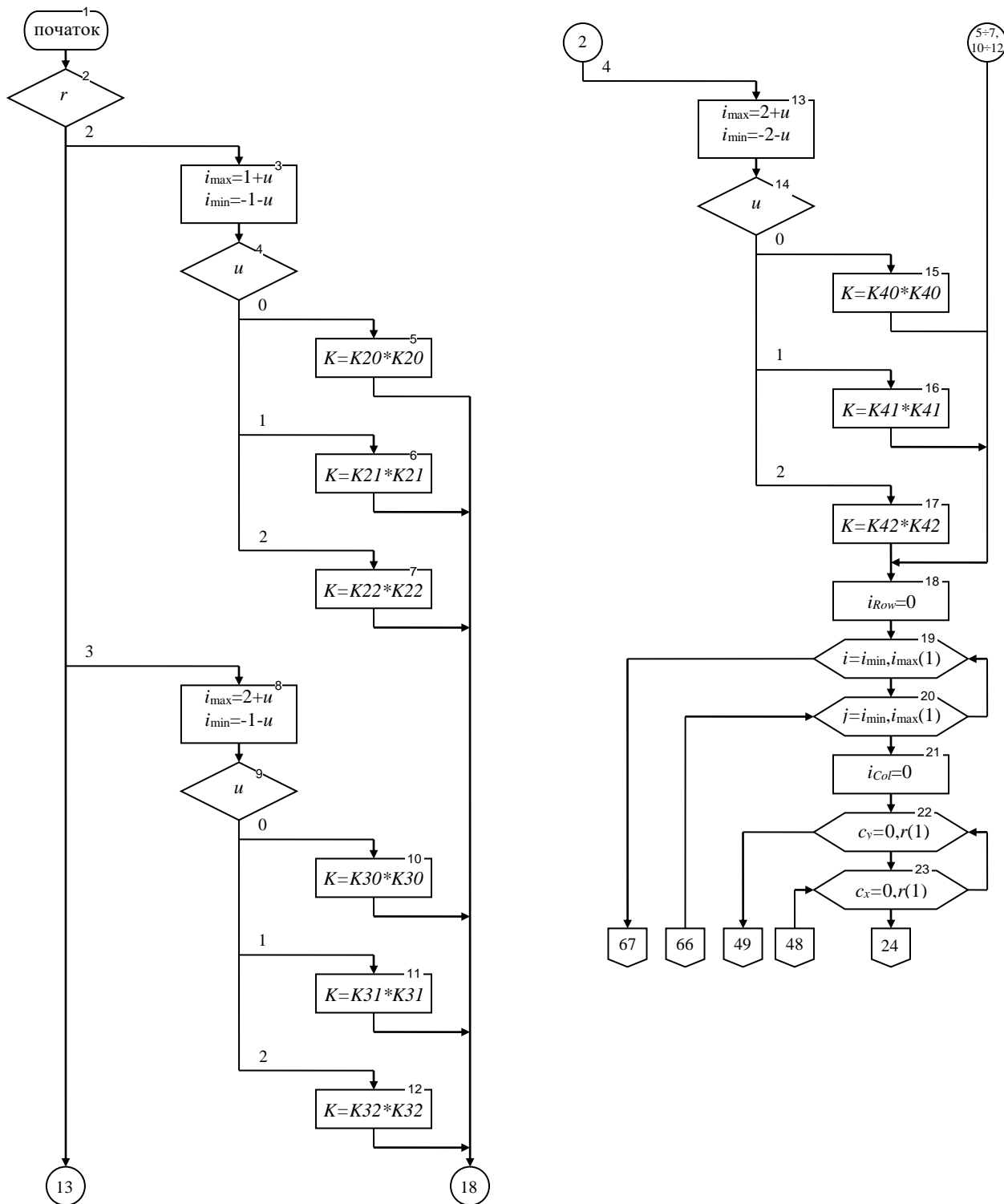


Рис. 1. Алгоритм обчислення коефіцієнтів сплайну на базі *B*-сплайнів, близького до інтерполяційного у середньому, від двох змінних (початок)

Умовно, отриманий алгоритм можна розбити на три складові:

- 1) підготовка загальних даних для подальших обчислень (рис. 1, блоки 2-17);
- 2) обчислення матриці коефіцієнтів сплайну (рис.1-3, блоки 18-66);
- 3) генерування на базі отриманих коефіцієнтів формули обчислення значення сплайну (рис. 3-4, блоки 67-90).

Перша складова алгоритму фактично відповідає за формування коефіцієнту K , який в подальшому буде використовуватись при генеруванні формули обчислення значень сплайну. Коефіцієнт K являє собою коефіцієнт $K_{r,u}$ в ступені n , де $K_{r,u}$ коефіцієнт при відповідній матриці $\gamma^{(r,u)}$, а n – кількість змінних від яких буде обчислюватися сплайн.

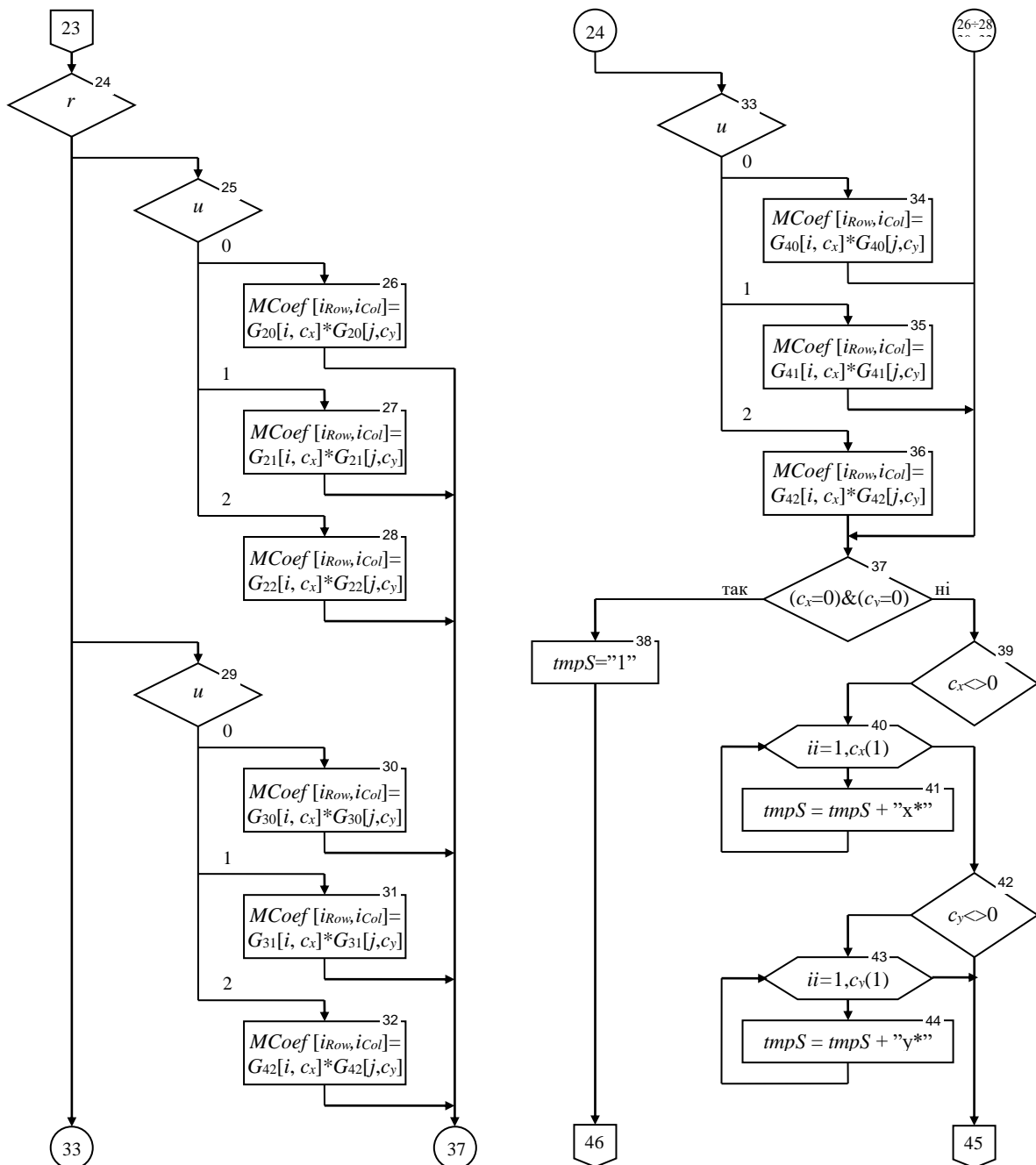


Рис. 2. Алгоритм обчислення коефіцієнтів сплайну на базі B -сплайнів, близького до інтерполяційного у середньому, від двох змінних (продовження)

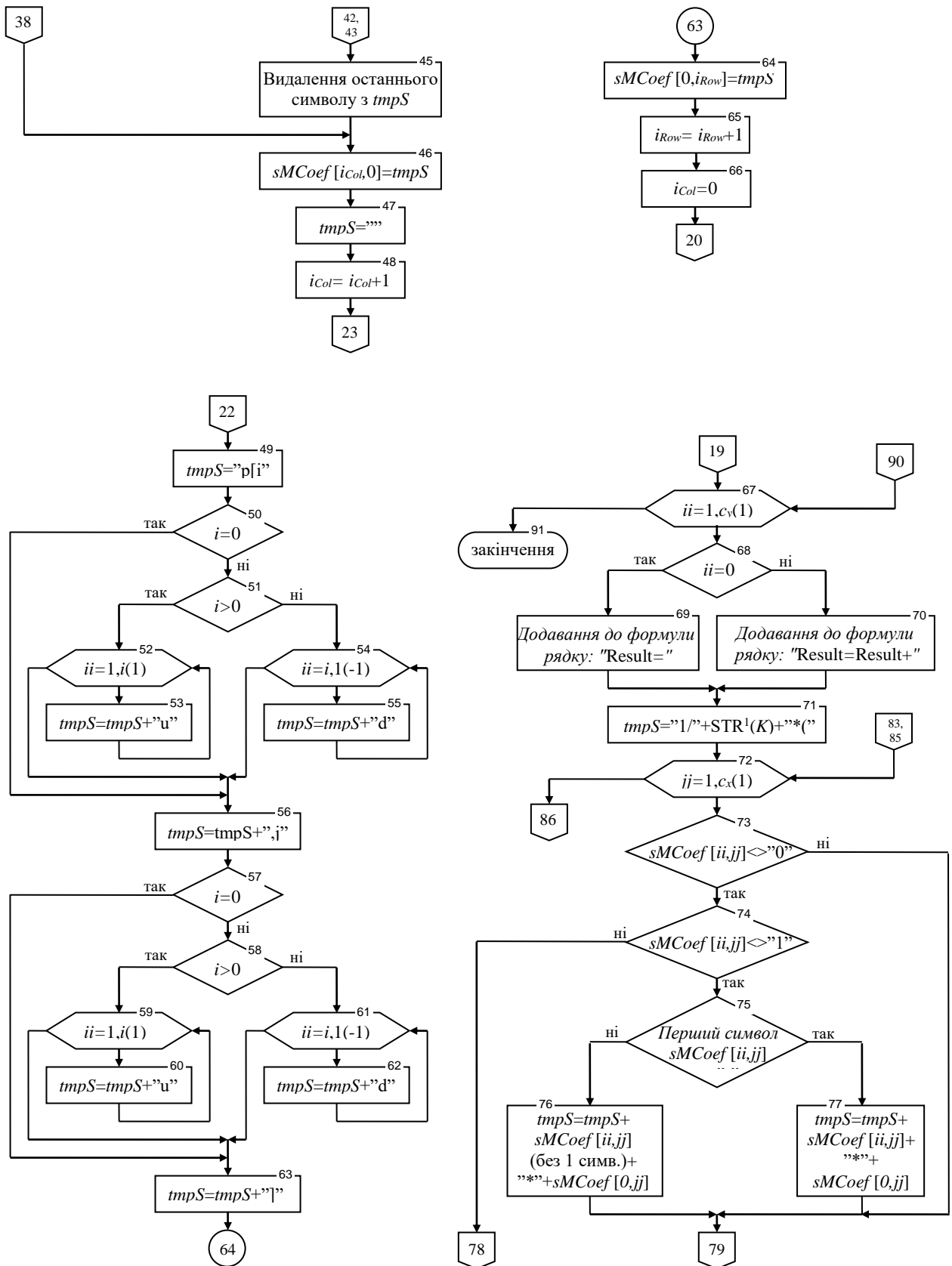


Рис. 3. Алгоритм обчислення коефіцієнтів сплайну на базі B -сплайнів, близького до інтерполяційного у середньому, від двох змінних (продовження)

¹ STR – функція переведення цифрового значення у строкове

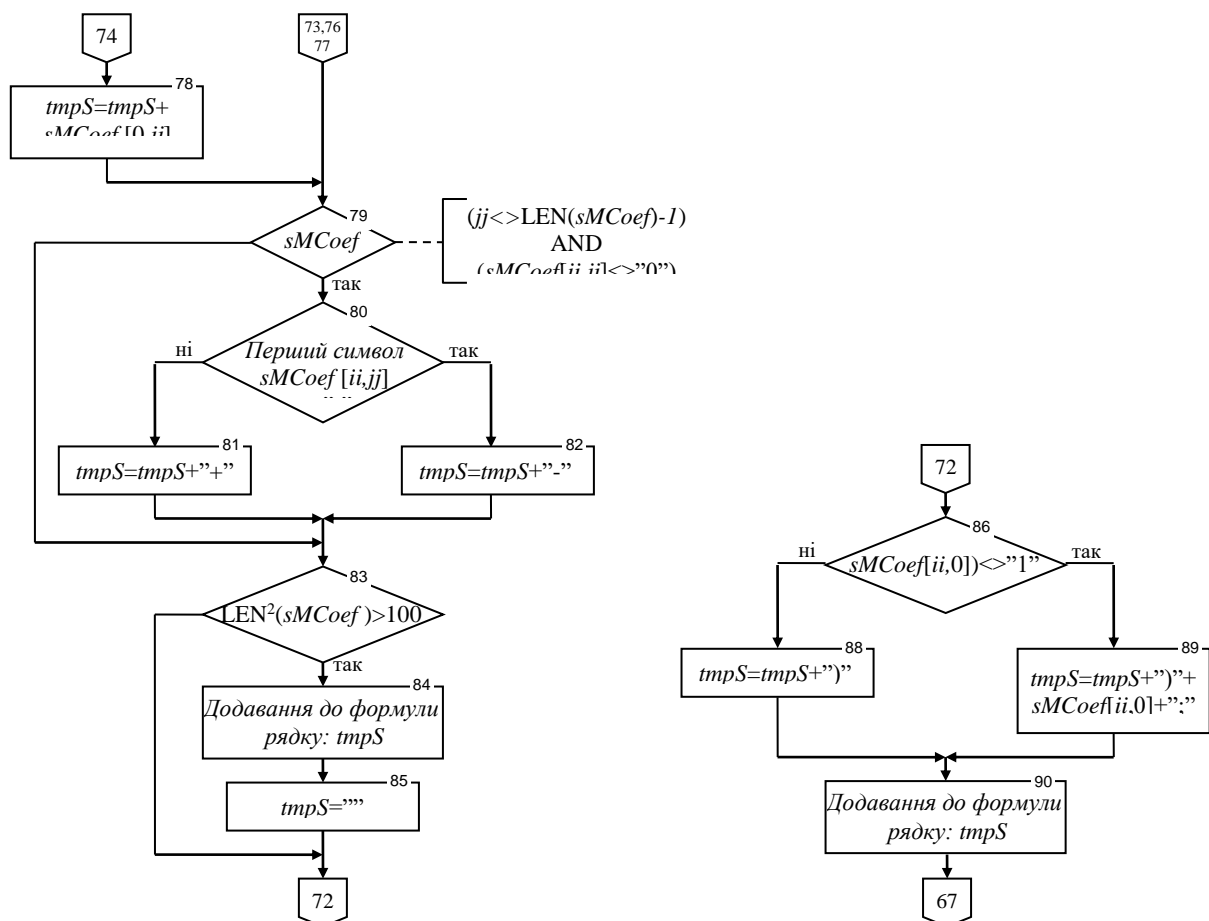


Рис. 4. Алгоритм обчислення коефіцієнтів сплайну на базі B -сплайнів, близького до інтерполяційного у середньому, від двох змінних (закінчення)

Друга та третя частини алгоритму разом являють собою реалізацію формули (1). Де Gr,u – це $\gamma^{(r,u)}$. Коефіцієнти сплайну, що обчислюються, заносяться до матриць $MCoef$ та $sMCoef$ відповідної розмірності. Матриця $MCoef$ після закінчення роботи алгоритму буде містити значення коефіцієнтів сплайну у чисельному вигляді, а матриця $sMCoef$ – у строковому, для подальшого використання у третій частині алгоритму.

Остання частина алгоритму відповідає за формування формули обчислення значення сплайну у формі, що відповідає постановці задачі, тобто з використанням якомога меншої кількості операцій: «+», «-», «*», «/». Формування формули здійснюється у тимчасову строкову змінну $tmpS$, при цьому, враховуючи постановку задачі, проводиться групування відносно змінних x та y . У зв'язку з тим, що результуюча формула може бути досить великого обсягу було прийняте рішення зберігати її у масиві рядків, при цьому кількість знаків у рядку не повинна перевищувати 100. Це розбиття реалізовано за допомогою умови (рис. 4, блок 83).

² LEN – функція підрахунку кількості знаків у рядку

На основі наведеного алгоритму було розроблено автоматизовану систему «Spline Generator», що дозволяє обчислення коефіцієнтів сплайнів другого, третього та четвертого порядків від однієї, двох та трьох змінних та отримувати відповідні формули для подальшого використання у програмних засобах обробки даних, що розробляються. Система складається з головного вікна (рис. 5, 6), вікна параметрів генерації формули та вікна редагування матриць. В свою чергу головне вікно системи складається з головного меню та двох закладок «Matrix of Coefficients» та «Spline». За допомогою головного меню користувач має доступ до усіх можливостей програми, а саме: збереження, завантаження і редагування вихідних матриць та генерування формул розрахунку значень, необхідних користувачеві, сплайнів.

	1	x	x*x	x*x*x	y	x*y
p[i_d,i_d]	1	-3	3	-1	-3	9
p[i_d,i]	23	-69	69	-23	-15	45
p[i_d,i_u]	23	-69	69	-23	15	-45
p[i_d,i_uu]	1	-3	3	-1	3	-9
p[i_d,i_d]	23	-15	-3	3	-69	45
p[i,i]	529	-345	-69	69	-345	225
p[i,i_u]	529	-345	-69	69	345	-225
p[i,i_uu]	23	-15	-3	3	69	-45
p[i_u,i_d]	23	15	-3	-3	-69	-45
p[i_u,i]	529	345	-69	-69	-345	-225
p[i_u,i_u]	529	345	-69	-69	345	225
p[i_u,i_uu]	23	15	-3	-3	69	45
p[i_uu,i_d]	1	3	3	1	-3	-9
p[i_uu,i]	23	69	69	23	-15	-45
p[i_uu,i_u]	23	69	69	23	15	45
p[i_uu,i_uu]	1	3	3	1	3	9

Рис. 5. Головне вікно системи «Spline Generator». Матриця коефіцієнтів.

```

Result :=
1/2304 * (p[i_d,j_d]+23*p[i_d,j]+23*p[i_d,j_u]+p[i_d,j_uu]+23*p[i,j_
23*p[i_u,j_d]+529*p[i_u,j]+529*p[i_u,j_u]+23*p[i_u,j_uu]+p[i_uu,j_d]+23*
);
Result := Result +
1/2304 * (3*p[i_d,j_d]-69*p[i_d,j]-69*p[i_d,j_u]-3*p[i_d,j_uu]-15*p[
15*p[i,j_uu]-15*p[i_u,j_d]+345*p[i_u,j]+345*p[i_u,j_u]+15*p[i_u,j_uu]+3*
3*p[i_uu,j_uu]) * x;
Result := Result +
1/2304 * (3*p[i_d,j_d]+69*p[i_d,j]+69*p[i_d,j_u]+3*p[i_d,j_uu]+3*p[
3*p[i_u,j_d]-69*p[i_u,j]-69*p[i_u,j_u]-3*p[i_u,j_uu]-3*p[i_uu,j_d]+69*p[
) * x*x;
Result := Result +
1/2304 * (1*p[i_d,j_d]-23*p[i_d,j]-23*p[i_d,j_u]-1*p[i_d,j_uu]-3*p[
3*p[i_u,j_d]-69*p[i_u,j]-69*p[i_u,j_u]-3*p[i_u,j_uu]-p[i_uu,j_d]+23*p[i_
) * x*x*x;
Result := Result +
1/2304 * (3*p[i_d,j_d]-15*p[i_d,j]-15*p[i_d,j_u]+3*p[i_d,j_uu]+69*p[
69*p[i,j_uu]+69*p[i_u,j_d]-345*p[i_u,j]-345*p[i_u,j_u]+69*p[i_u,j_uu]+3*
3*p[i_uu,j_uu]) * y;
Result := Result +
1/2304 * (9*p[i_d,j_d]+45*p[i_d,j]+45*p[i_d,j_u]-9*p[i_d,j_uu]-45*p[

```

Рис. 6. Головне вікно системи «Spline Generator». Результуюча формула обчислення значення сплайну

Після виконання генерування закладки «Matrix of Coefficients» (рис. 5) містить матрицю обчислених коефіцієнтів, а закладка «Spline» (рис. 6) - лінійну формулу обчислення значень сплайну.

Результати отримані за допомогою системи «Spline Generator» були застосовані у розробці процедур візуалізації просторових даних в геоінформаційних системах [3, 4] та показали відмінні результати щодо швидкодії та якості при відтворенні поверхонь та гіперповерхонь.

Висновки. В результаті проведеної роботи отримано алгоритм обчислення коефіцієнтів та генерування формули обчислення значень поліноміальних сплайнів, на базі якого було розроблено програмний продукт, який дозволяє оперативно отримувати коефіцієнти та формулу розрахунку значення сплайну. Генеровані, за допомогою розробленого алгоритму, формули можуть бути експортовані в код на мові програмування Turbo Pascal та можуть бути використані при розробці програмних та апаратних засобів що застосовуються для обробки багатовимірних даних і які потребують швидкого отримання якісних результатів наближення гладких функцій від багатьох змінних.

Література

1. Приставка П.О. Поліноміальні сплайни в задачах бінарного поповнення. / Актуальні проблеми автоматизації та інформаційних технологій: Зб. наук. пр. – Д.: Вид-во Дніпропетр. ун-ту, 2003. – Т.7. – 212с.
2. Приставка П.О. Поліноміальні сплайни при обробці даних: Монографія. – Д.: Вид-во Дніпропетр. ун-ту, 2004. – 236с.
3. Приставка П.О., Самарець Ю.В. Картографічний моніторинг ґрунтових вод в автоматизованій системі “ThreeD” / Науковий вісник Національного гірничого університету. –Д.: НГУ. – 2003.
4. Приставка П.О., Самарець Ю.В. Програмне забезпечення проведення картографічного моніторингу / Актуальні проблеми автоматизації та інформаційних технологій.- Д.: Навчальна книга.- 2002.-Т.6. –С. 33-40.

*Рекомендована к публикации д.т.н.
Поступила в редакцию 15.02.05*

УДК 622.418

© Ю.И. Оксень

ИДЕНТИФИКАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛОМАССОБМЕНА В ТУПИКОВЫХ ВЫРАБОТКАХ НА УЧАСТКАХ С ВОЗДУХОПРОВОДОМ

Решена задача и разработан метод идентификации параметров теплообмена в тупиковых выработках на участках с воздухопроводом. Приведены результаты расчетов для реальных выработок.

Розв'язано задачу та розроблено метод ідентифікації параметрів теплообміну в тупикових виробках на ділянках з повітропроводом. Наведено результати розрахунків для реальних виробок.

The problem is solved and the method of identification of parameters of exchange of a heat and moisture in blind drifts on sites with an airline designed. The results of calculations for actual developments are given.

Введение. При тепловых расчетах шахт значения ряда величин, характеризующих условия протекания процессов тепломассообмена в выработках (температуры горных пород, их теплофизических свойств и некоторых других параметров), обычно принимаются равными средним по шахте или региону [1], поскольку для конкретных выработок они, как правило, неизвестны. Это может приводить к существенному снижению точности и надежности результатов расчета [2].

Для уточнения оценок указанных параметров нами предложен подход к их идентификации по экспериментальным данным о тепловых режимах выработок и разработаны соответствующие методы расчета для сквозных выработок и призабойных зон тупиковых выработок.

Целью настоящего исследования является решение задачи и разработка метода идентификации параметров тепломассообмена в тупиковых выработках на участках с воздухопроводом.

Основная часть. В качестве математической модели формирования микроклимата выработок принимаем разработанную нами модель [3], которая рассматривает процесс поступления влаги в вентиляционную струю как процесс испарения ее на стенках выработок. При этом влажностное состояние выработки оценивается коэффициентом влажности ψ , представляющим собой отношение периметра смоченной части периметра $U_{вс}$ ко всему периметру U поперечного сечения выработки

$$\psi = U_{вс} / U. \quad (1)$$

Кроме ψ , в качестве параметров, характеризующих условия протекания процессов тепломассообмена на рассматриваемых участках тупиковых выработок, в модели используются: длина участка L , площадь S и периметр U поперечного сечения выработки; объемные расходы воздуха в начальном и конечном сечениях (n - n и $к$ - $к$ на рис. 1) V_n и V_k , глубина расположения этих сечений z_n и z_k , время проветривания выработки τ_k и τ_n и барометрическое давление $p_{бн}$ и $p_{бк}$ в них; естественная температура пород на глубине залегания выработки $t_{пс}$, их теплопроводность $a_{п}$ и объемная теплоемкость $c_{\rhoп}$; коэффициент шероховатости стенок выработки ζ , тепловыделения от абсолютных источников тепла (машин, оборудования и др.) Q_m , а также диаметр $D_{вп}$, толщина стенки $\delta_{вп}$ и удельная теплопроводность материала воздухопровода $\lambda_{вп}$.

Принимаемый подход предусматривает идентификацию тех параметров, которые характеризуются наибольшей степенью неопределенности и вносят в связи с этим наибольший вклад в погрешность результатов расчета. Они рассматриваются как случайные величины с известными статистическими характеристиками (математическим ожиданием и среднеквадратическим

отклонением) для шахты или региона. Параметры, значения которых при тепловых расчетах шахт известны достаточно точно, считаются детерминированными величинами.

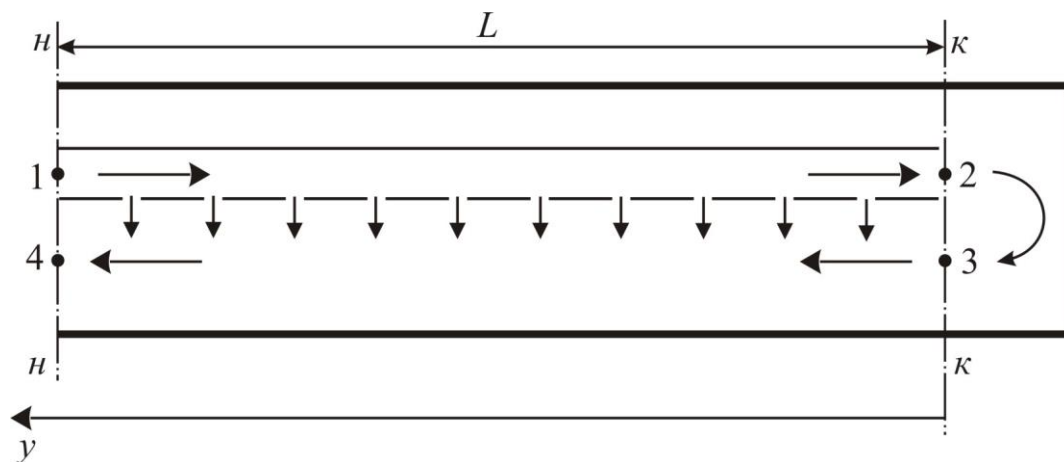


Рис. 1. Схема тупиковой выработки

Значение идентифицируемого параметра для конкретной выработки рассматривается как некоторая реализация случайной величины, связанная с ее статистическими характеристиками зависимостью

$$A = M_A + k_A s_A, \quad (2)$$

где A – реализация случайной величины; M_A и s_A – оценки ее математического ожидания и среднеквадратического отклонения; k_A – относительное отклонение реализации случайной величины от ее наиболее вероятного значения (математического ожидания).

Параметры идентифицируются таким образом, чтобы обеспечить минимум суммы квадратов отклонений найденных значений от математических ожиданий и квадратов отклонений расчетных температуры и влагосодержания воздуха в выработке от измеренных.

Если в качестве начального сечения рассматриваемого участка принять сечение $n-n$, а конечного $k-k$, то математическая формулировка функции цели данной задачи будет иметь вид

$$\Phi = \left(\frac{t_1^* - t_1}{\delta_t} \right)^2 + \left(\frac{x_1^* - x_1}{\delta_x} \right)^2 + \left(\frac{t_4^* - t_4}{\delta_t} \right)^2 + \left(\frac{x_4^* - x_4}{\delta_x} \right)^2 + \sum_{i=1}^n k_i^2 \rightarrow \min, \quad (3)$$

где t_1 и x_1 – расчетные, а t_1^* и x_1^* – измеренные значения температуры и влагосодержания воздуха в пункте 1; t_4 , x_4 , t_4^* , x_4^* – то же в пункте 4; δ_t и δ_x – норма отклонений расчетных от измеренных значений температуры и влагосодержания, в качестве которой может выступать погрешность измерения этих величин; n – число идентифицируемых параметров с известными

статистическими характеристиками; k_i – относительное отклонение искомого от наиболее вероятного значения i -го параметра.

Расчет параметров воздуха в пунктах 1 и 4 (t_1, x_1, t_4, x_4) при известном состоянии его в пунктах 2 и 3 (t_2, x_2, t_3, x_3) и заданных параметрах теплообмена в выработке, производится интегрированием системы дифференциальных уравнений [3], описывающих изменение температуры и влагосодержания в воздушных потоках в выработке и воздухопроводе.

Кроме горного массива и абсолютных источников тепла, на формирование микроклимата тупиковой выработки существенное влияние оказывает тепловое взаимодействие потоков воздуха в выработке и воздухопроводе, параметры которого, также как и параметры теплообмена вентиляционной струи с горным массивом, характеризуются некоторой неопределенностью, приводящей к соответствующим погрешностям результатов расчета. Прежде всего, это относится к фактическому распределению утечек по длине трубопровода и их влиянию на коэффициенты теплоотдачи; возможны погрешности в оценках удельной теплопроводности материала воздухопроводов и других параметров.

Условия теплового взаимодействия вентиляционной струи с горным массивом на участке тупиковой выработки с воздухопроводом аналогичны условиям в протяженных выработках, поэтому, в соответствии с результатами исследований [4] в качестве идентифицируемых параметров этого взаимодействия можно принять $t_{пс}$, $a_{п}$, $c_{рп}$ и ψ .

Учет неопределенности факторов, характеризующих тепловое взаимодействие между потоками воздуха в выработке и в трубопроводе, представляется рациональным осуществить интегрально, путем ввода в математическую модель этого взаимодействия дополнительного параметра и его совместной идентификации с другими параметрами.

В качестве такого параметра принимаем поправочный множитель k_α к расчетному, определяемому в соответствии с [1], значению коэффициента теплоотдачи $\alpha_{н тр}$ от воздуха в свободном сечении выработки к наружной поверхности трубопровода.

Идентифицируемые параметры, полагаются нормально распределенными случайными величинами, и область возможных значений их, за исключением ψ , ограничивается 95%-м доверительным интервалом, для которого

$$-2,0 \leq k_i \leq 2,0. \quad (4)$$

В связи с отсутствием статистических данных о коэффициенте влажности ψ область возможных значений этого параметра ограничивается отрезком

$$0,0 \leq \psi \leq 1,0. \quad (5)$$

В данной постановке задача определения значений идентифицируемых параметров относится к классу задач условной оптимизации. Для ее решения применен известный метод комплексов. Метод реализован в виде компьютерной программы, составленной на языке Object Pascal в системе программирования Delphi 6.

Для проверки корректности принятых допущений и работоспособности метода и программы были произведены расчеты по идентификации параметров теплообмена на участках с воздухопроводом реальных тупиковых выработок. В качестве исходных данных для расчетов использованы данные, опубликованные в работе [5].

При расчетах математические ожидания и среднеквадратические отклонения идентифицируемых параметров были приняты равными $M_{a_{\text{п}}} = 0,85 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$, $M_{c_{\rho\text{п}}} = 2,2 \cdot 10^6 \text{ Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{°C})$, а среднеквадратические отклонения $s_{t_{\text{п}}} = 2,5 \text{ °C}$, $s_{a_{\text{п}}} = 0,32 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ и $s_{c_{\rho\text{п}}} = 0,31 \cdot 10^6 \text{ Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{°C})$ [2]. Математическое ожидание множителя k_{α} было принято равным $M_{k_{\alpha}} = 1,0$, а среднеквадратическое отклонение $s_{k_{\alpha}} = 0,25$.

Удельная теплопроводность материала труб воздухопровода принята равной $\lambda_{\text{вп}} = 0,16 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{°C})$, толщина стенок труб $\delta_{\text{вп}} = 0,001 \text{ м}$. Коэффициент шероховатости стенок выработки был принят равным $\zeta = 2,0$. Нормы отклонений расчетных значений температуры и влагосодержания воздуха от измеренных были приняты равными $\delta_t = 0,2 \text{ °C}$, $\delta_x = 0,0002$. Результаты идентификации приведены в табл. 1.

Для оценки качества результатов идентификации рассчитаны и приведены в таблице данные о составляющей функции цели Φ_0 , определяемой отклонениями расчетных значений параметров теплового режима выработки от измеренных:

$$\Phi_0 = \left(\frac{t_1^* - t_1}{\delta_t} \right)^2 + \left(\frac{x_1^* - x_1}{\delta_x} \right)^2 + \left(\frac{t_4^* - t_4}{\delta_t} \right)^2 + \left(\frac{x_4^* - x_4}{\delta_x} \right)^2. \quad (6)$$

Из приведенных в таблице данных видно, что в подавляющем большинстве случаев (25 из 32) значения этой функции не превышают 20,0, что свидетельствует о хорошем соответствии расчетных температуры и влагосодержания воздуха, полученных при идентифицированных значениях параметров теплообмена, измеренным. Еще в шести случаях $\Phi_0 < 60,0$, что тоже можно считать удовлетворительным, и только в одном случае (для участка 23) результаты идентификации являются неудовлетворительными. Хорошего согласия расчетных значений параметров измеренным здесь не было достигнуто, несмотря на значительные отклонения идентифицированных параметров $t_{\text{пе}}$ и k_{α} , принявших нижние граничные значения, от математических ожиданий. Такой результат может указывать на действие неучтенного фактора, но, скорее всего, является следствием ошибок измерений, которые не могут быть объяснены в рамках принятой математической модели.

Таблица 1

Результаты идентификации параметров теплообмена в тупиковых
выработках на участках с воздухопроводом

№	$t_{пе},$ °C	$a_{п} \cdot 10^6,$ м ² /с	$c_{\rhoп} \cdot 10^{-6},$ Дж/(м ³ ·°C)	ψ	$k_{t_{пе}}$	$k_{a_{п}}$	$k_{c_{\rhoп}}$	$k_{k_{\alpha}}$	Φ	Φ_0
1	42,0	0,843	2,20	0,251	-0,017	-0,021	-0,014	-0,241	2,07	2,01
2	44,7	1,257	2,46	0,149	1,098	1,271	0,823	0,023	3,73	0,24
3	44,4	1,227	2,41	0,330	0,941	1,177	0,686	-0,400	12,79	9,89
4	44,6	1,206	2,43	0,336	1,035	1,111	0,736	0,008	6,70	3,85
5	44,3	1,150	2,39	0,205	0,909	0,938	0,602	-0,019	3,27	1,20
6	46,2	1,401	2,59	0,352	1,697	1,721	1,257	0,058	13,18	5,68
7	32,9	0,956	2,26	0,185	0,726	0,330	0,184	-0,392	5,25	4,43
8	30,5	0,942	2,25	0,346	0,390	0,287	0,169	-0,097	19,88	19,61
9	26,0	0,751	2,15	0,160	-1,398	-0,310	-0,165	-0,148	11,09	8,99
10	28,9	0,853	2,19	0,435	-0,243	0,011	-0,017	-0,063	3,02	2,96
11	32,8	1,136	2,31	1,000	1,310	0,894	0,348	1,212	18,33	14,23
12	45,0	1,426	2,57	0,241	1,678	1,799	1,205	-0,166	8,02	0,49
13	36,1	0,896	2,20	0,349	0,020	0,144	0,012	0,301	3,15	3,04
14	32,5	1,051	2,15	0,178	-1,470	0,627	-0,165	1,939	31,71	25,37
15	31,0	1,011	2,25	0,218	0,804	0,502	0,156	0,074	6,74	5,82
16	32,1	1,097	2,27	0,206	1,230	0,770	0,240	1,651	26,29	21,32
17	35,7	1,016	2,32	0,167	1,605	0,518	0,396	-0,103	33,07	30,06
18	13,8	0,994	2,28	1,000	-1,227	0,450	0,273	-1,403	10,12	6,37
19	31,1	0,601	2,02	0,128	1,100	-0,779	-0,585	2,000	27,02	20,86
20	28,9	0,543	2,02	0,136	0,233	-0,958	-0,573	2,000	64,11	58,80
21	30,6	0,915	2,22	0,138	0,872	0,202	0,054	1,234	4,12	1,80
22	35,3	1,197	2,37	0,077	0,916	1,084	0,562	-2,000	16,84	10,51
23	37,0	1,246	2,12	0,359	-2,000	1,239	-0,249	-2,000	340,52	330,92
24	41,4	0,710	2,13	0,117	-0,222	-0,437	-0,215	-1,411	2,85	0,57
25	44,4	1,085	2,38	0,248	0,968	0,734	0,591	-0,787	10,51	8,06
26	29,3	0,933	2,06	0,130	-1,884	0,259	-0,453	1,773	61,13	54,16
27	34,5	0,449	2,02	0,144	-1,138	-1,253	-0,591	-0,396	6,45	3,08
28	42,3	1,490	2,82	0,368	2,000	2,000	2,000	0,153	39,58	27,56
29	41,8	1,393	2,63	0,768	1,810	1,696	1,377	0,040	17,19	9,07
30	34,2	0,210	2,01	0,078	-1,243	-2,000	-0,621	-2,000	17,31	7,38
31	33,2	0,706	2,14	0,351	-0,311	-0,450	-0,205	-0,134	0,57	0,21
32	34,5	0,839	2,26	0,157	0,384	-0,036	0,205	0,719	6,99	6,28

Заключение. В результате проведенного исследования получено решение задачи и разработан метод идентификации параметров теплообмена в тупиковых выработках на участках с воздухопроводом. Расчеты, выполненные для реальных выработок, показали, что найденные с помощью данного метода значения идентифицируемых параметров

обеспечивают хорошее соответствие расчетных температуры и влажности воздуха в выработках измеренным. Это позволяет рекомендовать разработанный метод к применению при решении практических задач управления микроклиматом шахт.

Литература

1. Единая методика прогнозирования температурных условий в угольных шахтах / МакНИИ. – Макеевка–Донбасс, 1979. – 196 с.
2. Оксень Ю.И. Оценка точности прогноза микроклимата глубоких шахт // Наук. вісник НГАУ. – 1999. – № 6. – С. 59 – 63.
3. Оксень Ю.И. Метод расчета микроклимата тупиковых горных выработок // Наук. вісник НГАУ. – 2000. – № 2. – С. 41 – 44.
4. Самуся В.И., Оксень Ю.И. Об идентификации параметров теплообмена в сквозных горных выработках // Труды международной научно-технической конференции "Горная энергомеханика и автоматика". – Донецк: ДонНТУ, 2003. – Т. 2 – С. 178 – 184.
5. Зимин Л.Б. О точности прогноза теплового режима тупиковых выработок // Уголь Украины. – 2002. – № 11. – С. 34-37.

*Рекомендована к публикации д.т.н. С.Ф. Власовым
Поступила в редакцию 15.04.05.*

УДК 622.272.3; 622.333.013.3

© В.А. Бойко

СПОСОБ УПРАВЛЯЕМОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТЕПЛА ГОРНОГО МАССИВА ГЛУБОКОЙ ШАХТЫ

Предложен новый способ извлечения тепла горного массива, обеспечивающий подготовку его к разработке на больших глубинах.

Запропоновано новий спосіб витягу тепла гірського масиву, що забезпечує підготовку його до розробки на великих глибинах.

The new way of extraction of heat of a mine for preparation for development on the big depths is offered.

Выполненная нами в поисках пути решения задачи нормализации тепловых условий при ведении горных работ на глубоких горизонтах шахт Донбасса научно-исследовательская работа показала, что при отработке разведанных угольных месторождений с глубиной залегания до 1800 м создание нормальных тепловых условий с применением повсеместно используемых в настоящее время схем и средств становится неосуществимым как по стоимостным параметрам, так и по времени реализации [1]. Полученные при этом результаты показывают, что при попытке удалить тепло горного массива шахтного участка средствами вентиляции и охлаждения даже при обеспечении весьма высокого холодильного коэффициента $k_x=3$ потребуется при максимальной пропускной способности по воздуху проветривать подсечной горизонт охлажденным до 2°C воздухом на протяжении 285 лет,

израсходовав при совершенных аэродинамических параметрах горных выработок на вентиляцию и охлаждение воздуха за это время почти 75 млрд. кВт·ч электроэнергии. Даже если удастся извлечь 90% запасов угля в шахтном поле, то и в этом случае на каждую добытую тонну угля нормализация тепловых условий ляжет дополнительным расходом 250 кВт·ч электроэнергии. Но фактические потери окажутся значительно больше, так как с уходящим из шахты нагретым воздухом в окружающую среду будет бесполезно выброшено эквивалентное 200 млрд. кВт·ч количество тепла, содержавшееся в горном массиве. Понятно, что таких затрат электроэнергии нужно избежать, время подготовки шахтного поля сократить до приемлемого промежутка порядка 10 лет для блока, а тепло горного массива и протекающий через него тепловой поток из недр Земли рационально использовать для нужд народного хозяйства.

Такая постановка задачи превращает глубокую угольную шахту из чисто горного предприятия по извлечению запасов угля в геотермальный комплекс, который может быть построен раньше, чем шахта, осуществлять извлечение тепла горного массива и его утилизацию, продолжать извлечение тепла недр Земли и во время разработки угольных пластов шахтного поля и выполнять ту же функцию по исчерпанию запасов угля. Поиск способа и средств решения задач по созданию на базе глубокой угольной шахты энерготехнологического комплекса с упомянутыми выше функциями привел к выводу о необходимости радикального изменения схемы, способа и средств отвода тепла горного массива. Самым лучшим средством отвода тепла для этих условий является вода. Во-первых, она обладает в 800 раз большей плотностью, чем воздух, во-вторых, массовая теплоемкость воды в 4 раза превышает таковую для воздуха (цифры для наглядности слегка округлены). Это значит, что один кубометр воды при тех же температурных перепадах способен вынести столько же тепла, как и 3200 кубометров воздуха. Реально эта цифра окажется гораздо выше, так как воздух при опускании в шахту на глубину 1800 м за счет адиабатического сжатия нагреется на 18°C, а вода практически несжимаема и свободна от такого недостатка, то есть нам не придется дополнительно затрачивать энергию на доохлаждение теплоносителя для удаления тепла, полученного им за счет адиабатического сжатия. Заметим, что в случае применения воздуха в качестве рабочей среды тепловыноса потребовалось бы на его дополнительное охлаждение израсходовать 68 млрд. килокалорий холода только для одного блока шахты (подача 12.6 млрд. кубометров воздуха, нагретого за счет сжатия на 18°C).

Следует признать, что применение воды в качестве теплоносителя также не свободно от недостатков. Если не создавать изолированного горизонта теплоотвода, то придется иметь дело с открытой поверхностью охлаждающей воды и ее испарением, что повлечет за собой резкое повышение относительной влажности воздуха, величина которой приблизится к 100%, а для удаления воды на дневную поверхность потребуется высоконапорный трубопровод и насос, обеспечивающий перепад давления около 20 МПа. Мощность двигателя и подача насоса будут зависеть от расчетного срока охлаждения горного массива.

Для выноса содержащегося в пределах одного геометрического объема блока шахты и примыкающего к нему горного массива теплоизбытка (над температурой 26°C), составляющего 34440 млрд. ккал при круглогодичном охлаждении массива и среднегодовой температуре поступающей в шахту воды 12°C потребуются подать 688.8 млн. кубометров воды. При выбранном сроке охлаждения в 10 лет и температуре уходящей с горизонта воды 62°C потребуются насос с производительностью 7800 кубометров в час. Мощность двигателя такого насоса даже при коэффициенте полезного действия 0.6 составит около 70000 кВт. Такого насоса и такого двигателя не существует в мировой практике горного производства, но даже если бы они были созданы для других целей, то их невозможно опустить в шахту даже при максимальном диаметре ствола 8 метров. Понятно, что насосную станцию можно было бы оборудовать из серии меньших по габаритам и мощности насосов и двигателей, выпускаемых промышленностью, но и в этом случае потребовалось бы создавать перекачные станции на промежуточных горизонтах шахты, иметь прожорливое по расходу электроэнергии хозяйство и решать проблему, как подать потребителям в шахту мощность в сотню тысяч киловатт. Понятно, что по техническим и экономическим причинам такой вариант неприемлем и его не следует рассматривать. Альтернативным ему, но реализуемым с несравненно меньшим энергопотреблением является вариант, использующий в качестве трубопроводов закрепленные скважины и горные выработки, заполненные водой, циркуляция которой осуществляется за счет архимедовых сил всплывания нагретой воды. Однако такая система охлаждения представляет собой опасность прорыва воды в зону ведения горных работ, поэтому с целью снижения опасности разрушений и прорыва воды из образующих ее выработок предполагается всю сеть системы охлаждения вынести на 150 м за пределы блоков шахты. Это повлечет за собой возрастание объема охлаждаемого горного массива за счет появления примыкающего к геометрическому на 0.8 млрд. кубометров, увеличение запаса тепла в подлежащем охлаждению блоке почти на 9000 млрд. ккал, увеличение длины выработок охлаждающей системы и соответственно стоимости их проведения.

Схема расположения выработок предлагаемого варианта охлаждения горного массива глубокой шахты приведена ниже на рис.1.

Предполагается, как показано на приведенном рисунке, что лишь двух скважин по торцам блока и расположенных в нижней части рисунка выработок горизонта 1900 м окажется достаточно для выполнения функций охлаждения горного массива одного блока. При принятых в [1] параметрах блока и теплофизических константах горных пород, характерных для Донецко-Макеевского района, получены приведенные выше величины запаса тепла. Более конкретные параметры для этих условий содержатся в [2,3]. На основании прикидочных расчетов для принятого периода охлаждения массива блока в 10 лет оказалось необходимым для подачи расчетного количества воды применить скважину диаметром 2м. Скорость движения воды в скважине в таком случае составит 1,25 м/с.

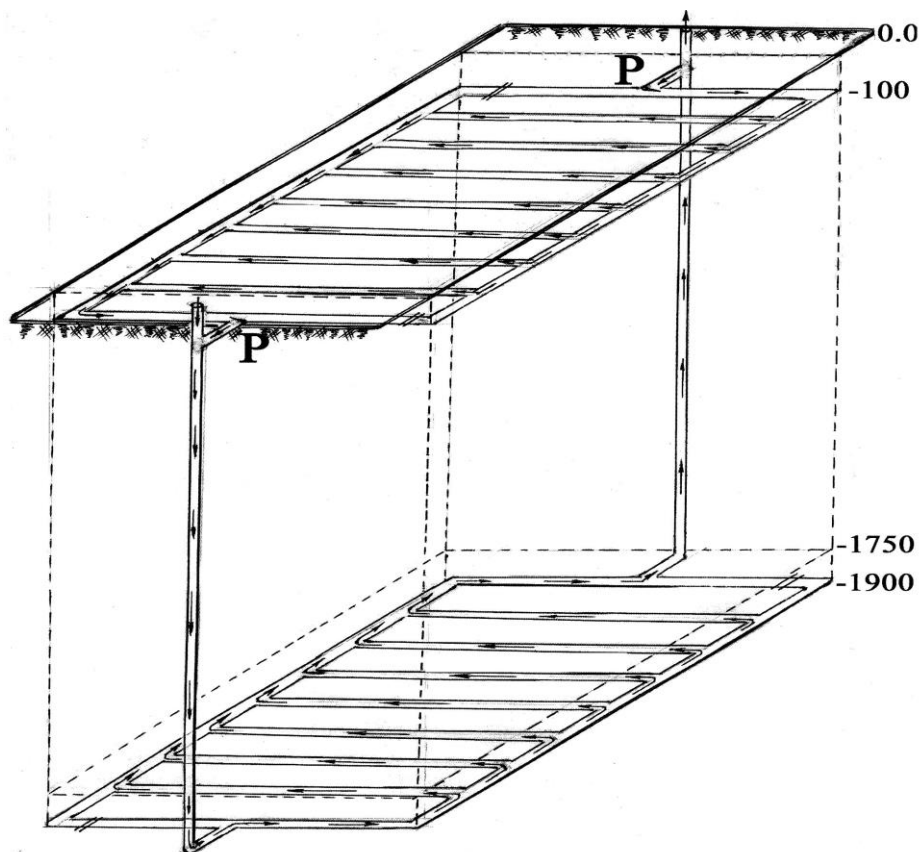


Рис.1

Что касается выработок, пересекающих блок снизу, то их номенклатура и параметры преднамеренно не рассматриваются на данном этапе работ, так как обоснованию их параметров должна предшествовать разработка инженерной методики расчета сети сооружений, предназначенной для извлечения тепла недр Земли. Пока по имеющимся у нас сведениям работы такого профиля в опытном порядке начаты в США по Плаушерской программе, а попытка разработки методики расчета предпринята школой акад. Щербаня А. Н. [4]. К сожалению, использовать имеющуюся информацию в требуемых для нас целях затруднительно из-за того, что в упомянутых выше работах рассматривается теплосъем с помощью пробуренных вертикально скважин (в американской программе первоначальный диаметр скважины составляет 1,2 м с последующим ее расширением взрывом рассредоточенного по длине скважины атомного заряда). Некоторые положения методики расчета теплопередачи в вертикальном цилиндре приведены нами в [5], однако они пригодны для расчетов теплопередачи в сплошном породном цилиндре со специфическим распределением температур - в промежутке от контакта с расплавленной магмой на одном конце цилиндра до контакта на противоположном конце с окружающей Землю атмосферой. Эти расчеты окажутся востребованными для определения интенсивности теплового потока Земли в зоне охлаждаемого шахтного поля при изменении условий теплоотвода на глубине горизонта подсечки. Что же касается собственно процесса теплообмена в выработках горизонта подсечки, то основная масса их будет ортогональной к направлению теплового потока Земли, а теплосъем будет осуществляться протекающей в них водой. Каждая из выработок будет рассматриваться как расположенный горизонтально протяженный полый цилиндр со слоевыми стенками и выносом

тепла в осевом направлении. Понятно, что интенсивность теплосъема в значительной степени будет зависеть не только от теплофизических параметров среды и теплоносителя, но и от режима ее движения, то есть предполагается множество решений. Это потребует в свою очередь ограничить начальные и краевые условия для рассматриваемой модели, то есть проведения целенаправленного научного поиска. Эти предварительные сведения по структуре математической модели теплопередачи на горизонте подсечки не являются основной целью статьи, хотя автор намерен развить их в одной из следующих публикаций. Поэтому обратимся к обсуждению верхнего участка схемы, расположенной в верхней части рисунка. Приведенная выше величина запаса содержащейся в массиве тепловой энергии сама по себе впечатляюща по размеру, однако народно-хозяйственный эффект использования этой энергии в значительной степени будет зависеть от степени готовности потребителей энергии к ее использованию и способа ее утилизации. Экономическая выгода даже при простейшем способе отвода тепла на дневной поверхности в водоемах (озерах) либо в градирнях также будет иметь место, но лишь в пределах экономии электроэнергии на вентиляцию и кондиционирование воздуха в глубокой шахте.

Значительно лучшие результаты могут быть получены при целенаправленном использовании тепловой энергии нагретой в шахте воды. Без дополнительной обработки поступающая на дневную поверхность вода при наличии теплоизоляции выдающей скважины (а при длительной эксплуатации, когда вокруг скважины образуется тепловыравнивающая рубашка, – и без нее) температура нагретой воды при правильной организации режима охлаждения горного массива в течение расчетного периода может составлять около 65°C. Такая температура соответствует норме для воды, подаваемой котельными на обогрев жилых и промышленных зданий и сооружений, но использованию поступающей из шахты нагретой воды этих целях может потребоваться дополнительная очистка от продуктов коррозии и оставшихся в горных выработках после их проходки механических частиц. Однако отопление является сезонным потребителем, поскольку в летний период не используется. Прекращать на этот период охлаждение горного массива нецелесообразно, так как в этом случае почти в два раза возрастет длительность его охлаждения.

Поэтому представляется целесообразным создать дополнительный накопитель тепловой энергии для ее хранения до наступления периода использования. Располагать такое хранилище на дневной поверхности нецелесообразно по многим причинам, в числе которых потеря территории, огромный объем сооружения, необходимость дополнительной термоизоляции и, как следствие, - высокая стоимость. Но такое хранилище тепла с успехом может быть создано как система отработанных или специально пройденных выработок в пределах одного из блоков шахтного поля. Верхняя часть рисунка как раз и содержит такое хранилище тепла. Для эксплуатации его предусмотрена система с регуляторами Р, позволяющими направить поток нагретой воды в выработки горизонта- хранилища, а накопителями энергии окажутся окружающие горные выработки породы. На данной ступени изучения вопроса нет необходимости рассматривать параметры выработок хранилища, их теплоизоляцию, теплообменные процессы и даже глубину заложения,

однако уже сейчас ясно, что в перспективе это хранилище может играть существенную роль в накоплении тепловой энергии такого перспективного альтернативного источника, как солнечная энергия, преобразуемая в тепло с помощью простейших преобразователей типа “черный ящик” [6]. В этом случае солнечная энергия может компенсировать значительную часть тепла, поступавшего в систему за счет охлаждения горного массива и в совокупности с энергией теплового потока Земли обеспечить стабильную тепловую мощность системы. Наличие хранилища тепла позволит, во-первых, сохранить тепловую энергию при сезонном ее использовании, во-вторых, почти вдвое увеличить отдаваемую тепловую мощность без дополнительных затрат на систему теплообмена, расположенную на горизонте подсежки. При создании извлечения тепла в регионе, где отсутствуют потребители непосредственно выдаваемого из шахты низкопотенциального тепла, систему его утилизации придется усложнить, предусмотрев использование теплового насоса и генератора электрической энергии как самой удобной для передачи и использования.

Теоретические основы процесса получения высокопотенциального пара и выработки электроэнергии достаточно полно разработаны учеными Украины и проверены на практике для утилизации бросового тепла [7,8], хотя в горной промышленности Украины работы по утилизации тепла на таком уровне, к сожалению, пока не проводились.

В заключение, автор надеется, что изложенные выше предложения и идеи со временем найдут применение с практике освоения добычи угля на больших глубинах и готов оказать посильную помощь в решении конкретных задач организациям, заинтересованным в решении задач, профиль которых совпадает с направлением настоящей статьи.

Литература

1. Бойко В. А. Энерготехнологические комплексы – будущее глубоких шахт Донбасса// Сб. научн. тр. НГУ. – 2003. - №17.- Т. 1. - С. 93-103.
2. Щербань А.Н., Кремнев О.А. Научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт. - Киев: Изд-во АН УССР. - 1959. - Т.1
3. Единая методика прогнозирования температурных условий в угольных шахтах. - Макеевка – Донбасс. – 1979. - 196 с.
4. Щербань А. Н. Системы извлечения тепла земной коры и методы их расчета. –Киев: Наукова думка. – 1986. - 238 с.
5. Бойко В. А. Структура и математическая модель системы охлаждения горного массива при добычу угля на больших глубинах// Науковий вісник НГУ. – 2004.- № 9. - С. 63-69.
6. Использование солнечной энергии для отопления и горячего водоснабжения (отечественный и зарубежный опыт)// Обзорно-аналитическая справка. -М.: ВНИИИНТПИ Госстроя СССР. –1990. - 54 с.
7. Е. Я Соколов, В. М. Бродянский. Энергетические основы трансформации тепла и процессов охлаждения. - М.: Энергоатомиздат. – 1981. - 320 с.
8. Мартынов А.В. Установки для трансформации тепла и охлаждения. -М.: Энергоатомиздат. – 1989. - 200 с.

*Рекомендована к публикации д.т.н. . Голинько В.И.
Поступила в редакцию 10.06.05*

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛОВЛАЖНОСТНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЕНТИЛЯЦИОННОГО ВОЗДУХА В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ ГЛУБОКИХ ШАХТ

Разработана компьютерная модель прогноза тепловлажностных параметров воздуха в горных выработках глубоких шахт

Розроблено комп'ютерну модель прогнозу тепловологісних параметрів повітря в гірничих виробках глибоких шахт

The computer model for forecast of heat and humidity parameters of shaft air in deep mines is developed

В ближайшей перспективе развитие угольной промышленности Донецкого бассейна будет происходить, в основном, за счет освоение запасов на больших глубинах. В настоящее время 34 шахты (технических единиц) ведут горные работы на глубине более 1000 м. Большинство этих шахт являются рентабельными и имеют хорошие перспективы для развития горных работ. Сейчас глубокие шахты обеспечивают около 20% всей добычи угля в Украине, причем всего 13 крупных глубоких шахт дают 90% этого количества добычи.

Тяжелые климатические условия наносят вред здоровью горнорабочих, снижают безопасность и производительность труда, отрицательно влияют на продолжительность жизни шахтеров. На фоне практически полного отсутствия средств нормализации тепловых условий в шахтах негативные тенденции в данной области будут только усиливаться.

Многообразие геологических и горнотехнических условий отработки угольных пластов, а также факторов, влияющих на формирование тепловлажностных параметров воздуха, обуславливают сложность описания процессов тепломассообмена в горных выработках.

Работы по регулированию тепловых условий в шахтах проводятся на Украине с 50-х годов. Вопросам прогноза и нормализации тепловых условий в горных выработках посвящено большое количество работ. основополагающие работы в этой области выполнены Щербанем А. Н., Кремневым О.А., Журавленко В.Я., Дядькиным Ю.Д., Цейтлиным Ю.А., Черняком В.П., Воропаевым А.Ф., Медведевым Б.И., специалистами научно-исследовательских институтов МакНИИ, ИГТФ НАН Украины, ИГТМ НАН Украины и ВНИИГД, проектных институтов “Донгидрошахт” и “Днепрогипрошахт” и многими другими. В основу всех методик прогноза тепловых условий в горных выработках положено уравнение теплового баланса, запись которого в дифференциальной форме имеет вид [1]

$$G \cdot di = g \cdot dy + \sum g_m \cdot dy \pm 9,816 \cdot \sin \varphi \cdot dy, \quad (1)$$

где g , $\sum g_m$ - соответственно удельные тепlopоступления от горного массива и местных источников тепла, Вт/м; i – энтальпия воздуха; G – весовой расход воздуха в горной выработке, φ – угол падения выработки, y – координата.

Во многих методиках для вычисления энтальпии влажного воздуха используется следующее уравнение

$$i = c_p \cdot t + (r + 1,927 \cdot t) \cdot x. \quad (2)$$

В уравнении (2): c_p - удельная теплоемкость сухого воздуха; r – удельная теплота испарения воды; t , x – температура и влагосодержание воздуха, соответственно.

В большинстве работ [1, 2, 3] применяется линейный закон изменения относительной влажности по длине горной выработки. После преобразований, уравнения (1) и (2) линеаризуются и решаются аналитически. В основу определения теплопритоков от горного массива положена теория нестационарного теплообмена [1], согласно которой удельный тепловой поток, поступающий в выработку пропорционален коэффициенту нестационарного теплообмена (k_τ) и разности температур пород (t_s) и воздуха (t)

$$g = k_\tau (t_s - t). \quad (3)$$

Таким образом, методики прогноза тепловых условий основаны на уравнении теплового баланса, задании тех или иных функций, характеризующих изменение влажностных параметров воздуха по длине горной выработки, и прогнозных уравнений, определяющих общее количество тепла, поступающего в выработку. Аналогичным образом построены и некоторые зарубежные методики, например [4].

За последние годы развитие вычислительной техники и математического обеспечения ЭВМ позволяет применить новые подходы в описании процессов формирования тепловлажностных условий в горных выработках. При построении модели использованы экспериментальные закономерности, подтвержденные целым рядом отечественных и зарубежных авторов.

1. Основная часть тепла, поступающая к вентиляционному воздуху в горных выработках, воспринимается в скрытом виде за счет испарения влаги. Доля скрытых тепловыделений для различных выработок составляет от 70 до 90÷95% общего количества поступающего тепла.

2. Известно, что приращения энтальпии (Δi) и влагосодержания (Δx) влажного воздуха в горных выработках имеют тесные корреляционные связи и соответствующие закономерности характеризуются линейными уравнениями вида

$$\begin{aligned} \Delta i &= a \Delta x + b, \\ \Delta x &= a_1 \Delta i + b_1, \end{aligned} \quad (4)$$

где Δi , Δx – соответственно, приращения энтальпии и влагосодержания влажного воздуха на достаточно протяженном участке горной выработки; a , b – постоянные коэффициенты, зависящие от вида горной выработки и тепловлажностных параметров воздуха.

Многие авторы для различных горных выработок приводят параметры уравнений (4), определенные путем обработки шахтных экспериментальных данных [5, 7, 8]. Обычно коэффициенты корреляции для уравнений (4) доста-

точно высоки и лежат в пределах 0,85 – 0,97. В работе [5] для шахт Донбасса определены параметры уравнений (2.4), которые равны: для воздухоподающих выработок $a_1 = 0,270 \frac{\kappaДж}{кг}$, $b_1 = 0,21 \frac{\kappaДж}{кг}$; для очистных выработок $a_1 = 0,296$, $b_1 = 0,16$; для вентиляционных выработок $a_1 = 0,326$, $b_1 = -0,04$. В работе [7] для очистных выработок с охлаждением и без охлаждения воздуха рекомендованы следующие параметры уравнения (4): $a = 3,285$, $b = 2,223$ или $a_1 = 0,252$, $b_1 = 0,062$.

3. Многими исследователями экспериментально подтверждается факт зависимости массообменного числа Нуссельта от тепловлажностных и аэродинамических условий в горных выработках. Соответствующая закономерность характеризуется уравнением [6, 9]

$$Nu_D = A \cdot Re^m \cdot \rho^{-n}, \quad (5)$$

где $Re = \frac{v \cdot d}{\nu}$ - число Рейнольдса; $Nu_D = \frac{\beta \cdot d}{D}$ - массообменное число Нуссельта; $\rho = \frac{P_s - P_n}{B}$ - массообменный параметр. Здесь β коэффициент массоотдачи; v, d - средняя скорость воздуха и эквивалентный диаметр горной выработки; P_s, P_n - парциальное давление водяных паров на поверхности выработки и в воздушном потоке; B - атмосферное давление; D, ν - коэффициенты молекулярной диффузии и кинетической вязкости воздуха.

Значения постоянной m обычно принимают для основных горных выработок равным 0,8, а для очистных выработок – 0,6. Значение постоянной n многие авторы принимают равным 0,5, имеются также экспериментальные работы, где величина n определена в диапазоне 0,22 ÷ 0,53, в зависимости от вида горной выработки [6].

4. Важным показателем формирования процессов массообмена в горной выработке является гипотеза о значении парциального давления водяных паров на стенке выработки. Обычно используют различные гипотезы о значении парциального давления водяных паров на стенке. Чаще всего принимают парциальное давление водяных паров на стенке равным давлению насыщенных паров при температуре стенки $P_{n,s} = P_H(t_s)$.

Среднюю температуру поверхности в воздухоподающих и вентиляционных выработках обычно принимают равной средней температуре воздуха по сухому термометру $t_s = t$. Среднюю температуру поверхности в лавах можно принять в соответствии с уравнением $t_s = -2,54 + 0,258 \cdot t_p + 0,807 \cdot t$ согласно [6], где t_p – температура пород.

Возможно, определение величины t_s согласно теории нестационарного теплообмена [1] с учетом времени существования выработки.

Для прогноза тепловлажностного состояния воздуха в горной выработке используем уравнение массового баланса, которое для экспериментального участка выработки dy имеет вид:

$$V \cdot d\rho_n = \beta \cdot (\rho_H(t_s) - \rho_n) \cdot U \cdot dy \quad (6)$$

Здесь $V = v \cdot S$ - объемный расход воздуха в выработке; U, S - периметр и сечение выработки; y - продольная координата; $\rho_H(t_s), \rho_n$ - плотность насыщенного водяного пара при температуре поверхности выработки и плотность водяного пара в потоке воздуха.

Указанные закономерности позволили разработать следующую математическую модель формирования процессов теплообмена в горных выработках глубоких шахт. Основой модели является преобразованное к безразмерному виду уравнение массового баланса (6) вида

$$\frac{d\Theta_n}{d\eta} = 2 \frac{Nu_D}{Sc Re} (\Theta_H(t_s) - \Theta_n); \quad \eta = 0 \quad \Theta_n = 0, \quad (7)$$

где $\eta = \frac{y}{R_0}$; $d = 2R_0$; Sc - число Шмидта; $\Theta_n = \rho_n - \rho_0$; $\Theta_H(t_s) = \rho_H(t_s) - \rho_0$.

Зависимость (7) дополним закономерностями (4) и (5), а также следующими термодинамическими соотношениями для влажного воздуха

$$i = 1,005 \cdot t + (2500 + 1,927 \cdot t) \cdot x; \quad x = 0,622 \frac{P_n}{B - P_n}; \quad (8)$$

$$P_n = \rho_n \cdot R_n \cdot (t + 273); \quad \varphi = P_n / P_H(t); \quad (9)$$

$$P_H(t) = 1,675 \cdot 10^{11} \cdot \exp\left(-\frac{5300}{273 + t}\right); \quad (10)$$

где $P_n, P_H(t)$ - парциальное давление водяного пара и насыщенного водяного пара в атмосферном воздухе при температуре t ; $R_n = 461,43 \frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{K}}$ - индивидуальная газовая постоянная водяного пара.

Приведенная модель является нелинейной гибридной системой, т.к. состоит из ряда алгебро-дифференциальных уравнений и может быть решена численно. Для решения системы уравнений разработана имитационная модель с использованием объектно-ориентированной технологии, позволяющая применять для описания процессов стандартные блоки и функциональные схемы (Matlab – Simulink). Компьютерная модель реализована в среде визуального моделирования Simulink. Структура модели для очистной выработки выработки в виде графической блок-диаграммы Simulink представлена на рисунке 1. Компьютерные модели настраивались для конкретных глубоких шахт. Проверка адекватности разработанной модели осуществлялась по экспериментальным данным МакНИИ, собранным по глубоким шахтам в 1980-1996 гг.

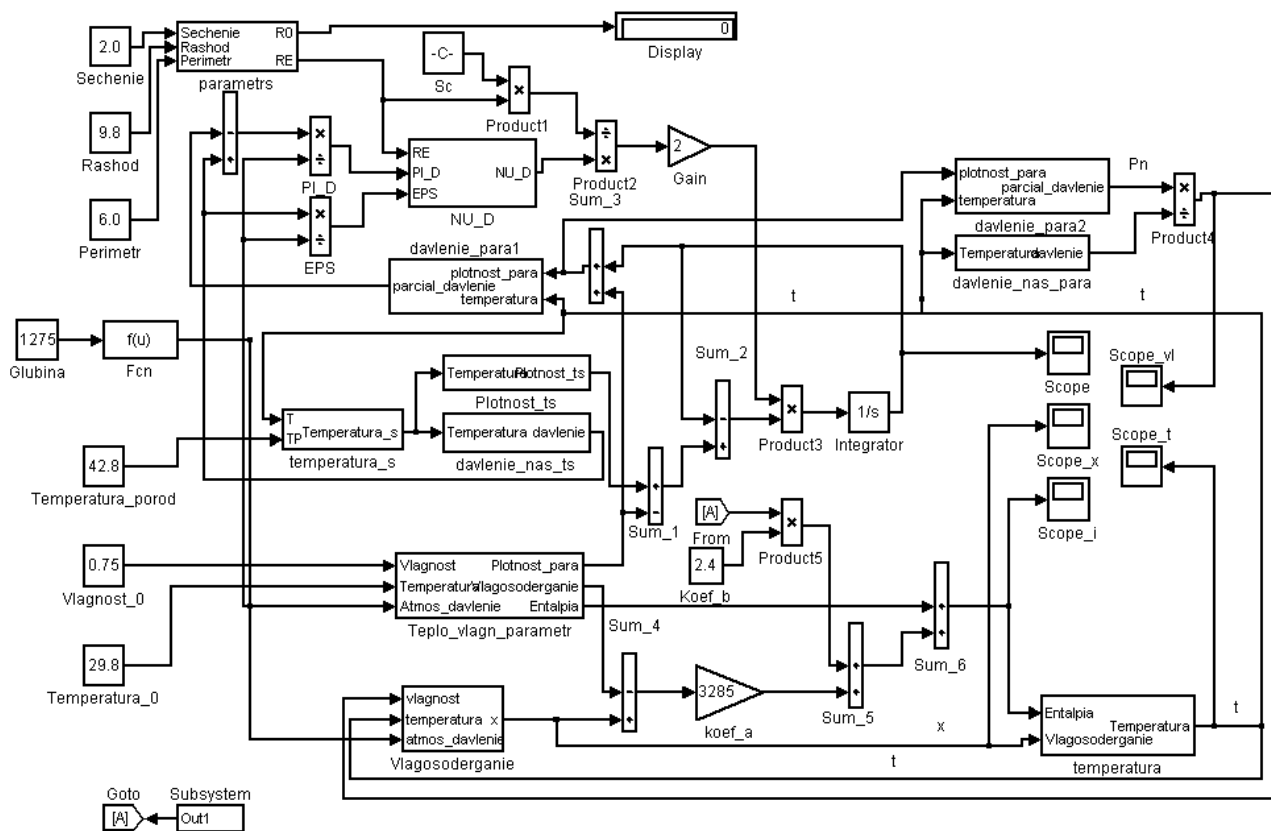


Рис. 1. Блок-диаграмма компьютерной модели “Очистная выработка”

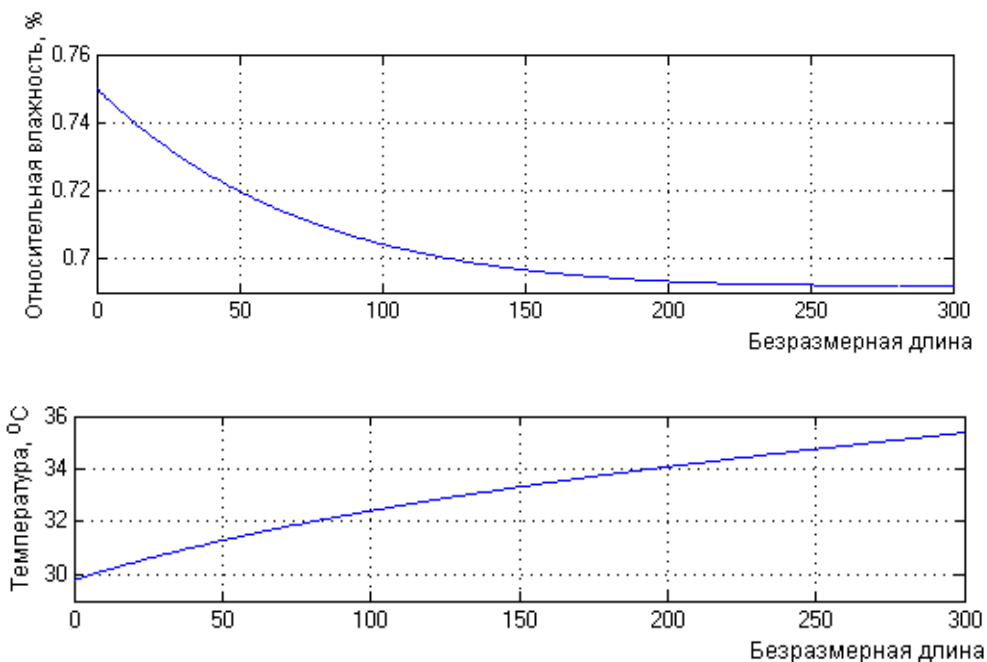


Рис. 2. Графики изменения тепловлажностных параметров воздуха для 7 лавы Центрального блока шахты Шахтерская-Глубокая.

Безразмерная длина выработки на рисунке 2 равна $\eta = \frac{L}{R_0}$, где L -

длина лавы.

На рисунке 2 приведены графики изменения тепловлажностных параметров воздуха для 7 лавы Центрального блока шахты Шахтерская-Глубокая. Численный анализ моделей показал, что для очистных выработок характер зависимости изменения влагосодержания от длины выработки обычно линейный, зависимость для энтальпии имеет слабо выраженную нелинейность, зависимости температуры и относительной влажности имеют явно выраженную нелинейность.

После настройки модели выполнен комплекс прогнозных расчетов, который показал хорошую адекватность предложенного метода моделирования. Средняя погрешность определения температуры воздуха на выемочных участках глубоких шахт составляет $0,2 \div 0,3^\circ\text{C}$, влагосодержания $0,4 \div 0,5$ г/кг. Поэтому предложенная модель может быть использована при прогнозе климатических условий на выемочных участках и определении необходимой холодопроизводительности средств охлаждения воздуха.

Литература

1. Щербань А.Н., Кремнев О.А., Журавленко В.Я. Руководство по регулированию теплового режима шахт. - М., Недр, 1977. - 360 с.
2. Единая методика прогнозирования температурных условий в угольных шахтах. - Макеевка-Донбасс, МакНИИ, 1979. - 196 с.
3. Величко А.Е., Дубина П.П., Близнюк В.Г. Анализ методов теплового расчета горных выработок. // "Промышленная теплотехника", 1984, № 1, с.22-30.
4. Voss J. Neue Forschungsergebnisse auf dem Gebiet "Grubenklima". // Gluckauf-Forschungshefte, 1981, 42, Nr.6, S. 241-249.
5. Перепелица В.Г. Научные основы создания нетрадиционного способа охлаждения воздуха и закладки выработанного пространства глубоких шахт. – Дис. на соиск. уч. степени докт. техн. наук. ИГТМ НАН Украины, Днепропетровск. 1999.
6. Бобров А.И., Аверин Г.В. Теоретические основы диффузии тепла, импульса и примеси в горных выработках. - Макеевка-Донбасс: Изд. МакНИИ, 1994. - 260с.
7. Яковенко А.К., Аверин Г.В. Статистический анализ взаимосвязи тепломассообменных процессов в горных выработках. // Физические процессы горного производства. Тепломассообмен в горных выработках и породных коллекторах, Сб. науч. трудов. Л., Изд. ЛГИ, 1985, с. 68-72.
8. Janisitz J. Statistische Auswertung von klimamessungen. // Gluckauf-Forschungshefte, 1979,-№ 6, p. 258-263.
9. Исаченко В.П., Осипова В.А., Сукомел А.С. Теплопередача. - М.: Энергия, 1969. - 440 с.
10. Аверин Г.В., Яковенко А.К., Черниченко А.К. Закономерности тепломассопереноса в горных выработках глубоких шахт. // Матер. 24-межд. Конф. ин-тов по безопасности работ. Ч 2, 1991, с. 340-351.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Бойко В.А.
Поступила в редакцию 03.06.05*

ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ЗАЩИТНЫХ ПОКРЫТИЙ, ОБРАЗУЮЩИХСЯ НА ПЫЛЯЩИХ ПОВЕРХНОСТЯХ ОТВАЛОВ И ШЛАМОХРАНИЛИЩ В РЕЗУЛЬТАТЕ ОБРАБОТКИ ИХ ПРИРОДНЫМИ ОРГАНИЧЕСКИМИ СОЕДИНЕНИЯМИ

Приведены результаты исследований по закреплению пылящих поверхностей отвалов и шламохранилищ природными органическими соединениями.

Наведені результати досліджень по закріпленню пилючих поверхонь відвалів та шламосховищ природними органічними сполуками.

The result research dust depression on the surface rock destruction with use the natural organic solution.

На горнорудных предприятиях поверхности стационарных объектов, таких как отвалы, шламохранилища, склады сыпучих пород, являются источником интенсивного пылевыведения в атмосферу.

Украинским государственным НИИ безопасности труда и экологии в горнорудной и металлургической промышленности (НИИБТГ) установлено, что интенсивность пылевыведения с поверхности отвалов достигает $9,8 \text{ мг/с} \cdot \text{м}^2$ [1], а с поверхности шламохранилищ - $1800 \text{ мг/с} \cdot \text{м}^2$ [2].

Выделившаяся с поверхностей пыль распространяется на большие расстояния, загрязняя атмосферу рабочих зон предприятий, а также окружающих территорий.

В связи с этим, решение проблемы борьбы с пылью, выделяющейся с поверхностей отвалов, шламохранилищ, складов сыпучих материалов, является важной и актуальной.

Решение этой проблемы и выполнение соответствующей работы связано с государственными научно-техническими программами с приоритетных направлений развития науки и техники на 2002-2006 г.г. в части сохранения окружающей природной среды и стабильного развития, утвержденными постановлением Кабинета Министров Украины от 24.12.2001 г. №1716, и с отраслевой программой улучшения состояния безопасности, гигиены труда и производственной среды Минпромполитики Украины на 2002-2005 г.г.

Известен способ закрепления пылящих поверхностей с использованием латексов [1]. Однако, это основной продукт для получения различных синтетических материалов и, к тому же, на Украине отсутствуют крупные заводы по производству синтетического каучука. Кроме того, стойкость образовавшихся защитных покрытий, во времени, не превышает одного года.

В последнее время НИИБТГ разработан способ агрохимического закрепления пылящих поверхностей [3]. Согласно этому способу, пылящая поверхность подвергается однократной обработке природными органическими соединениями – полисахаридами или лигносульфанатами. В качестве полисахаридов целесообразно использовать патоку зеленую и экстракт кукурузный, являю-

щихся побочными продуктами крахмалопаточных комбинатов; мелассу свекловичную, являющуюся побочным продуктом сахарных заводов. В качестве лигносульфанатов необходимо использовать сульфатное мыло, являющееся побочным продуктом целлюлозно-бумажных комбинатов. После обработки пылящих поверхностей одним из указанных растворов, обеспечивается предотвращение пылевыведения с поверхностей в течение всего дальнейшего срока их существования. Это обусловлено следующими факторами. Первые три вещества включают в себя глюкозу и крахмал, а сульфатное мыло – целлюлозу и лигнин. Продукты их разложения являются тем материалом, из которого образуются гуминовые вещества.

Согласно данным Шеффери и Ульриха через 4 – 7 недель начинается процесс разложения глюкозы, крахмала, целлюлозы и лигнина [4]. Следовательно, на пылящих поверхностях через 1 – 2 месяца, после закрепления растворами, содержащими указанные ингредиенты, начинается процесс образования гумуса, который обволакивает пылевидные частицы пород и тем самым связывает их в укрупненные агрегаты. В результате, происходит предотвращение или значительное снижение пылевыведения с поверхностей после однократной их обработки полисахаридами или лигносульфанатами.

Нерешенной частью в общей проблеме является то, что не установлены граничные концентрации и расходы полисахаридов и лигносульфанатов для областей долгосрочного и краткосрочного закрепления пылящих поверхностей, не определена стойкость закрепленных поверхностей во времени, не установлена способность поверхности противостоять разрушающему действию воды, т. е. атмосферным осадкам.

Установление граничных концентраций и расходов указанных растворов на закрепление пылящих поверхностей важно с экономической, а также технической точек зрения. Некоторые поверхности необходимо закреплять на непродолжительное время, так как они могут быть подвергнуты дальнейшей эксплуатации. В то же время, например, поверхности отвалов карьеров Кривбасса необходимо закреплять растворами с высокой концентрацией и большим удельным расходом на единицу поверхности. Это обусловлено тем, что рост отвалов по вертикали практически полностью отсутствует. Если в дальнейшем и будет осуществляться отсыпка очередного яруса отвала, то однозначно сотни гектаров поверхности многие годы будут находиться в обнаженном состоянии.

В связи с этим, важно оценить стойкость защитного покрытия на поверхности во времени и его устойчивость против разрушающего действия воды.

Целью статьи является расширение исследований физико-механических свойств защитных покрытий на пылящих поверхностях, образованных природными органическими соединениями, в зависимости от типов, расходов и концентраций растворов и установление области их дальнейшего использования для предотвращения пылевыведения с поверхностей стационарных объектов предприятий горно-металлургического комплекса.

Исходя из цели, в работе решались следующие задачи:

- определение оптимальных концентраций и расходов указанных растворов для областей краткосрочного и долгосрочного закрепления пылящих поверхностей;
- исследование образовавшихся на пылящих поверхностях защитных покрытий на климатическое старение;
- определение стойкости закрепленных поверхностей к разрушающему действию воды.

Критерием определения закрепляющей способности органических природных соединений является стойкость закрепленной поверхности к ветровой и водной эрозии и механическая прочность образовавшихся покрытий.

Для исследований были приняты водные растворы органических природных соединений концентрации 5%, 10%, 25%, 50%, а также товарный продукт, с обозначенной на графиках концентрацией равной 100%. Удельный расход водных растворов на закрепление пылящих поверхностей был принят равным 1; 2; 3; 4; 5 л/м². Для исследований были приняты мелкодисперсные частицы горных пород фракции 0 – 100 мкм. Эти породы засыпались в кюветы диаметром 50 мм и высотой 10 мм, и при помощи специального распылителя осуществлялось увлажнение модели пылящей поверхности с заданным удельным расходом. Таким образом, были получены модели закрепленных пылящих поверхностей. После этого модели закрепленных поверхностей устанавливались в климатическую камеру стенда [5] и при температуре воздуха 25 °С и скорости воздушного потока равного 3 м/с высушивались до постоянного веса. В стенде моделировались климатические параметры, характерные для сухого жаркого периода года в условиях Кривбасса. Источником светового и теплового излучения в стенде приняты дроссельно-ртутные лампы типа ДРЛ, мощностью 500 Вт и 250 Вт, спектр которых наиболее близкий к солнечному. Стенд снабжен вентилятором, который позволяет создавать в климатической камере различную скорость движения воздушных потоков.

Исследования закрепленных поверхностей на стойкость к ветровой эрозии осуществлялись в климатической камере стенда путем обдувания их воздушным потоком со скоростью 20 м/с в течение 300 с. По разности масс образцов до обдувания и после определялась удельная сдуваемость пыли (мг/с·м²) по выражению:

$$W = (P_1 - P_2) / S \cdot t ,$$

где P_1 – масса образцов породы до обдувания, мг; P_2 – масса образцов породы после обдувания, мг; S – площадь закрепленной поверхности, м²; t – время обдувания, с.

Исследования механической прочности корки на закрепленной поверхности проводились методом продавливания ее иглой диаметром 3 мм на специальном приборе. При этом фиксировалось значение силы, при которой происходило разрушение корки. Затем путем деления этой величины на площадь сечения иглы определялась величина механической прочности корки на продавливание (МПа).

Исследования стойкости покрытий к разрушающему действию воды проводились следующим образом. Высушенные до воздушно-сухого состояния образцы в кюветках погружались мгновенно в воду на 24 часа. Известно, что в воздушно-сухих образцах грунтов все поры заняты воздухом и при быстром их погружении в воду она устремляется по капиллярам, не оставляя свободного выхода для воздуха. При этом зажатый воздух стремится разорвать агрегат на части. Поэтому исследуемые образцы находятся в экстремальных условиях. Если после пребывания в воде закрепленная поверхность не была нарушена, то корка обладала хорошей устойчивостью. После извлечения образцов из воды, они отстаивались, высушивались в камере стенда до воздушно-сухого состояния и, затем проводились исследования механической прочности корки.

Исследования на климатическое старение защитных покрытий проводились по методикам, изложенным в ГОСТе 9.707-81 «Единая система защиты от коррозии и старения. Материалы полимерные. Методы ускоренных испытаний на климатическое старение». Исследования выполнялись для климатических условий Кривбасса. Все необходимые климатические параметры района испытаний принимались по ГОСТу 16350-80 «Климат СССР. Районирование и статистические параметры климатических факторов для технических целей». В качестве характерного показателя старения принят предел прочности покрытия на продавливание. Следует отметить, что указанные ГОСТы в настоящее время являются межгосударственными.

Испытания, имитирующие воздействие на защитные покрытия положительных температур воздуха, проводились следующим образом. Определялось исходное значение предела прочности покрытия на продавливание. Затем образцы покрытия помещались в климатическую камеру и выдерживались при температуре +65 °С. Согласно ГОСТу 16350-80 это есть абсолютный максимум температуры почвы, наблюдаемый в исследуемом районе. Продолжительность выдерживания образцов, эквивалентная продолжительности воздействия положительной температуры на защитные покрытия в течение одного года, вычислялась по формуле из указанного ГОСТа:

$$\lg \tau_y = \lg \tau_{xp} + \frac{E}{2,3R} \left(\frac{1}{T_n} - \frac{1}{T_s} \right),$$

где τ_y , – продолжительность испытаний, ч; T_n - температура воздуха во время испытаний, К; τ_{xp} – продолжительность пребывания защитных покрытий в условиях положительных температур в течение года, часов (согласно ГОСТу 16350-80, τ_{xp} принимается 257,7 суток, т. е. 6184,8 часов); $E=41,868 \cdot 10^3$ Дж/моль; $R = 8,319$ Дж/моль·К; T_s – эквивалентная температура, установленная для значения E по приложению 5 ГОСТа 9.707-81, принята равной 284 К.

Расчеты показали, что продолжительность испытаний должна составлять 301 час. В процессе старения периодически через 40, 80, 120, 160, 200, 240, 267 часов проводился съем образцов и определялся показатель прочности. Через 301 час испытания заканчивались, и окончательно устанавливалось, на ка-

кую величину изменилась прочность покрытия по сравнению со своим первоначальным значением.

Результаты исследований механической прочности защитных покрытий, представленные на рисунках 1 – 4, показывают, что, начиная с концентрации 25% и выше все указанные растворы, после высыхания на пылящих поверхностях, способны образовывать корку. Механическая прочность покрытий зависит от концентрации растворов и их расходов. Наиболее высокая механическая прочность характерна для защитных покрытий, которые образуются на пылящих поверхностях в результате обработки их сульфатным мылом. Водные растворы экстракта кукурузного и сульфатного мыла в концентрациях 25% с расходом 2 – 3 л/м², а также патока зеленая и меласса свекловичная в концентрациях не менее 25% и расходе не менее 3 л/м² могут быть использованы для закрепления пылящих поверхностей. Однако, как видно из графиков на рисунках 1-4, их механическая прочность резко падает после воздействия на них воды. Поэтому срок эффективного закрепляющего действия может составить от нескольких недель до нескольких месяцев, в зависимости от интенсивности осадков.

При повышении концентрации всех растворов до 50% механическая прочность покрытий резко возрастает, а после их нахождения в воде незначительно снижается.

Результаты исследования показали, что все природные органические соединения в товарном виде (на графиках их кривые обозначены в концентрации 100%) могут быть использованы для закрепления пылящих поверхностей. Однако целесообразность использования их в товарном виде на закрепление поверхностей должна быть обоснована технико-экономическими расчетами. Сульфатное мыло в товарном виде для закрепления пылящих поверхностей использовать нецелесообразно, так как образовавшаяся корка растрескивалась.

Все рассмотренные растворы в концентрациях 5 – 10% прочной корки не образуют, хотя способствуют образованию укрупненных пылевых агрегатов на поверхности, которые в значительно меньшей степени склонны к взметыванию в атмосферу.

Результаты исследований, представленные на рисунках 5 – 8, показывают, что защитные покрытия, образованные растворами природных органических соединений, способны противостоять интенсивной ветровой эрозии при скорости воздушного потока 20 м/с. Наибольшей противозэрозионной способностью обладают защитные покрытия, образованные сульфатным мылом.

Исследования на климатическое старение показали, что за исследуемый период механическая прочность корки практически не изменилась. Расхождения в полученных значениях прочности находились в пределах среднеарифметической ошибки.



Рис.1. График зависимости механической прочности покрытий, образованных экстрактом кукурузным, от его расхода и концентрации

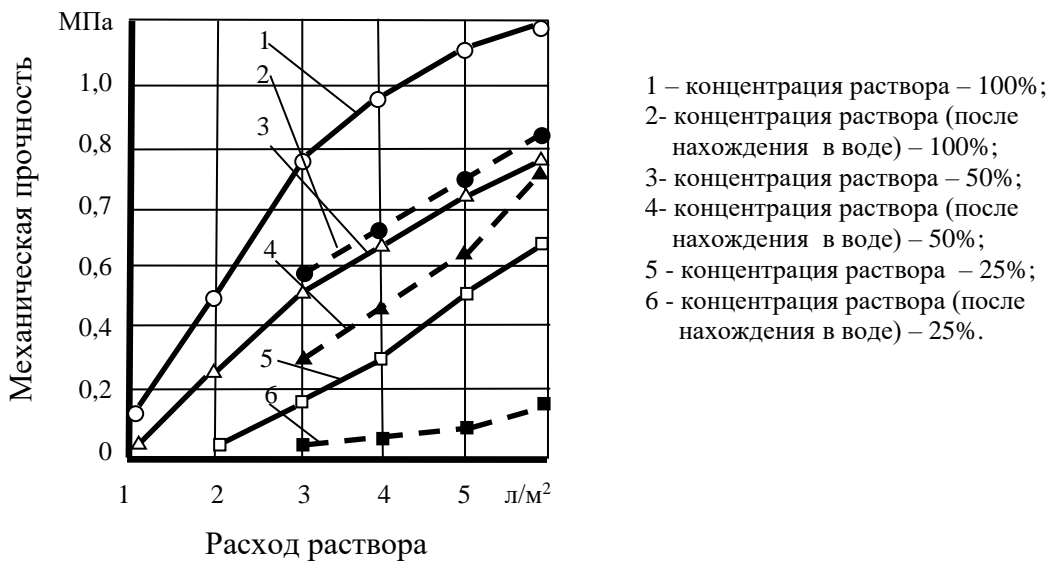


Рис.2. График зависимости механической прочности покрытия, образованного патокой зелёной, от её расхода и концентрации

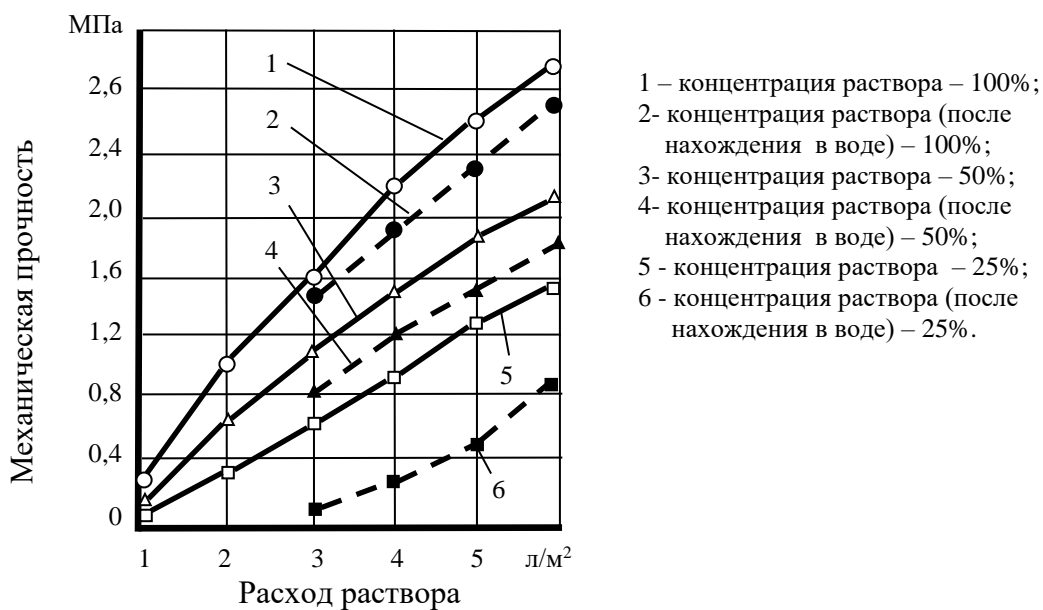


Рис.3. График зависимости механической прочности покрытий, образованных сульфатным мылом, от его расхода и концентрации



Рис.4. График зависимости механической прочности покрытий, образованных мелассой свекловичной, от её расхода и концентрации

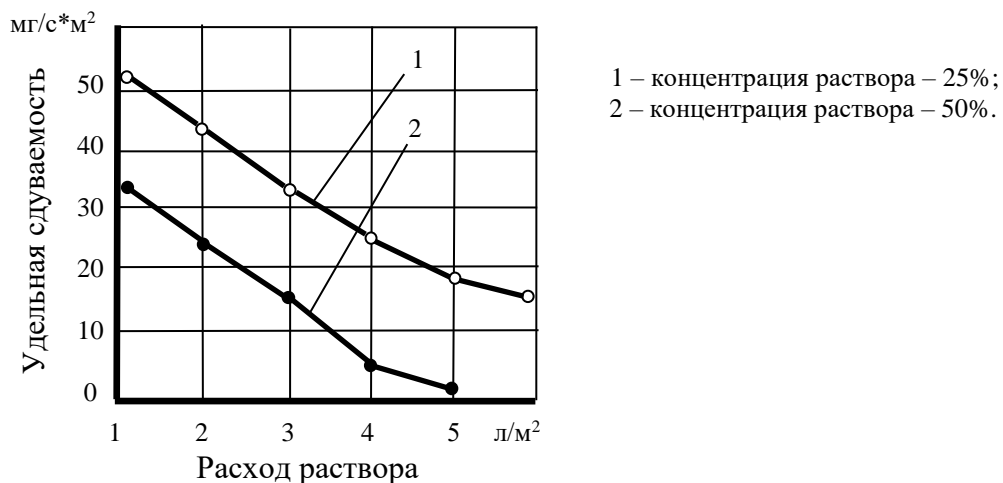


Рис.5. График зависимости удельной сдуваемости с пылящих поверхностей, закреплённых экстрактом кукурузным, от его расхода и концентрации

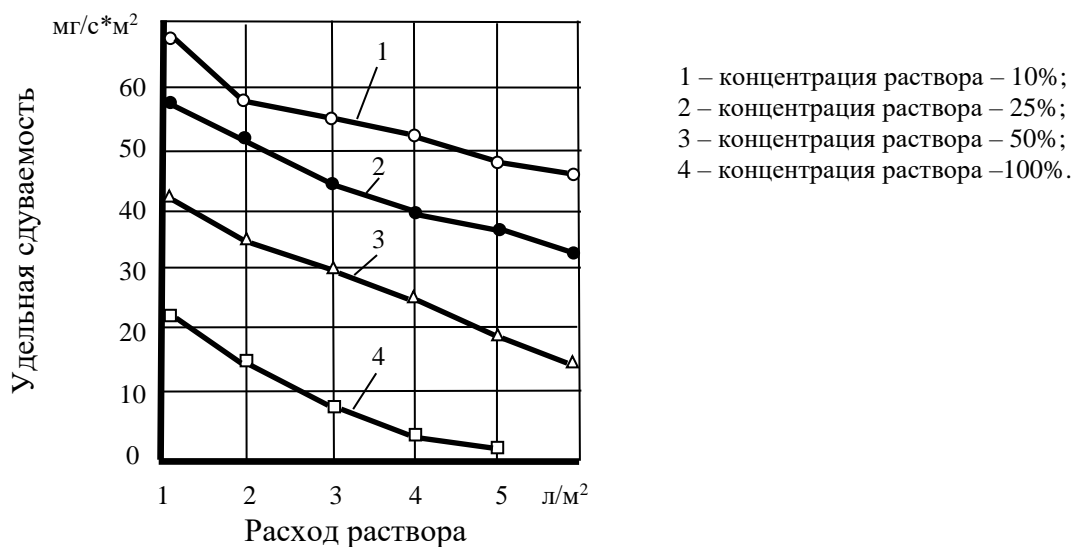
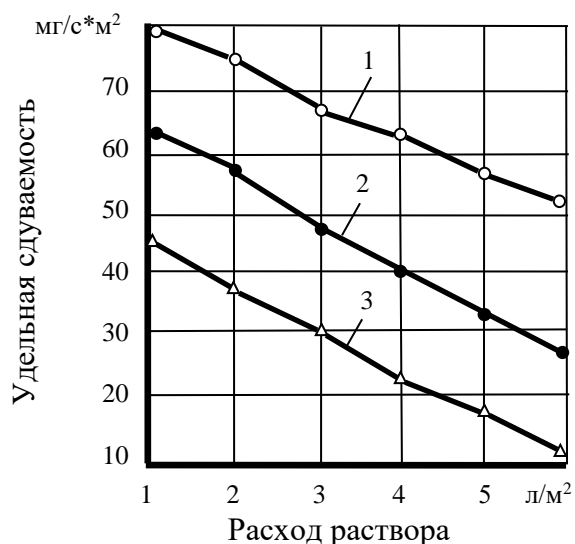
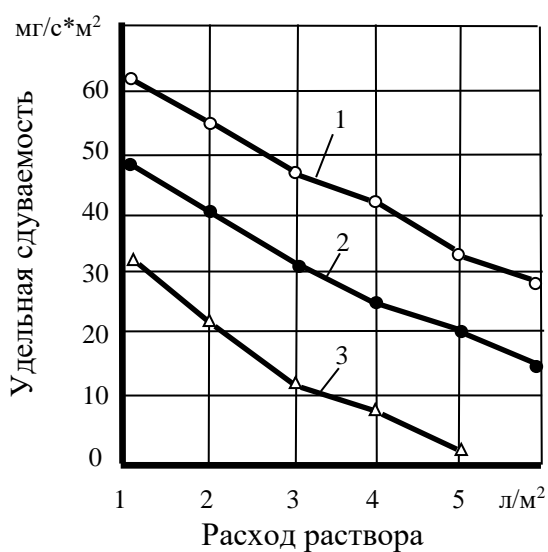


Рис.6. График зависимости удельной сдуваемости с пылящих поверхностей, закреплённых патокой зелёной, от её расхода и концентрации



- 1 – концентрация раствора – 5%;
- 2 – концентрация раствора – 10%;
- 3 – концентрация раствора – 25%.

Рис.7. График зависимости удельной сдуваемости с пылящих поверхностей, закрепленных сульфатным мылом, от его расхода и концентрации



- 1 – концентрация раствора – 10%;
- 2 – концентрация раствора – 25%;
- 3 – концентрация раствора – 50%.

Рис.8. График зависимости удельной сдуваемости с пылящих поверхностей, закрепленных мелассой свекловичной, от её расхода и концентрации

Совместный анализ результатов исследований позволил установить, что оптимальная концентрация растворов на закрепление пылящих поверхностей природными органическими соединениями составляет 25 – 50% с расходом не менее 3 – 4 л/м².

Патока зеленая и экстракт кукурузный в концентрациях 25%, 50% и в товарном виде с расходом около 3 л/м² были использованы для закрепления пылящих поверхностей шламохранилищ Южного и Новокриворожского ГОКов [3]. Результаты промышленных исследований показали, что после обработки

пылящих поверхностей указанными растворами на них образуется механически прочная корка. Наблюдения показали, что через год защитная корка не сохранилась, однако мелкодисперсные частицы на поверхности были сложены плотным слоем. В этот слой были внесены семена травы, которая густо проросла и развивалась весь сезон. Это подтверждает тот факт, что указанные закрепители образуют в последствии плодородный защитный слой. На участках, необработанных растворами, после посева трава не возшла.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем. Получены графические зависимости механической прочности, образующихся защитных покрытий на пылящих поверхностях от типа, концентрации и расхода закрепителя. Установлено, что полисахариды – патока зеленая, экстракт кукурузный и меласса свекловичная, а также сульфатное мыло образуют механически прочную корку на пылящих поверхностях при концентрациях 25 – 100%. Они могут быть использованы для долгосрочного закрепления. Патока зеленая в концентрациях 10 – 25%, а все остальные растворы в концентрациях 5 – 10% могут быть использованы для краткосрочного закрепления от нескольких недель до нескольких месяцев. Оптимальные расходы растворов для закрепления пылящих поверхностей должны составлять 3 – 4 л/м². Образовавшиеся защитные покрытия не поддаются климатическому старению при воздействии на них высоких положительных температур воздуха.

Однократная обработка пылящих поверхностей позволяет предотвратить интенсивное выделение пыли с них в течение всего дальнейшего срока существования поверхности. При высоких скоростях ветра более 5 – 7 м/с может иметь место незначительное пылевыведение с поверхности.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на поиск добавок к природным органическим соединениям, которые способны усилить механическую прочность покрытий и стойкость к водной эрозии, а также полностью предотвратить выделение пыли с поверхностей стационарных объектов, сложенных мелкодисперсными частицами пород.

Литература

1. Борьба с пылью на открытых горных работах / А.И. Лобода, Б.Н.Ребристый, В.Ю.Тищук и др. – К.: Техника. - 1989. - 152 с.
2. Бересневич П.В., Кузьменко П.К., Неженцева Н.Г. Охрана окружающей среды при эксплуатации хвостохранилищ. – М.: Недра. - 1993. – 128 с.: ил.
3. Тищук В.Ю. Агрохімічний спосіб закріплення пилючих поверхонь на гірничорудних підприємствах // Зб. наук. праць. – Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу. – Вип. 1. – Кривий Ріг. – НДІБПГ. – 1999. – С. 128-133
4. Возбудская А.Е. Химия почвы. – М.: Высшая школа. - 1968. – 427 с.
5. Патент України на винахід. №10882А, МКІ Е21F 5/00. Стенд для дослідження пилоутворюючої здатності розпушених гірничих порід / Тищук В.Ю. Заявл. 28.02.95. Опубл. 25.12.96. Промислова власність. Офіційний бюлетень №4, 1996.

*Рекомендована к публикации д.т.н. А.В. Зберовским
Поступила в редакцию 31.03.05*

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ СЕТИ НА РЕЖИМЫ СОВМЕСТНОЙ РАБОТЫ ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТЫ С ФЛАНГОВОЙ СХЕМОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ

Показано можливість розробленого авторами аналітичного методу розрахунку флангових схем провітрювання шахт на прикладах дослідження впливу величини аеродинамічного опору різних ділянок мережі на режими роботи вентиляторів головного провітрювання.

На примерах исследования влияния величины аэродинамического сопротивления различных участков сети на режимы работы вентиляторов главного проветривания показаны возможности разработанного авторами аналитического метода расчета фланговых схем проветривания шахт.

Capability of developed by authors method for analytical calculation of mines flank ventilation networks have been illustrated. An influence of aerodynamic resistance magnitudes of different branches of network changes upon regimes of mine ventilators operation have been investigated.

По мере выемки полезных ископаемых горные работы уходят на более глубокие горизонты, что влечет за собой усложнение схем проветривания, возрастание аэродинамического сопротивления сети, а на газовых шахтах также рост газообильности горных выработок и необходимость увеличивать подачу воздуха в шахту даже при неизменном уровне добычи угля. В соответствии с общеизвестной зависимостью между перепадом давления, необходимым для проветривания шахты, подачей воздуха в шахту и аэродинамическим сопротивлением сети $h = R \cdot Q^2$ видно, что изменение аэродинамического сопротивления сети R и расхода воздуха в сети Q неизбежно ведут к росту требуемого для ее проветривания перепада давления h . Даже в случае сохранения неизменной величины сечения горных выработок и их удельного сопротивления аэродинамическое сопротивление сети возрастает вследствие увеличения длины выработок. Понятно, что изменение сопротивления сети в меньшей степени влияет на депрессию шахты, чем изменение расхода воздуха, но снизить расход воздуха без снижения уровня добычи часто оказывается невозможным. Поскольку мощность на валу двигателя вентилятора определяется произведением подачи воздуха на перепад давления, то для обеспечения экономичности вентиляции необходимо стремиться обеспечить достаточную для проветривания шахты или рудника подачу воздуха при минимальных перепадах давления работающих на сеть вентиляторов. Для снижения величины потерь давления всегда стараются уменьшить количество воздуха, протекающего по каждому направлению, для чего используется разделение струй на параллельные потоки. Как правило, для этого приходится проводить дополнительные выработки, частично изменяя схему проветривания. Исходя из необходимости подогрева воздуха зимой и охлаждения в летнее время (для глубоких шахт) потребовалось по возможности объединить подачу воздуха в шахту на стволе в центре шахтного поля, а для разделения струй и снижения сопротивления шахтной сети

расположить вентиляторы на стволах (шурфах) на крыльях шахт или рудников на исходящих струях. Упрощенная двухфланговая схема проветривания с минимальным количеством выработок, используемая в качестве примера для дальнейших выкладок, приведена на рисунке 1.

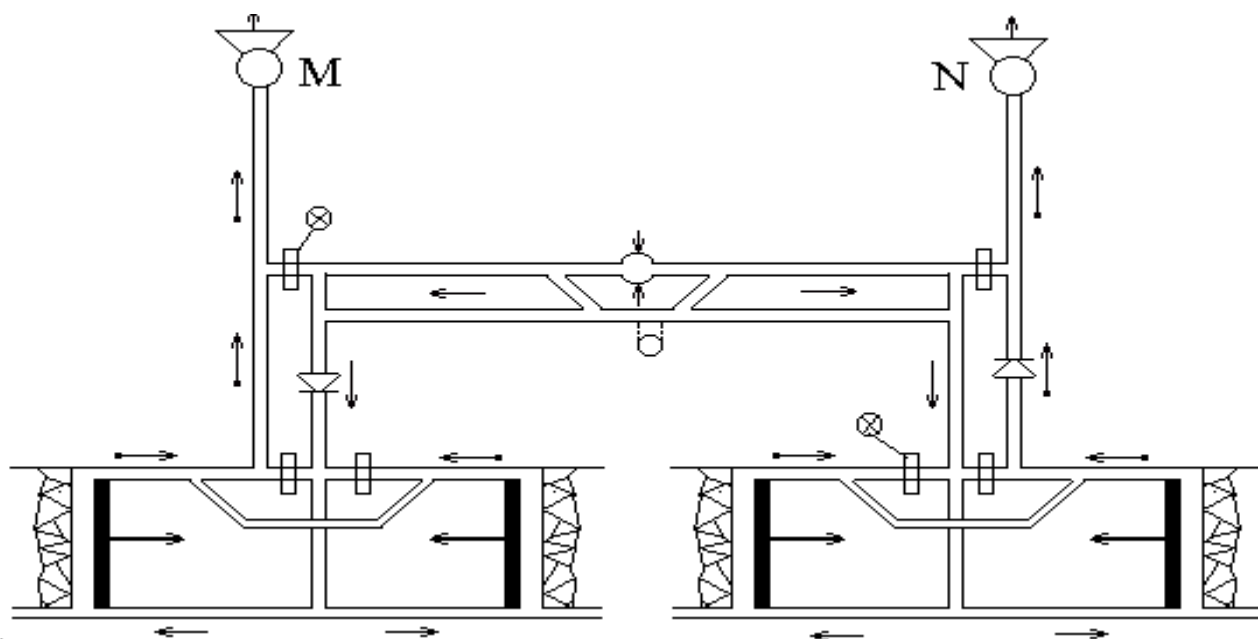


Рис.1. Упрощенная схема сети выработок двухфланговой схемы проветривания

Фланговые схемы обладают многими достоинствами, среди которых, кроме уже упоминавшихся выше меньшей величины аэродинамического сопротивления и меньшей депрессии, обеспечивающих экономичность вентиляции по расходу электроэнергии на проветривание, также значительно меньшие, по сравнению с центральной схемой, внутришахтные утечки воздуха и повышенная безопасность из-за наличия дополнительных запасных выходов из шахты на дневную поверхность.

Однако применение этих схем проветривания влечет за собой и некоторые усложнения и затруднения, среди которых необходимость применения большего количества вентиляторов главного проветривания, необходимость прокладки дополнительных линий электропитания удаленных от главного поверхностного комплекса вентиляторов главного проветривания, усложнение маневров вентиляции в аварийных условиях при применении реверсивного проветривания и усложнение расчетов нормальных режимов проветривания и их регулирования. Отсутствие простой инженерной методики расчета воздухо-распределения в шахтной вентиляционной сети и управления режимом проветривания в аварийных условиях вынуждает использовать применяющийся уже почти столетие графоаналитический метод расчета, а с развитием электронной вычислительной техники - различные приближенные методы расчета. Обще-принятым приемом графоаналитического метода расчета является трансформация фланговой схемы проветривания в параллельную, определение режимов работы вентиляторов при такой схеме проветривания и последующий возврат к

фланговой схеме проветривания. Схема такой трансформации для рассматриваемого соединения приведена на рисунке 2.

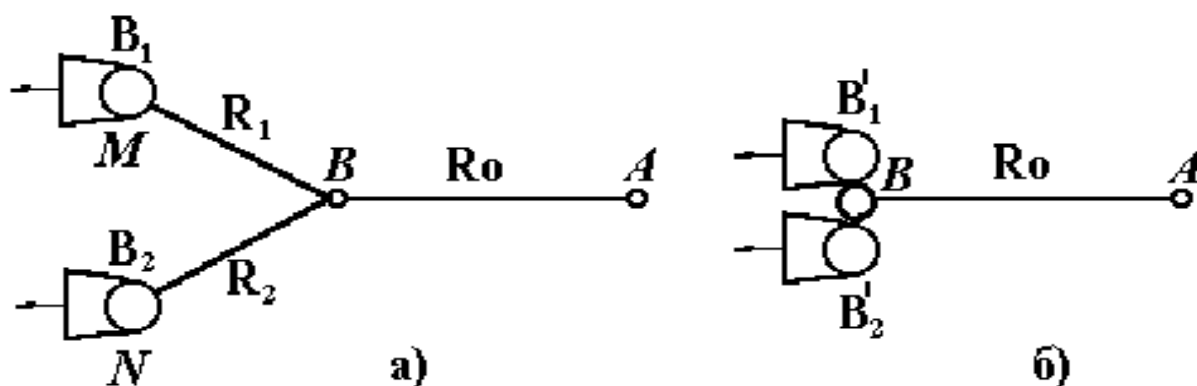


Рис. 2. Последовательность преобразования фланговой схемы в параллельную

Первым этапом решения задачи является приведение реально существующей схемы соединений выработок крыльев шахты (в нашем случае - участков сети от выхода струи в околоствольный двор до каналов вентиляторов) к простым однолинейным соединениям. Никаких затруднений, за исключением случаев, когда на одном или обоих крыльях имеются диагональные соединения, этот этап не представляет, так как определяются эквиваленты последовательных и параллельных соединений, представленные на рис. 2а участками BM и BN с сопротивлениями R_1 и R_2 соответственно. Далее осуществляется условный перенос вентиляторов B_1 и B_2 в точку B , для чего из характеристик вентиляторов B_1 и B_2 вычитаются характеристики участков BM и BN , в результате будут получены характеристики эквивалентных вентиляторов B_1' и B_2' , но расположенных в точке B . Далее находится характеристика эквивалентного им одного вентилятора и определяется режим его работы на сеть с сопротивлением общего участка R_0 (представлено на рис. 2б). Для определения режимов работы вентиляторов осуществляется перенос каждого из них в их исходное положение с соответствующими построениями, ход которых детально представлен и описан в опубликованной нами работе [1]. Представленный там случай является простейшим, но отнюдь не простым для осуществления графоаналитического решения задачи. Ниже перечислены некоторые более сложные случаи, представляющие интерес как для условий нормального режима эксплуатации, так и для управления вентиляцией в аварийных условиях:

- одна из лав переводится в разряд резервных для ремонта комплекса, для чего в соответствии с ПБ требуется уменьшить в нее подачу воздуха на 50%. Регулирование произвести установкой вентиляционного окна на ослабляемой струе, а при наличии механизма поворота направляющего аппарата вентилятора главного проветривания - частичным поворотом его;
- возник пожар в надшахтном здании или в подающем стволе (имеет место различная по величине отрицательная тяга в пределах участка AB);

- возник пожар на свежей струе одного из крыльев - VM или VN (имеет место различная по величине отрицательная тяга, обозначенная знаком диода в левой части рис.1);
- возник пожар на исходящей струе одного из крыльев - VM или VN (имеет место различная по величине положительная тяга, обозначенная знаком диода в правой части рис.1);
- произошло частичное обрушение выработки одного из крыльев (имеет место изменение аэродинамического сопротивления одного из направлений вентиляционной сети при отсутствии аварийной тепловой тяги);
- нарушена перемычка либо вентиляционная дверь на выработке между свежей и исходящей струей (имеет место частичное закорачивание струи на одном из флангов, обозначенное в левой части на рис.1 крестиком в кружочке).

Перечень требующих решения вариантов прикладных задач вентиляции может быть продолжен. Читателю, знакомому с порядком разработки “Плана предупреждения и ликвидации аварий”, известно, что многие из этих вопросов являются подводными камнями, которые разработчик “Плана...” пытается обойти, принимая решения интуитивно либо по аналогии, и только в редких случаях – на основе весьма трудоемких графоаналитических построений, требующих значительных затрат времени на их выполнение. К сожалению, при проведении таких построений для аварийных случаев, связанных с учетом влияния тепловой тяги, даже высококвалифицированные специалисты горноспасательной службы допускают ошибку, приписывая по неведению или невнимательности аварийному участку вентиляционной сети свойства активного источника, что приводит к получению неверных результатов расчета. Аэродинамическое сопротивление любого участка вентиляционной сети может иметь различную, но всегда положительную величину, поскольку по своей природе не может быть отрицательным. Эта ошибка встречается в публикациях и даже в диссертационных работах и приводит в конечном итоге к искажению результатов расчетов, а в условиях реализации мероприятий по ликвидации аварии на конкретном объекте может привести к трагическим последствиям.

Ниже анализируется влияние изменения аэродинамических параметров сети для трех наиболее часто встречающихся случаев, связанных с нарушением режима проветривания – увеличением аэродинамического сопротивления общей подающей струи, возрастанием аэродинамического сопротивления и частичным закорачиванием свежей струи на исходящую на одном из флангов. Анализ осуществлен на основании результатов расчетов, выполненных с использованием разработанного нами аналитического метода расчета фланговых схем проветривания. Сведения о параметрах вентиляционной сети приведены в табл.1.

Расчеты произведены с применением программы, написанной в Бейсике-Турбо, поскольку он наиболее просто позволяет осуществить варианты расчеты. В нашем случае принятый диапазон изменения сопротивления разбит еще на 10 одинаковых участков. Результаты расчетов сведены в таблицы, а табличные результаты для наглядности обработаны в *Excel-7* и представлены в виде графиков изменения определяемых параметров в функции изменяемой величины.

Таблица 1

Наименование участка сети	Обознач. на графиках	Аэродин. сопро-т., кило-мюрг	Диапазон измене-ния, киломюрг	Кратность Уменьшения	Характери-стика вентилятора
Общий	R_0	0.002	0 - 0.04	-	-
Левый фланг	R_1	0.025	0 - 0.20	До 5	$h_1 = 650 - 0.04 \cdot Q^2$
Правый фланг	R_2	0.035	0 - 0.28	До 5	$h_2 = 550 - 0.06 \cdot Q^2$

Поскольку в данном случае нас интересует влияние изменения аэродинамических параметров вентиляционной сети на режимы ее проветривания, то на приводимых далее графиках аэродинамическое сопротивление представлено по оси x , а расходы воздуха в подающей ветви и на флангах и соответствующие им перепады давления – по оси y , причем для удобства чтения полученных значений приведены две шкалы координат: слева графика – для перепадов давления, справа – для расходов воздуха.

На рис.3 по оси x отложены дополнительные к исходному аэродинамическому сопротивлению общей ветви R_0 изменения аэродинамического сопротивления общей ветви при неизменных остальных параметрах сети и характеристиках вентиляторов, приведенных в таблице.

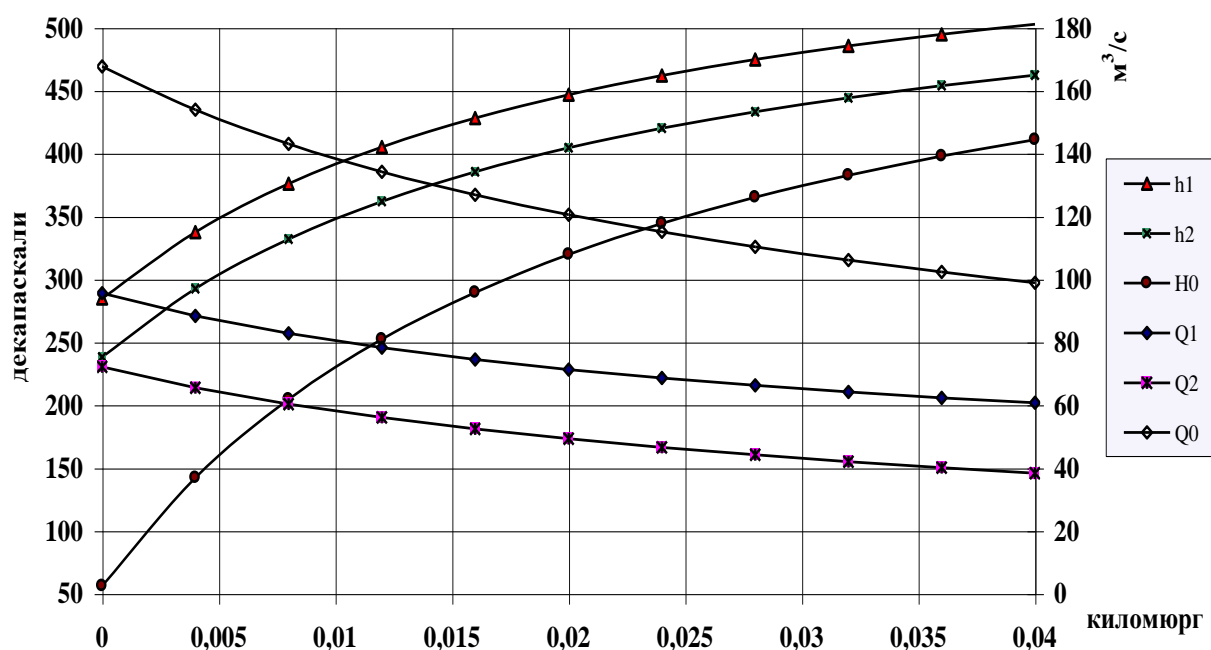


Рис.3. Влияние изменения аэродинамического сопротивления общей ветви

Из приведенных на рисунке графиков следует, что дополнительное возрастание аэродинамического сопротивления общей ветви в пределах 20-кратной величины от исходного не приводит к каким-либо непредвиденным

нарушения проветривания сети: уменьшается подача воздуха в сеть, падают расходы воздуха на флангах, возрастают потери давления на общей ветви и падают на флангах. Зависимость изменяющихся величин друг от друга нелинейная, но в приведенном диапазоне их изменения соблюдаются 1-й и 2-й законы вентиляционной сети и никаких непредсказуемых изменений режимов проветривания сети не происходит. (Конечно, в связи с изменением режимов работы вентиляторов могут ухудшиться коэффициенты их полезного действия, но на данном этапе решения задачи этот вопрос не рассматривается). Понятно, что восстановление исходных величин аэродинамического сопротивления сети приведет к возврату к начальному режиму проветривания сети. Снижение величины аэродинамического сопротивления общей ветви до нуля не рассматривается, так как в реальных условиях такой вариант равноценен полной независимости флангов друг от друга, фланги превратятся в независимые сети. Выводы из графиков рисунка предсказуемы и интуитивно, но решение дает не только картину характера взаимно зависимого изменения параметров режимов участков сети, но и их конкретные величины.

На рис.4 приведены графики изменения расходов и потерь давления при восьмикратном к исходному значению увеличении аэродинамического сопротивления ветви левого фланга. Даже при беглом взгляде на графики изменяемых величин сразу видно, что сравнительно небольшие по отношению к начальному изменения аэродинамического сопротивления левого фланга R_1 приводят к ощутимым изменениям параметров как регулируемой ветви левого фланга, так и параметров общей ветви и правого фланга.

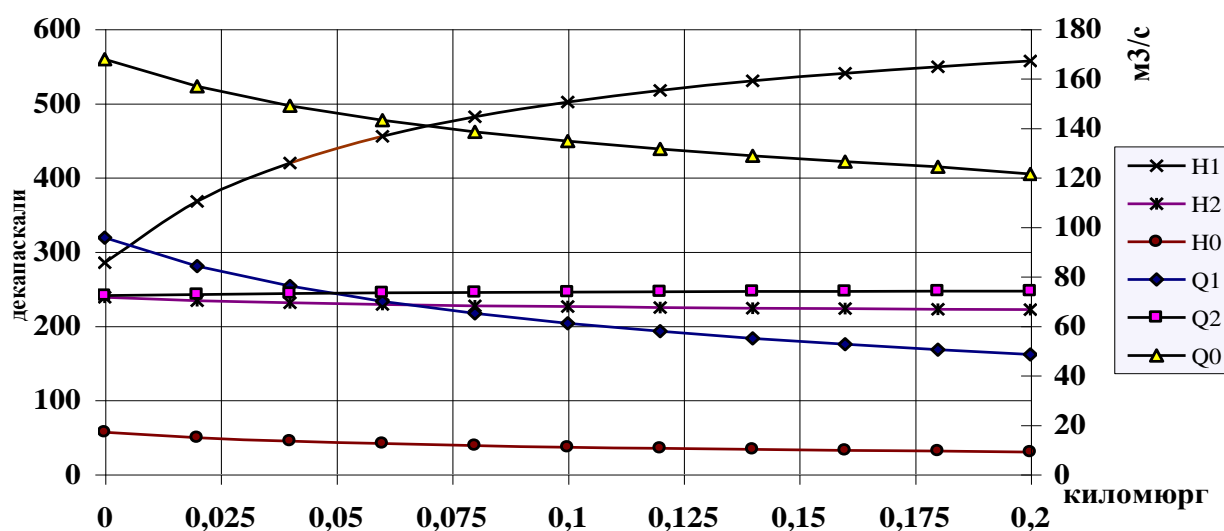


Рис.4. Влияние изменения аэродинамического сопротивления левого фланга

Но при возрастании аэродинамического сопротивления ветви левого фланга в 4-5 раз влияние регулирования ветви левого фланга на остальные ветви существенно падает, что свидетельствует о наличии нелинейной взаимосвязи режимов проветривания шахтной вентиляционной сети. Для выяснения степени влияния параметров фланга на режим проветривания сети в приводимом нами примере вентиляционной сети преднамеренно приняты различные по величине

аэродинамические сопротивления флангов и соответствующие им по характеристикам вентиляторы. На рис.5 приведены графики влияния дополнительного изменения (в пределах 8-кратного увеличения по отношению к исходной величине) аэродинамического сопротивления правого фланга при неизменных параметрах остальных участков сети и характеристиках вентиляторов.

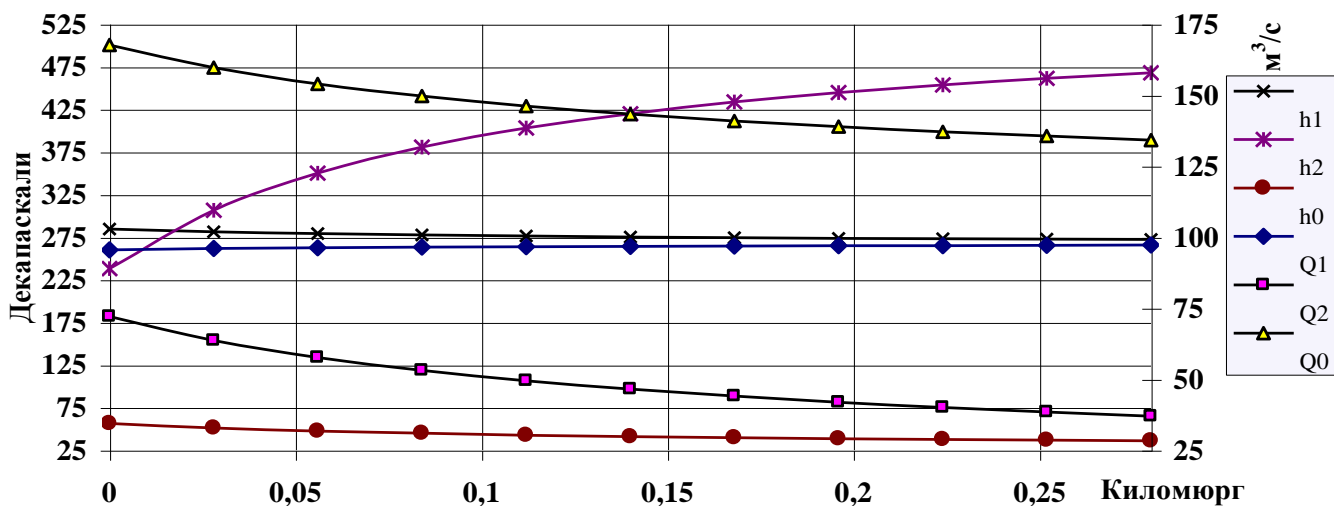


Рис.5. Влияние увеличения аэродинамического сопротивления правого фланга

Характерной особенностью вентиляционных режимов сети при увеличении аэродинамического сопротивления правого фланга является ничтожно малое влияние изменения аэродинамического сопротивления правого фланга на режим проветривания левого: практически во всем диапазоне дополнительного изменения аэродинамического сопротивления правого фланга и расход воздуха в левом фланге и перепад давления, развиваемый работающим на него вентилятором на участке ВМ, оказываются практически постоянными по величине. Делать из этого какие-то выводы о независимости регулирования расходов воздуха на флангах преждевременно, поскольку влияние на распределение воздуха оказывают и параметры общего участка и внутренние сопротивления вентиляторов, но выяснить причины такого поведения флангов представляется необходимым хотя бы для объяснения отражаемого графиками факта. Повторный просмотр рис.4 также подтверждает наличие практически постоянного по величине перепада давления на участке ВМ и расхода воздуха в нем при восьмикратном изменении по сравнению с исходной величиной аэродинамического сопротивления левого фланга. Если этот факт получит аналитическое обоснование, то это позволит обоснованно производить независимое регулирование проветривания флангов.

В заключение статьи рассмотрим влияние закорачивания струй на флангах на режимы проветривания сети.

В условиях действующих шахт такие события относятся к аварийным режимам, но даже при полном разрушении перемычек, разделяющих поступающую и исходящую струи, невозможно получить ветвь фланга с нулевым аэродинамическим сопротивлением, поскольку в состав ветви входят незакорачиваемые ни при каких условиях горные выработки.

Однако с целью оценки возможности опрокидывания струй на рис.6 и 7 рассматриваются абстрагированные от условий практики случаи с максимально уменьшенным аэродинамическим сопротивлением флангов. Минимальные величины аэродинамических сопротивлений левого (рис.6) и правого (рис.7) флангов приняты равными 20% от исходной величины каждого соответственно. Полное закорачивание какого-либо из флангов не рассматривается ввиду практической нереализуемости такого варианта и вырождения фланговой схемы в разновидность последовательного соединения. Понятно, что рассмотренные варианты расчетных случаев для простейшей сети с фланговой схемой проветривания далеко не исчерпывают всего их многообразия в практических условиях, но такая задача и не ставилась как цель данной работы. Авторы преднамеренно не рассматривают сложных комбинаций с одновременным изменением нескольких параметров сети, чтобы дать читателю возможность четко уяснить сущность реакций сети, происходящих при изменении каждого из параметров формирующих сеть элементов.

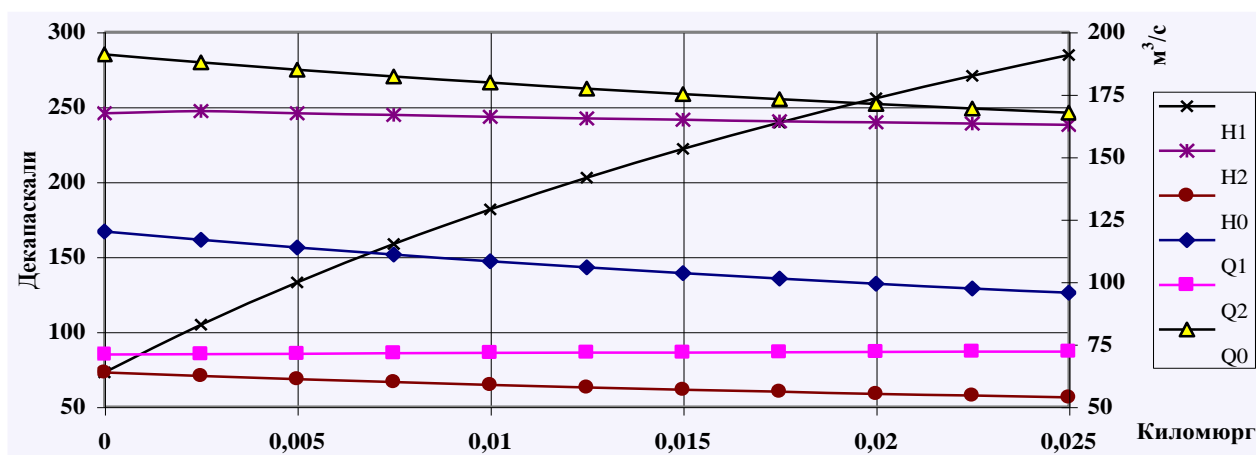


Рис.6. Влияние закорачивания струи левого фланга

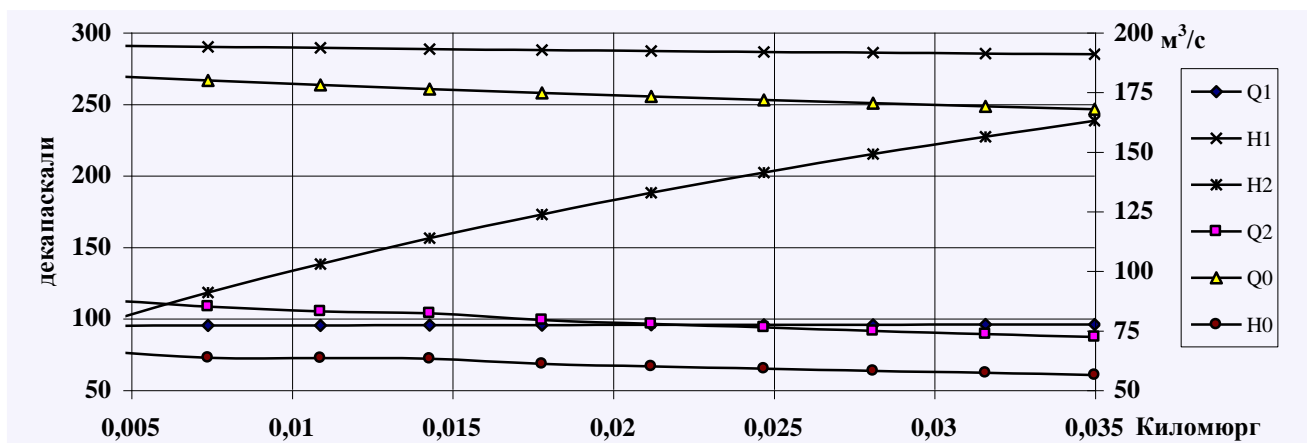


Рис.7. Влияние закорачивания струи правого фланга

Приведенные выше на графиках результаты аналитического метода расчета фланговых схем проветривания в сочетании с простыми и доступными для инженерной практики методами программирования неоспоримо свидетельствуют о высокой эффективности такой комбинации. При наличии в компьютере отлаженных программ вариантных расчетов фланговых схем проветривания для

ввода данных интересующей нас задачи, выполнения расчета и распечатки результатов расчета на принтере требуется не более 5 минут. При желании представить результаты расчета в более наглядном графическом виде для ввода их в таблицу *Exel-7* и построения графика типа одного из представленных на рисунках 3-7 программисту средней квалификации потребуются еще не более 10 минут. В результате выполнения этих операций будут получены данные – распечатанные результаты вариантных расчетов и семейство графиков, соответствующие условиям задачи. Для получения такой же по объему информации при традиционном безмашинном применении графоаналитического метода двум квалифицированным специалистам, хорошо освоившим методику графоаналитических построений, потребовалось бы порядка двух месяцев кропотливой работы.

Ограниченный объем статьи не позволил рассмотреть в ней влияние как нормально действующей, так и возникающей при рудничных пожарах тепловой тяги. Поскольку комплекс задач, связанных с реакцией вентиляционной сети на тепловую тягу весьма обширен и относится к разряду труднорешаемых, авторы надеются посвятить им в ближайшем будущем одну из целенаправленных публикаций. Если к тому времени будут решены вопросы защиты аналитического метода расчета фланговых соединений как интеллектуальной собственности НГУ, то будут даны сведения, раскрывающие сущность метода.

Выводы

1. Рассмотрены аспекты применения аналитического метода расчета фланговой схемы проветривания для решения комплекса вопросов проветривания шахты, связанных как с прикладными задачами регулирования проветривания сети при нормальных условиях эксплуатации, так и возникновении аварийных ситуаций (либо в предвидении их при разработке и обосновании мероприятий плана ликвидации аварий).

2. На конкретных примерах вариантных расчетов с применением современной компьютерной техники показано, что реализация простых методов расчета (в данном случае - Бейсика-Турбо и *Exel* – для наглядного графического представления результатов расчетов) является сравнительно просто и быстро реализуемой и позволяет даже в условиях жесткого лимита времени при принятии оперативных мер по управлению вентиляцией шахты в период ликвидации аварии обеспечить надежные аналитические обоснования принимаемых решений.

3. Подтверждена расчетная эффективность и технико-экономическая целесообразность использования разработанного авторами в Национальном горном университете аналитического метода расчета фланговых схем проветривания, рассмотрена вероятная область его применения и на конкретных примерах показаны возможности использования его в сочетании с простыми методами программирования в практике расчетов воздухораспределения и регулирования проветривания шахт.

Литература

1. Бойко В.А., Бойко О.А. Аналитический метод расчета устойчивости фланговых схем проветривания шахт и рудников. Сб. науч. тр. НГАУ.- Дн-ск, 2002. №13.- Том 1. -С.205-212.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Голинько В.И.
Поступила в редакцию 19.04.05*

КОЛИЧЕСТВЕННАЯ МОДЕЛЬ ОЦЕНКИ РИСКА ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРИ ЗАГРЯЗНЕНИИ АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА ВРЕДНЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ

Предложена количественная модель оценки территориальных рисков загрязнения атмосферного воздуха вредными веществами.

Запропоновано кількісну модель оцінки територіальних ризиків забруднення атмосферного повітря шкідливими речовинами.

The quantitative model for territorial atmosphere pollution risk assessment is developed.

Важнейшей составляющей методологии оценки риска является понятие приемлемого риска – уровня риска, исключающего развитие неблагоприятного эффекта. Проблема оценки допустимости или недопустимости того или иного вредного воздействия связана с установлением приемлемого для данной территории риска, учитывающего всю совокупность медико-биологических требований, технологических и экономических аргументов, а также мнения общественности и заинтересованных организаций [1]. В связи с тем, что приемлемость или неприемлемость риска зависит от большого числа субъективных и объективных факторов, до настоящего времени отсутствует общепринятое единство во взглядах на установление уровней приемлемого риска.

Существуют различные подходы к определению приемлемых уровней рисков [2]. Так, графические методы оценки и сравнения рисков основательно изложены в монографии В. Маршала [3]. По собранным данным построены графики зависимости “количество несчастных случаев – частота событий” в виде F/N-диаграмм. Обработка большого количества данных позволила оценить вероятность летальных исходов на производстве для различных отраслей промышленности. Выполненные оценки дали возможность установить, что риск для человека в этом случае существует на уровне 10^{-6} и выше. Поэтому для проектируемых и эксплуатируемых технических объектов приемлемый риск принят на уровне 10^{-7} [2]. В свою очередь, используя концепцию социально приемлемого риска, связанного с природной смертностью людей, реперное значение допустимого риска при воздействии отдельного источника угрозы принимают равным 10^{-5} [2].

Таким образом, при нормировании риска крайне важно определить шкалу риска и задать его условные границы в определенных областях воздействия. В этих областях условной нижней границей можно считать некое значение риска R_{\min} , а условной верхней границей – R_{\max} . Установление характеристик загрязнения окружающей природной среды, привязанных к условным границам риска для тех или иных регионов, относится к задачам экспертной оценки.

В этом плане имеется несколько распространенных подходов к оценке риска и его условных границ. Например, при оценке рисков для населения, обусловленных воздействием химических соединений, в качестве величины пренебрежимо малого пожизненного риска (уровень De Minimis) рассматривается

значение $1 \cdot 10^{-6}$ (один случай тяжелого, необратимого нарушения состояния здоровья или смерти на 1 миллион экспонируемых лиц). Этот риск воспринимается всеми людьми как пренебрежимо малый, не отличающийся от обычных, повседневных рисков и не требующий никаких дополнительных мероприятий по его снижению.

Условной границей допустимого риска для населения в соответствии с рекомендациями Всемирной организации здравоохранения (ВОЗ) и Агентства США по охране окружающей среды обычно считается величина пожизненного индивидуального риска 110^{-4} . Именно на этом или более низком уровне находятся значения допустимых концентраций большинства химических канцерогенов для объектов окружающей среды, установленные или рекомендованные международными и зарубежными организациями, в частности, гигиенические нормативы для воды, рекомендуемые ВОЗ.

Для условий профессиональных воздействий в качестве границы, превышение которой приводит к появлению неприемлемого риска, установлено значение на уровне 10^{-3} (риск при воздействии химического вещества на протяжении всего производственного стажа).

Агентством США по токсическим соединениям и регистрации заболеваний (ATSDR) предложена классификация значений пожизненных рисков, предусматривающая выделение следующих диапазонов: минимальный риск – воздействие на протяжении всей жизни приводит к риску менее 10^{-6} , низкий риск – $10^{-6} \div 10^{-4}$, средний риск – $10^{-4} \div 10^{-3}$, высокий риск – $10^{-3} \div 10^{-1}$, очень высокий риск – 10^{-1} и более. В то же время на Украине в соответствии с “Методикой определения рисков и их приемлемых уровней” для жизни человека рекомендуется считать абсолютно приемлемым уровнем риска индивидуальный риск $R_i \leq 10^{-8}$, а неприемлемым – $R_i > 10^{-6}$ [1, 4].

Обычно проблема нормирования рисков сводится к определению условных границ риска в увязке с теми или иными характеристиками воздействия. Эта задача требует обобщения данных и мнений значительного количества специалистов в области охраны окружающей среды, токсикологии, риск-анализа и т.д. Кроме этого, проблема оценки риска характеризуется существенной неопределенностью количественных показателей риска. Даже для одних и тех же веществ и уровней воздействий данные различных авторов в области оценки рисков могут существенно отличаться между собой. Таким образом, количественная модель оценки риска должна учитывать эту явно выраженную неопределенность воздействия. В настоящее время риски определяются в соответствии с уравнением (1):

$$Risk = \left(\frac{1}{\sqrt{2\pi}} \right) \int_{-\infty}^{Prob} \exp\left(-\frac{t^2}{2}\right) dt = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma} \int_{-\infty}^{lg \tilde{N}} \exp\left(-\frac{1}{2}\left(\frac{t-m}{\delta}\right)^2\right) dt, \quad (1)$$

где $Prob = \frac{lg C - m}{\delta}$ - пробит-функция, характеризующая то или иное воздействие; m, δ - параметры распределения, C - концентрация.

С учетом [5] и приведенного уравнения видно, что пробит-функция может быть представлена в виде:

$$Prob = a + b \lg C, \quad (2)$$

где $a = -\frac{m}{\delta}$ и $b = \frac{1}{\delta}$. В данном виде в координатах $Prob - \lg C$ обычно и обрабатывают экспериментальные данные [5].

Для построения функции риска используем следующие условия.

- 1) Для всех вредных веществ одного класса опасности величина σ приблизительно одинаковая. Численный анализ функции (1) показывает, что изменение δ ведет к изменению угла наклона \log -нормальной кривой в координатах $Risk - \lg C$.
- 2) Изменение величины m для веществ одного класса опасности изменяет положение \log -нормальной кривой путем её параллельного переноса вдоль оси $\lg C$.
- 3) Значения риска согласно (1) при концентрациях близких к ПДК, принимаются равными условной нижней границе (R_{min}).
- 4) Значение риска для порога хронического общетоксического действия или порога неспецифического запаха ($C_{пор.} = K_3 \cdot ПДК$) принимается равным значению условной верхней границы R_{max} . Коэффициент запаса K_3 определяется согласно [5].

В качестве примера можно принять $R_{min} = 10^{-6}$ и $R_{max} = 0,16$ [6, 7].

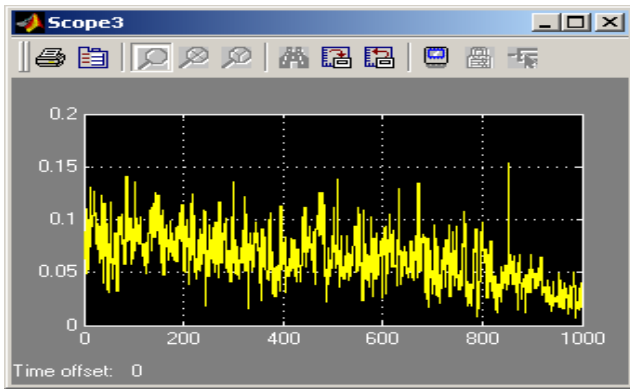
Используя базы токсикологических данных, полученных при установлении ПДК по рефлекторному и хроническому воздействию для различных видов веществ, построим функцию (1). Для определения параметров функции достаточно информации о классе опасности вещества и значениях ПДК_{м.р.} и ПДК_{с.с.} различных веществ. Результаты расчетов сведены в таблицу 1.

Таблица 1

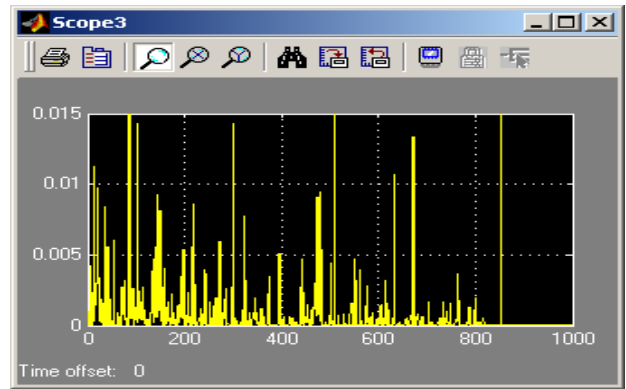
Параметры функции $Risk$ согласно (1) для различных загрязнителей атмосферного воздуха

Название вещества	Класс опасности	Параметры распределения (1) при действии			
		рефлекторном		хроническом	
		m	δ	m	δ
Диоксид азота (NO ₂)	2	-0,3092	0,1602	-0,4138	0,207
Диоксид серы (SO ₂)	3	0,1564	0,0962	-0,4749	0,1738
Оксид углерода (CO)	4	0,9217	0,0468	1,0804	0,1269
Аммиак (NH ₃)	4	-0,4763	0,0468	-0,7945	0,1269
Фенол	2	-1,2386	0,1602	-1,5388	0,207
Пыль	3	0,1564	0,0962	0,0022	0,1738
Формальдегид	2	-0,6947	0,1602	-1,5388	0,207
Монооксид азота (NO)	3	0,0595	0,0962	-0,3959	0,1738

На основе полученной количественной модели риска возможно провести анализ риска загрязнения атмосферы по реальным данным экологического мониторинга. На рис. 1, 2 и 3 приведены исходные временные ряды изменения среднесуточных концентраций диоксида азота, пыли и оксида углерода, а также рисков их воздействия при хроническом действии.

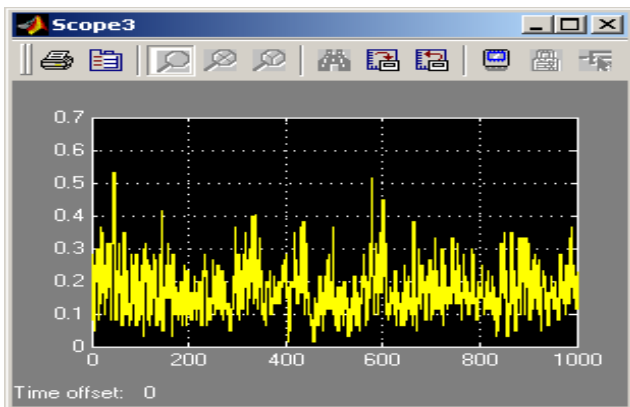


изменение средних по городу среднесуточных концентраций в течение трех лет

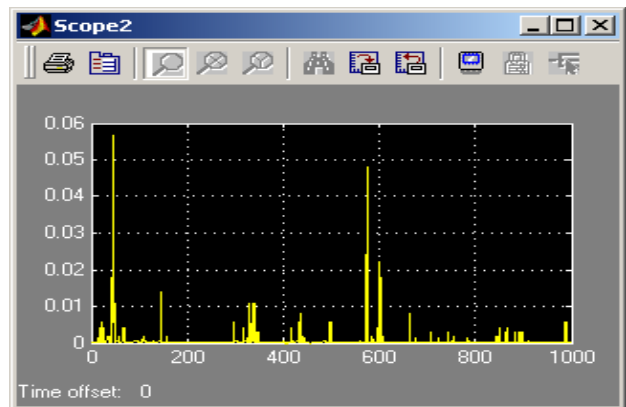


риск воздействия при хроническом действии

Рис. 1. Временные ряды изменения концентрации и риска при загрязнении атмосферы г. Донецк диоксидом азота ($C_{\text{ср.}} = 0,063 \text{ мг/м}^3$; $\text{ПДК}_{\text{с.с.}} = 0,04 \text{ мг/м}^3$)

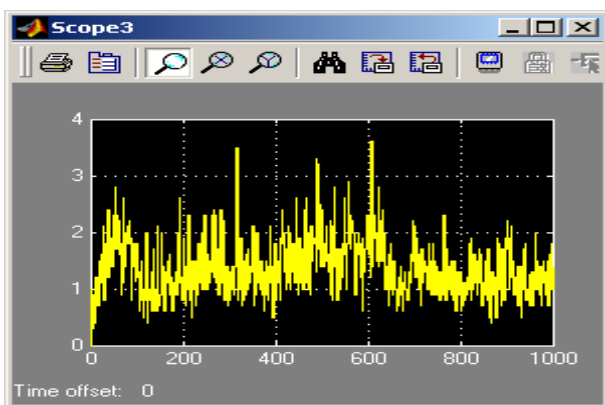


изменение средних по городу среднесуточных концентраций в течение трех лет

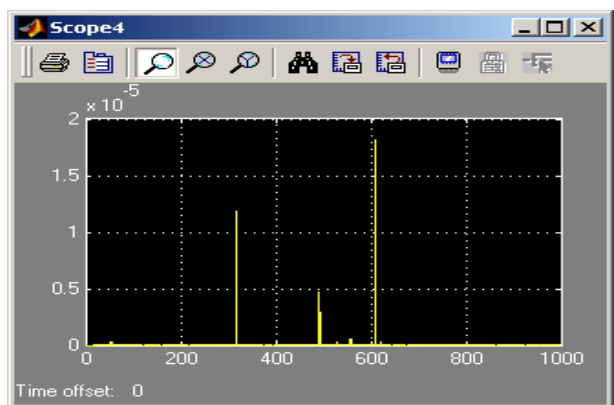


риск воздействия при хроническом действии

Рис. 2. Временные ряды изменения концентрации и риска при загрязнении атмосферы г. Мариуполь пылью ($C_{\text{ср.}} = 0,18 \text{ мг/м}^3$; $\text{ПДК}_{\text{с.с.}} = 0,15 \text{ мг/м}^3$)



изменение средних по городу среднесуточных концентраций в течение трех лет



риск воздействия при хроническом действии в течение трех лет

Рис. 3. Временные ряды изменения концентрации и риска при загрязнении атмосферы г. Мариуполь оксидом углерода ($C_{\text{ср.}} = 2,5 \text{ мг/м}^3$; $\text{ПДК}_{\text{с.с.}} = 3,0 \text{ мг/м}^3$)

Из приведенных графиков видно, что риск представляет собой нелинейное преобразование, позволяющее сглаживать риски при слабых воздействиях. Например, для г. Донецка средняя концентрация диоксида азота превышает ПДК_{с.с.} и функция риска явно выражена. Для г. Мариуполя средняя концентрация пыли близка к ПДК_{с.с.} и на функции риска наблюдаются только воздействия, превышающие определенный порог. На графике, характеризующем загрязнение оксидом углерода в г. Мариуполь, средняя концентрация оксида углерода ниже, чем ПДК_{с.с.} и на функции риска наблюдаются только отдельные события, превышающие ПДК_{с.с.} Таким образом, функция риска представляет собой нелинейный фильтр, позволяющий выявлять опасные события. Анализ имеющихся временных рядов изменения среднесуточных концентраций вредных веществ в случае сильных воздействий для городов Донецк, Мариуполь и Макеевка позволил установить, что функция риска представляет собой сумму двух статистических распределений: некоторого фонового распределения риска и случайной функции, характеризующей сравнительно редкие опасные события. Случайная функция фонового распределения представляет собой шум с определенными закономерностями. В этом случае при имитационном моделировании функции фонового риска можно использовать метод авторегрессии и скользящего среднего. Например, обработка временных рядов суммарных рисков для промышленных городов Донбасса позволила установить следующую имитационную модель динамики фонового риска при хронических воздействиях:

$$R_i = P_1 \cdot R_{i-1} + q_1 \cdot \varepsilon_{i-1} + q_2 \cdot \varepsilon_{i-2} + q_3 \cdot \varepsilon_{i-3} + \varepsilon_i, \quad (3)$$

где $\varepsilon_i(m, \delta)$ - некоторая функция нормально распределенного шума. Например, для г. Донецка среднее значение (m) функции ε_i равно $1,8 \cdot 10^{-5}$, а среднеквадратичное отклонение (δ) – 0,002011. Случайные редкие опасные события моделируются обычно с использованием распределений Вейбула или логнормального распределения [2].

На основе предложенного метода построены имитационные модели фоновых территориальных рисков загрязнения атмосферы для городов Донецкой области. Для этого были рассчитаны риски загрязнения атмосферы по приоритетным веществам в городах Донецкой области. В соответствии с методикой оценки рисков в дальнейшем проводилось суммирование рисков и их осреднение в целом по городу. Полученные параметры моделей приведены в таблице 2.

Таблица 2

Параметры имитационных моделей территориальных рисков загрязнения атмосферы для промышленных городов Донбасса

Город	Параметры уравнения (3)				Параметры функции ε_i	
	P_1	q_1	q_2	q_3	среднее (m)	среднекв. откл. (δ)
Донецк	1,0	0,5935	0,2194	0,1364	$1,8 \cdot 10^{-5}$	0,002011
Макеевка	0,9795	0,7163	0,1387	0	$66 \cdot 10^{-5}$	0,007597
Мариуполь	1,0	0,7953	0,1140	0	$-5,21 \cdot 10^{-5}$	0,011407

Согласно (3) фоновое значение риска представляет собой сумму функций нормально распределенных шумов, что позволяет осуществлять моделирование рисков с использованием нормально распределенных генераторов случайных чисел.

Таким образом, использование предложенной количественной модели оценки риска воздействия при загрязнении атмосферного воздуха вредными веществами дает реальную возможность установления закономерностей формирования фоновых рисков для промышленных городов Украины.

Построение имитационных моделей территориальных рисков позволяет нормировать региональные риски и провести ранжирование промышленных городов по уровням воздействия.

Литература

1. Г.Г. Онищенко, С.М. Новиков, Ю.А. Рахманин, С.Л. Авалиани, К.А. Буштуева. Основы оценки риска для здоровья населения при воздействии химических веществ, загрязняющих окружающую среду. М.: НИИ ЭЧ и ГОС, 2002. – 408 с.
2. А.Б. Качинський. Безпека, загрози і ризик: наукові концепції та математичні методи. К. 2004. – 472 с.
3. Маршалл В. Основные опасности химических производств. - М.: Мир, 1989. - 671с.
4. Методика визначення ризиків та їх прийнятних рівнів для декларування об'єктів підвищеної небезпеки. К.: Основа, 2003. – 191 с.
5. Временные методические указания по обоснованию предельно допустимых концентраций (ПДК) загрязняющих веществ в атмосферном воздухе населенных мест. М. 1989. -111 с.
6. Инженерная экология: Учебник/ В.Т. Медведев. - М.: Гардарики, 2002. - 687 с.
7. А.В. Киселев, К.Б. Фридман. Оценка риска здоровью. СПб.: Международный институт оценки риска здоровью. 1997. – 58 с.
8. С.М. Новиков. Химическое загрязнение окружающей среды: основы оценки риска для здоровья населения. М., 2002. – 24 с.

Рекомендована к публикации д.т.н. Зберовским А.В.

Поступила в редакцию 03.06.05

УДК 577.4:581.17

© А.І. Горова, І.Г. Миронова, А.В. Павличенко, В.Ю. Грунтова

ОЦІНКА ЕКОЛОГІЧНОГО СТАНУ РЕКРЕАЦІЙНИХ ЗОН МІСТА ДНІПРОПЕТРОВСЬКА З ВИКОРИСТАННЯМ ЦИТОГЕНЕТИЧНИХ МЕТОДІВ БІОІНДИКАЦІЇ

Проведена оценка экологического состояния рекреационных зон города Днепропетровска цитогенетическими методами биоиндикации. Результаты показали, что в целом экологическая ситуация в рекреационных зонах города по общему токсико-мутагенному фону характеризуется как „неудовлетворительная”.

Проведена оцінка екологічного стану рекреаційних зон міста Дніпропетровська цитогенетичними методами біоіндикації. Результати показали, що в цілому екологічна ситуація в рекреаційних зонах міста за загальним токсико-мутагенним фоном характеризується як „незадовільна”.

The estimation of ecological state of Dnipropetrovsk recreation zones is conducted by means of cytogenetic bioindication methods. The results of investigation show that as a whole ecological state of the city recreation zones by general toxic and mutagenic background is "unsatisfactory".

Починаючи з 50 років ХХ століття спостерігається інтенсифікація темпів урбанізації, що проявляється в стрімкому рості міст, концентрації населення у гігантських міських агломераціях та інше. На теперешній час кожний другий українець проживає у великих містах [1].

Сучасне місто – це сконструйована людиною штучна екосистема, в якій вона намагається створити найбільш сприятливі умови для життя, максимально наближені до природних на підставі використання зелених насаджень.

Місто Дніпропетровськ є великим промисловим центром України, який включає практично всі енерго- та ресурсомісткі галузі промисловості. На його території розташовані сотні промислових і автотранспортних підприємств, які викидають значну кількість забруднюючих речовин, скидають стічні води безпосередньо в водойми, водостоки, міську каналізацію та розміщують відходи, які містять в собі сполучення важких металів, у тому числі радіоактивних, нафтопродуктів та ін.

В таких умовах дуже важливою є екологічна безпека у місті, яку частково можливо здійснити за допомогою зелених насаджень.

Загальна площа зелених насаджень у місті Дніпропетровську дорівнює 15409 га, що складає 38,8% від всієї території міста [2]. Провідна роль приділяється міським паркам, екологічне значення яких для людини та біоти важко переоцінити. Вони виконують важливі різноманітні функції, а саме: рекреаційну, естетичну, медико-біологічну, санітарно-гігієнічну, трофічну, соціальну та інші [3].

На території міста Дніпропетровська розташовано приблизно 20 парків та скверів, які займають 20% від загальної площі міста. Слід відмітити, що екологічний стан більшої частини парків не відповідає необхідним санітарно-гігієнічним вимогам. Їх території забруднені побутовим сміттям, що в свою чергу призводить до зміни властивостей ґрунту, забрудненню атмосферного повітря та негативно впливає на ріст і розвиток зелених насаджень [3]. В зв'язку з цим важливо, щоб екологічні умови в парках міста були сприятливими для оздоровлення та відпочинку людини, бо забруднення їх техногенними чинниками призводить не тільки до погіршення стану, але й повної втрати перерахованих вище функцій.

Метою нашої роботи, виконаної у рамках проекту "Молодь Дніпропетровська – рідному місту", було проведення моніторингу стану атмосферного повітря та ґрунтів основних рекреаційних зон міста Дніпропетровська за допомогою високочутливих цитогенетичних методів біоіндикації.

Дослідження проводилися в 2004 році на території міста Дніпропетровська в рекреаційних зонах (рис. 1), а саме: 1 - парк ім. В.І. Леніна (парк-пам'ятник садово-паркового мистецтва, 35 га); 2 - парк ім. М.І. Калініна (3,5 га); 3 - парк ім. Л. Глоби (парк-пам'ятник садово-паркового мистецтва міського значення, 40 га); 4 - сквер ім. В.І. Леніна (6,2 га); 5 і 6 - парк ім. Т.Г. Шевченко та Монастирський острів (парк-пам'ятник садово-паркового мистецтва загальнодержав-

ного значення, 45 га); 7 - Жовтнева площа (9 га); 8 - Севастопольський парк (парк-пам'ятник садово-паркового мистецтва міського значення, 12 га); 9 - Ботанічний сад ДНУ (бот. сад загальнодержавного значення, 40 га); 10 – парк ім. Володі Дубиніна; 11 – парк ім. Богдана Хмельницького; 12 – парк ім. Л.В. Пісаржевського (19,5 га) [4].

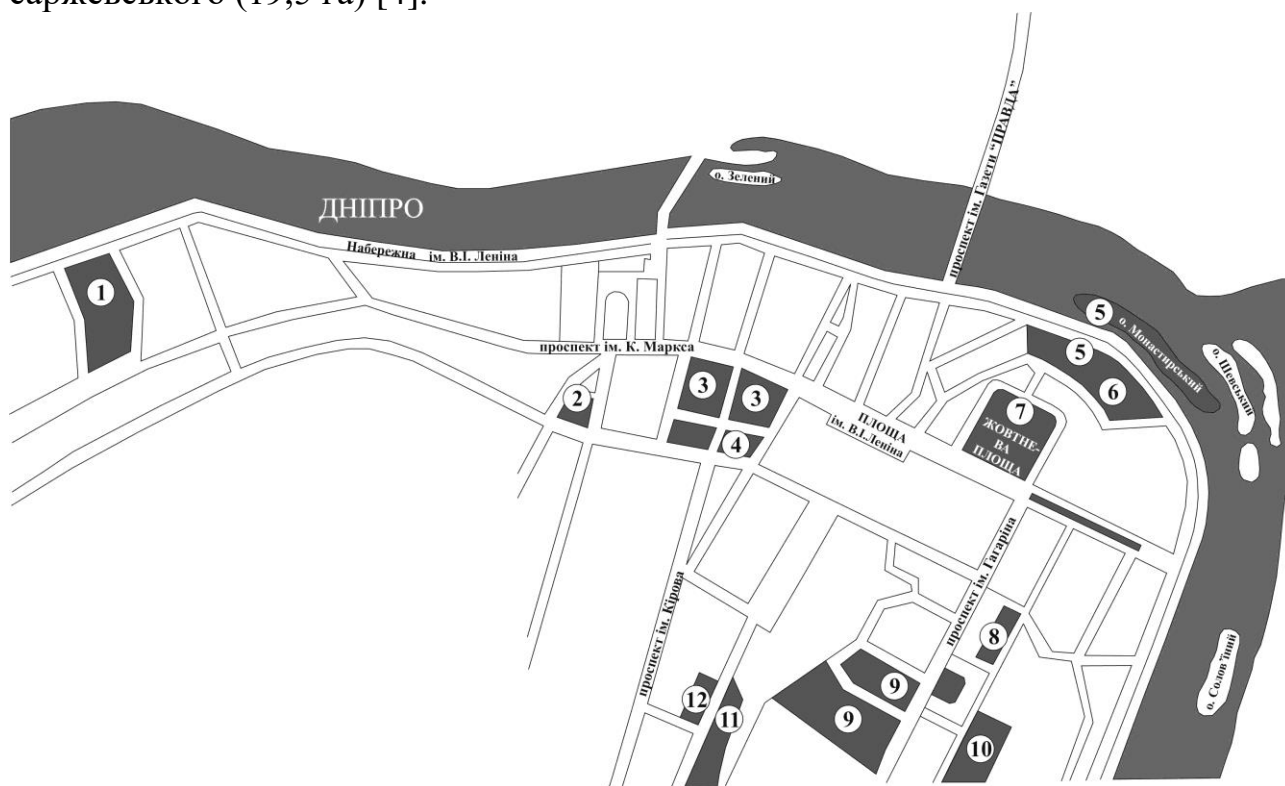


Рис. 1. План-схема відбору проб в основних рекреаційних зонах міста Дніпропетровська

Стан атмосферного повітря та ґрунтів за токсико-мутагенним фоном визначалась методами біоіндикації з використанням наступних цитогенетичних тестів: “Стерильність пилку рослин” – представників місцевої флори; та Allium-тест: “Аберантність хромосом” і “Величина мітотичного індексу” [5].

Тест „Стерильність пилку” вищих рослин, які ростуть на досліджуваній території, дозволяє оцінити стан атмосферного повітря за загальною токсичністю (або потенційною мутагенністю), а також стан флори на клітинному рівні. Тести “Аберантність хромосом” та “Величина мітотичного індексу” в кореневій меристемі Allium сера L., що вирощувалися на зразках ґрунтів, відібраних в цих же пунктах міста, дозволяють оцінити стан ґрунтів за токсико-мутагенним фоном.

Отримані дані за уніфікованою методологією були приведені в єдину систему умовних показників ушкодженості (УПУ) біосистем за формулою 1:

$$УПУ_i = \frac{/ P_{реал} - P_{комф} /}{/ P_{крит} - P_{комф} /}, \quad (1)$$

де $УПУ_i$ – i -ий умовний показник ушкодженості біопараметру, спричинений несприятливими умовами довкілля; $P_{комф}$ і $P_{крит}$ – експериментально (або експертно) встановлені значення біопараметра в комфортних та критичних для життєдіяльності організмів умовах, відповідно; $P_{реал}$ – реальне значення біопараметра на поточний момент.

Середні умовні показники ушкодженості указаних рівнів обчислювались за формулою 2:

$$УПУ_j \frac{1}{n} \times \sum_{i=1}^n УПУ_i = \frac{1}{n} * \sum_{i=1}^n \left[\frac{|P_{реал} - P_{комф}|}{|P_{крит} - P_{комф}|} \right], \quad (2)$$

де $УПУ_j$ – j -ий усереднений умовний показник ушкодженості стану навколишнього середовища ($i = 1; 2; 3 \dots n$ – номери відповідних вибраних показників, що усереднювались). Значення всіх $УПУ$ змінюється в діапазоні від нуля ($P_{реал} = P_{комф}$ – сприятливі або комфортні умови) до одиниці ($P_{реал} = P_{крит}$ – небезпечні або критичні умови).

Приведення отриманих даних в УПУ дозволило обчислити інтегральну оцінку ґрунтів за токсико-мутагенним фоном (ТМФ) ($ІУПУ_{ТМФгр}$ – інтегральний умовний показник ушкодженості ґрунтів) за формулою 3 та інтегральну екологічну оцінку стану навколишнього середовища ($ІУПУ_{загальний ТМФ}$ – інтегральний умовний показник ушкодженості тест-систем біоіндикаторів за загальним ТМФ) за формулою 4, та провести диференціацію рекреаційних зон міста за цією ознакою [6, 7]:

$$ІУПУ_{ТМФгр} = 0,4 * УПУ_{МІ} + 0,6 * УПУ_{Аб}, \quad (3)$$

$$ІУПУ_{загальний ТМФ} = 0,4 * ІУПУ_1 + 0,6 * ІУПУ_2, \quad (4)$$

де $УПУ_{МІ}$, $УПУ_{Аб}$ – показники біоіндикації якості педосфери за тестами “Аберрантність хромосом” та “Величина мітотичного індексу”;

0,4 і 0,6 – коефіцієнти значимості;

$ІУПУ_1$, $ІУПУ_2$ – інтегровані показники біоіндикації якості атмосфери та педосфери [6, 7].

Для оцінки екологічного стану досліджуваної території була використана єдина уніфікована шкала (табл. 1).

Таблиця 1

Шкала оцінки стану об’єктів навколишнього середовища та екологічної ситуації

Діапазон чисельних значень показників ушкодженості	Рівень ушкодженості 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 оцінки екологічного стану атмосферного повітря рекреаційних зон м. Дніпропетровська за тестом „Стерильність пилку” приведені у таблиці 2.

Як видно з таблиці 2, найгірший стан атмосферного повітря за тестом “Стерильність пилку рослин” з оцінкою „катастрофічний” виявлено на тест-полігонах: парк ім. М.І. Калініна, сквер ім. В.І. Леніна та Ботанічний сад ДНУ. Найкращий стан з „задовільною” екологічною ситуацією відмічено у парку ім. Пісаржевського.

Екологічний стан атмосферного повітря рекреаційних зон м. Дніпропетровська за тестом „Стерильність пилку”*, 2004 р.

Назва парку, скверу	ІУПУ	Стан біоіндикаторів	Екологічний стан
Парк ім. В.І. Леніна	0,465	Загрозливий	Незадовільний
Парк ім. М.І. Калініна	0,630	Критичний	Катастрофічний
Парк ім. Л. Глоби	0,483	Загрозливий	Незадовільний
Сквер ім. В.І. Леніна	0,609	Критичний	Катастрофічний
Монастирський острів	0,374	Конфліктний	Незадовільний
Парк ім. Т.Г. Шевченко	0,552	Загрозливий	Незадовільний
Жовтнева площа	0,354	Конфліктний	Незадовільний
Севастопольський парк	0,323	Конфліктний	Незадовільний
Ботанічний сад ДНУ	0,606	Критичний	Катастрофічний
Парк В. Дубиніна	0,391	Конфліктний	Незадовільний
Парк Б.Хмельницького	0,552	Загрозливий	Незадовільний
Парк ім. Л.В. Пісаржевського	0,278	Насторожуючий	Задовільний
Середнє	0,467	Загрозливий	Незадовільний

Примітка: * - рослини біоіндикатори стану повітряного басейну: в'юнок польовий *Convolvulus arvensis* L., береза повисла *Betula pendula* Roth., липа серцелиста *Tilia cordata* Mill., каштан звичайний *Castanea vulgaris* Lam., суріпиця звичайна *Barbarea vulgaris* R. Br., клівер польовий *Trifolium campestre* Schreb та інші.

Більшість з досліджених рекреаційних зон міста отримала “незадовільну” оцінку стану повітряного середовища, але з різними рівнями ушкодження біоіндикаторів. „Незадовільну” оцінку з „конфліктним” станом біоіндикаторів отримали: парки Севастопольський та Володі Дубиніна, Монастирський острів, Жовтнева площа. Таку ж оцінку з „загрозливим” станом біоіндикаторів отримали: парки ім. В.І. Леніна, Л. Глоби, ім. Т.Г. Шевченко, Богдана Хмельницького. Інтегральна оцінка за цим показником склала 0,467. Це вказує на те, що середній рівень ушкодження біоіндикаторних тест-систем - „вище за середній”, їх стан - „загрозливий”, а екологічна ситуація рекреаційних зон за загальною токсичністю атмосферного повітря оцінена як „незадовільна”.

Результати оцінки токсичності та мутагенності ґрунтів на території рекреаційних зон м. Дніпропетровська приведені у таблиці 3.

Аналіз цих результатів показав, що токсичність ґрунтів вища (0,567) в порівнянні з токсичністю атмосферного повітря (0,467), але знаходяться в одному класі шкали оцінок. Найбільша токсичність ґрунтів і повітря з оцінкою „катастрофічна” спостерігається у парку ім. М.І. Калініна та у сквері ім. В.І. Леніна. Найбільша токсичність ґрунтів з цією оцінкою спостерігається ще і у парках Б. Хмельницького, ім. Т.Г. Шевченко, ім. Л. Глоби та Монастирському острові. В цілому у рекреаційних зонах міста відзначена висока токсичність ґрунтів з „незадовільною” оцінкою екологічного стану за цим параметром.

Що стосується мутагенності ґрунтів, то в порівнянні з їхньою токсичністю вона знаходиться на менш високому рівні (УПУ_{МІ}=0,567; УПУ_{А6}=0,342). Найбільша мутагенність ґрунтів з оцінкою „незадовільна” спостерігається на території парків ім. Л. Глоби, Севастопольського, Богдана Хмельницького, Володі Дуби-

ніна, а також на території Жовтневої площі, Ботанічного саду ДНУ та Монастирського острова. В парках ім. Т.Г. Шевченка, В.І. Леніна, М.І. Калініна, Л.В. Пісаржевського та сквері ім. В.І. Леніна встановлено „задовільний” екологічний стан ґрунтів за цією ознакою. В середньому екологічний стан ґрунтів рекреаційних зон міста за їх мутагенністю оцінено як „незадовільний” – 0,342 у.о.

Таблиця 3

Оцінка токсико-мутагенної активності ґрунтів на території рекреаційних зон м. Дніпропетровська за тестами “Аберантність хромосом” та “Величина мітотичного індексу”, 2004 р.

Назва парку, скверу	УПУ МІ	УПУ Аб	ІУПУ ТМФгр	Стан біоіндикаторів	Екологічний стан
ім. В.І. Леніна	0,572	0,281	0,398	Конфліктний	Незадовільний
ім. М.І. Калініна	0,633	0,254	0,405	Конфліктний	Незадовільний
ім. Л. Глоби	0,612	0,560	0,581	Загрозливий	Незадовільний
Сквер ім. В.І. Леніна	0,625	0,289	0,423	Загрозливий	Незадовільний
Монастирський острів	0,630	0,366	0,472	Загрозливий	Незадовільний
ім. Т.Г. Шевченко	0,630	0,272	0,415	Загрозливий	Незадовільний
Жовтнева площа	0,496	0,384	0,428	Конфліктний	Незадовільний
Севастопольський	0,353	0,370	0,363	Конфліктний	Незадовільний
Ботанічний сад ДНУ	0,525	0,371	0,433	Конфліктний	Незадовільний
Володі Дубиніна	0,475	0,342	0,395	Конфліктний	Незадовільний
Богдана Хмельницького	0,667	0,352	0,478	Загрозливий	Незадовільний
ім. Л.В. Пісаржевського	0,581	0,261	0,389	Конфліктний	Незадовільний
Середнє	0,567	0,342	0,432	Загрозливий	Незадовільний

Токсико-мутагенна активність ґрунтів за двома тестами оцінюється як „незадовільна” із „конфліктним” станом біосистем.

Слід відмітити, що стан ґрунтів та атмосферного повітря за результатами біоіндикації оцінено як „незадовільний” з близькими значеннями ІУПП - 0,432 та 0,467 у.о. відповідно, які знаходяться в одному класі числових значень (табл. 1). Це говорить про те, що використані високочутливі тести екологічної оцінки стану ґрунтів та атмосферного повітря доповнюють один одного та дають більш адекватну оцінку стану рекреаційних зон м. Дніпропетровська.

На рис. 2 наведена інтегральна оцінка екологічного стану рекреаційних зон міста за результатами цитогенетичного біотестування.

З рис. 2 видно, що ІУПУ стану повітря та ґрунтів перевищують нормативний показник ($P_{норм} = 0,300$) [6] в 11 з досліджених рекреаційних зон за виключенням парку ім. Пісаржевського, де спостерігається „задовільний” стан атмосферного повітря. Такий стан може бути обумовлений тим, що основна частка природних об’єктів та пам’яток природи розташована в центральних районах міста поряд з головними магістралями автомобільного транспорту.

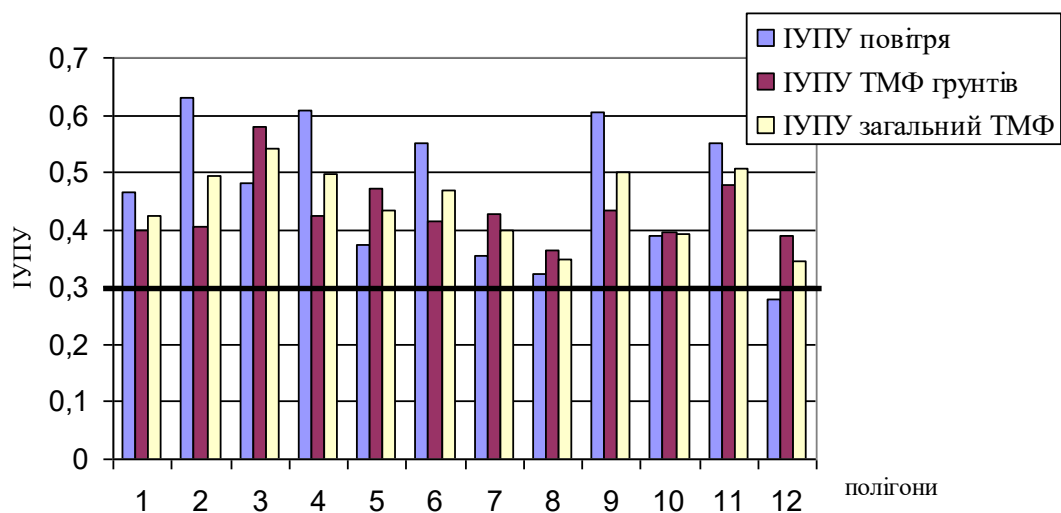


Рис. 2. Інтегральна оцінка екологічного стану рекреаційних зон м. Дніпропетровська за результатами цитогенетичного біотестування, 2004 р.

В цілому екологічна ситуація в рекреаційних зонах міста за загальним токсико-мутагенним фоном характеризується як „незадовільна” (0,446) з рівнем ушкодженості біоіндикаторних тест-систем „вище за середній” і „конфліктним” їх станом.

Результати проведених досліджень довели, що сучасна активність використання природних об’єктів та місцевих пам’ятників природи може призвести до збільшення деградації екосистем з подальшою втратою функціональних властивостей рекреаційних зон.

З метою збереження природних об’єктів міста потрібно:

- регулярно проводити очистку територій від побутового сміття;
- збільшити площу зелених насаджень до санітарних норм і правил - 65%;
- регулярно відновляти зелені насадження переважно високо стійкими культурами та доглядати за ними;
- проводити реабілітацію зелених насаджень з використанням природних адаптогенів (гумінових речовин) з метою покращення їх природних функцій.

Література

1. Кучерявий В.П. Урбоекологія: Підручник. – Львів: Світ, 2001 – 440 с.
2. Экологический журнал Днепропетровского городского Совета. Экополис. №1 (9), 2000 г.
3. Экологический журнал Днепропетровского городского Совета. Экополис. №1 (11), 2002.- №1 (12), 2003. - С. 9-29, 54-56.
4. Инвентаризация и экологическая оценка существующего природно-заповедного фонда Днепропетровской области с определением границ в натуре и нанесением их на планово-картографические материалы землепользователей. Отчет о НИР /Рук. А.Н. Винниченко /НИИ биологии Днепропетровского ун-та.- Днепропетровск, 1994.-247 с.
5. Паушева З.П. Практикум по цитологии растений. - М.: Агропромиздат. 1988.-255 с.
6. Горová А.И., Бобырь Л.Ф., Дигурко В.М., Скворцова Т.В. Методические аспекты мутагенного фона и генетического риска для человека и биоты от действия мутагенных экологических факторов. // Цитология и генетика.-1996.-30, № 6.-С. 78-86.
7. Горová А.И. Методологічні аспекти оцінки генетичних наслідків техногенез. Зб. Наук. праць “Екологія і природокористування”. Вип. 3. Дніпропетровськ, 2001.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Кременчуцким Н.Ф.
Поступила в редакцию 28.03.05*

ЗНАЧЕНИЯ И РОЛЬ ПИСЬМЕННОЙ КОММУНИКАЦИИ ПРИ ИЗУЧЕНИИ ИНОСТРАННОГО ЯЗЫКА В ТЕХНИЧЕСКОМ ВУЗЕ

В статье раскрыты значения и роль письменной монологической формы общения, что является одним из базовых методических аспектов и играет ведущую роль при обучении иностранному языку в техническом вузе.

У статті розкриті значення і роль письмової монологічної форми спілкування, що є одним з базових методичних аспектів і відіграє ведучу роль при навчанні іноземної мови в технічному вузі.

Im Artikel ist die Bedeutung und die Rolle der schriftlichen monologischen Form des Sprachverkehrs geöffnet. Schriftliche Übersetzung ist einer der Stützpunkten methodischer Aspekte und spielt führende Rolle beim Erlernen der Fremdsprachen in den technischen Hochschulen und Universitäten.

В наше время, когда с каждым годом возрастает значение межнационального общения, стремление к овладению иностранными языками как средством массового общения развивается во все более широких масштабах.

Обучение иностранному языку как средству общения предполагает овладение процессами производства и восприятие речи на неродном языке. Речевое общение подразумевает наличие говорящего или пишущего и слушающего или читающего, а также продукта их деятельности – речевого сообщения.

Одной из основных задач при разработки методики обучения иностранного языка в техническом вузе является изучение способов выражения содержания речи, форм речевого общения, взаимосвязь и взаимодействие всех его компонентов

Речевое общение осуществляется в форме устной диалогической, устной монологической и письменной монологической речи. Эти формы общения имеют свои модификации. Разновидностями устного диалогического общения являются диалог, беседа, диспут, дискуссия; монологического — выступление, доклад, лекция; письменное общение осуществляется средствами массовой (книга, пресса и др.) и индивидуальной (письмо, заявление, поздравление, план, тезисы, аннотация и др.) коммуникации. Формы общения и их разновидности характеризуются определенным набором языковых средств. В пределах одной и той же формы общения лингвистический материал общий для говорящего и слушающего или пишущего и читающего. Речевая деятельность коммуникантов различается действиями и операциями порождения и восприятия речи. В связи с этим нельзя обучать пониманию речи на слух на книжном тексте, предназначенном для чтения. Естественное речевое общение происходит на основе ситуации, определяющей его форму, выбор языковых средств и стиля.

Письменная монологическая форма общения имеет те же характеристики, что и устная монологическая. Однако в сравнении с устным монологом письменная речь более развернута, структурно сложна, организована, логически связана.

Письменная речь использует механизмы устной речи, присоединяя к ним новые, свойственные графической форме выражения мыслей. Порождение

письменной речи осуществляется в серии последовательных операций (рис. 1), необходимых для трансформирования свернутой, схематичной, предикативной внутренней речи в развернутую, полную, нормативную, внешнюю.

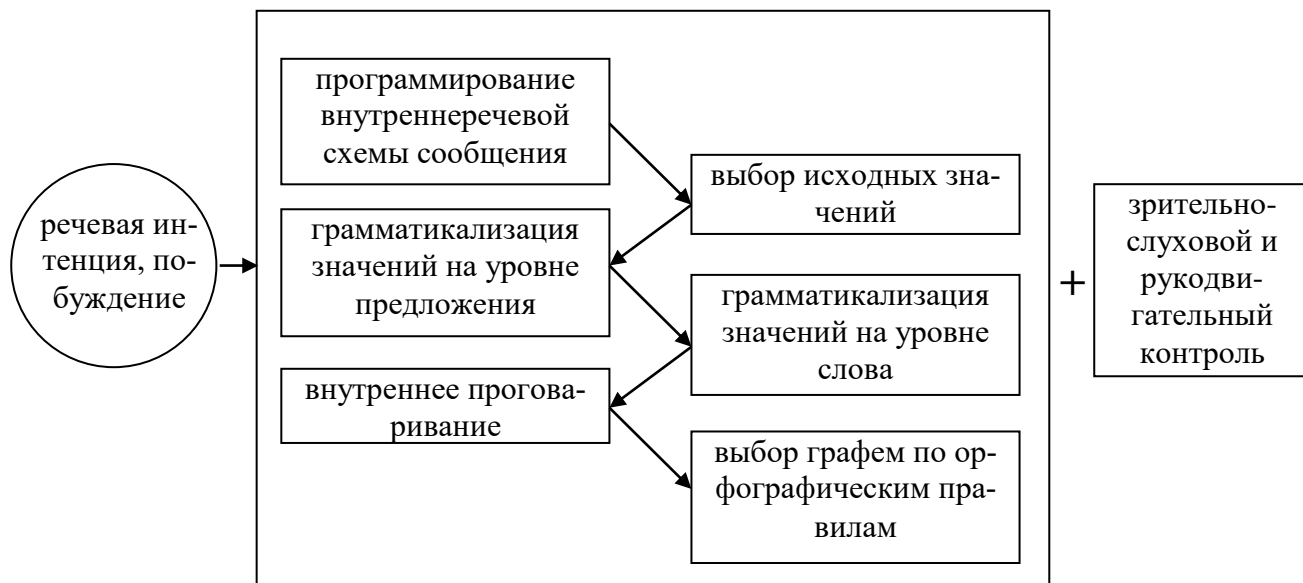


Рис. 1. Механизм порождения письменного сообщения

Языковые элементы, отсутствующие во внутренней речи (подлежащее, определения, обстоятельства), восстанавливаются во внешней. Для письменной речи, кроме того, характерны обоснованность и доказательность. Самим себе не сообщают, о чем идет речь. Это подразумевается и образует фон сознания.

В отличие от устного общения, она имеет прерывистый характер: между передатчиком и приемником существует интервал, величина которого определяется ситуацией общения. Благодаря дистантному характеру письмо может сохранять свое значение в течение веков. Дистантность письменной речи из-за отсутствия партнера в поле зрения пишущего обязывает последнего к полноте и детальности изложения. Ориентированность письменного речевого акта предполагает переходность от пишущего к читающему (заявление, нота, закон, указ, распоряжение, объявление, реклама) или взаимность (личная и деловая переписка). Переходность может быть однонаправленной (от одного пишущего к одному читающему) и многонаправленной, или массовой (от одного пишущего к любому множеству читающих). Массовая коммуникация, как правило, носит событийно-информационный характер (пресса), познавательный (научно-техническая и научно-популярная литература, учебники), эстетический (художественная литература), регулятивный (закон, указ, распоряжение).

Акт письма может замыкаться на самом пишущем (составление дневника, заметок для памяти, конспекта прочитанного, услышанного или увиденного). При самокоммуникации автор ориентируется на себя, однако эти записи могут стать достоянием других, так как письмо по своей природе предполагает получателя. Ориентированность письменной речи следует учитывать в учебном процессе при творческих видах письменных работ. В противном случае они становятся беспредметными, формальными, сковывают инициативу учащихся и снижают интерес к письму как виду речевой деятельности. Обучающий психо-

логически не воспринимается учащимися как партнер, так как ему известно содержание ожидаемой информации.

В письменной речи не могут быть использованы такие коммуникативные средства, как интонация, мимика, жесты. Письменная деятельность человека закрепляется на бумаге, и это повышает ответственность пишущего за содержание и языковой материал высказывания. Здесь может производиться выбор речевых средств с учетом тех, которые уже были ранее употреблены. В устной речи это невозможно. Упомянутые особенности письма тесным образом связаны с сознательностью и произвольностью этого процесса. Письменные действия выполняются, как правило, произвольно при постоянной активности мысли. Внешними факторами, подкрепляющими волевые усилия, могут быть постоянное место работы, привычная обстановка, тишина, удобные орудия письма, располагающая микроситуация. Настрой создается соответствующей мотивацией: человек должен быть внутренне убежден в том, что письменная речь необходима для реализации намеченной цели.

Письменная речь заранее формируется во внутренней речи. Фиксация мыслей сопровождается внутренним проговариванием. Начиная обучаться родной или иностранной речи пользуется более развернутыми формами проговаривания, как бы диктуя себе вслух то, что он должен написать. В результате отсутствия собеседника содержание сообщения не вытекает из самой ситуации, а привносится пишущим извне. Чтобы выразить такое внеситуативное и внеречевое содержание, пишущий должен иметь намерение это сделать в порядке произвольного акта. В свою очередь, чтобы читающий по тексту мог восстановить это внеречевое содержание, письменное высказывание должно быть развернутым и организованным.

Ориентированность речевого акта предполагает, что пишет один, а воспринимать сообщение может один человек или любое множество людей. При устном контактном общении отправитель речи представлен получателю речи непосредственно в зрительном и слуховом отношении, и коммуникативность речи налицо. При письменном (дистантном) общении коммуниканты отдалены друг от друга во времени и пространстве. Психологическая сущность пишущего и читающего различается характером действий: пишущий, ориентируясь на реципиента, произвольно выбирает тему, продумывает содержание, подбирает средства выражения; читающий раскрывает личность автора сообщения произвольно, через лингвистическую и экстралингвистическую информацию, заключенную в сообщении.

Общение с помощью графических знаков делает коммуникацию опосредствованной. Посредством письма фиксируются результаты мышления и познания, передаются из поколения в поколение общественно-исторический опыт, национально-культурное и научное наследие.

В трудовой деятельности человека наиболее частотными являются следующие виды письменных сообщений: заметки, план, тезисы, конспект, аннотация, резюме, реферат, объявление, заявление, статья, доклад, отчет.

Приведенные виды письменных сообщений объединяются по функционально-коммуникативной нагрузке, а также по действиям и операциям порождения их в четыре группы (таблица 1).

Таблица 1

Модели письменной коммуникации

Целевая направленность	Основное действие порождения сообщения	Вид письменного сообщения
Восприятие и переработка информации	Восприятие информации в графическом или звуковом коде, осмысление ее и фиксация в переработанном виде	1. Конспект печатного текста 2. Резюме 3. Конспект звучащего текста 4. Аннотация 5. Реферат
Фиксация результатов мышления	Вербализация программы в сжатой форма	1. План 2. Заметки 3. Тезисы 4. Проспект
Передача информации	Развертывание программы сообщения и воплощение его во внешней речи	1. Письмо личное 2. Доклад 3. Выступление 4. Очерк 5. Статья
Апеллирование к адресату	Кодирование программы с преобладанием стандартных лингвистических форм	1. Приглашение 2. Поздравление 3. Объявление 4. Заявление 5. Письмо официальное

Конспект печатного и звучащего текста, резюме, аннотация, реферат используются для восприятия и переработки объективно существующих знаний в информацию для себя и для других. Основными действиями и операциями здесь являются: выявление главного, систематизация материала, обобщение, оценка, вывод. С лингвистической точки зрения эта группа сообщений характеризуется сложными предложениями и сверхфразовыми единствами. План, заметки, тезисы, проспект применяются для фиксации результатов мышления. В этом случае имеет место упорядочение и обобщение своих мыслей. Их лингвистический признак — свернутость, номинативность. Языковыми единицами выступают слова, словосочетания, одно- или двусоставные предложения. Письмо личное, доклад, выступление, очерк, статья служат средством передачи информации одному лицу или разному множеству лиц. Понятийное содержание речи раскрывается здесь неограниченными языковыми средствами. Приглашение, поздравление, объявление, заявление, письмо официальное являются апелляцией к определенному адресату. Их содержание, как правило, ограничено по своему объему. В них преобладают лингвистические штампы в силу однозначности ситуации и необходимости реакции на нее.

Модели I и II иллюстрируют познавательную функцию письменной речи и служат средством закрепления и расширения знаний пишущего; III и IV — коммуникативную функцию письменной речи: передаваемая информация в той или иной степени регулирует поведение другого лица.

Письменная речь включается в интеллектуальное поведение человека, регулируя его теоретическую и практическую деятельность. Интеллектуальной деятельности, которой, как правило, сопутствует письмо, свойственны три фазы: планирование (ориентировка в ситуации, определение задачи и выбор действия); речевое действие (исполнение намеченного плана); сопоставление (сличение результата с намеченной целью).

Письменное планирование упорядочивает, фиксирует мысли и регулирует речевые действия (план или тезисы доклада или выступления; заметки к статье, очерку; проспект книги), а также неречевые (план действий, заметки к собранию, экскурсии, путешествию). Особо важную роль приобретает письменное планирование устного сообщения в социально значимых ситуациях, так как оно помогает избежать искажений, неточностей, упущений. Устное сообщение в повседневном общении в силу своей природы планируется во внутренней речи без эксплицитного выражения. Выбор человеком письменного действия для познания или коммуникации диктуется соответствующей ситуацией, отличной от ситуации устного общения, условиями и материальными средствами общения, целевой направленностью и социальной сферой применения речи (письмо, статья, очерк, повесть, роман). Письменное сопоставление полученного результата с намеченной целью обычно имеет место в научной (диссертация, статья, обоснование, рецензия) и организационной (отчет, доклад) деятельности людей. Оно выполняет, как правило, регулятивную функцию. В обыденной жизни речевое сопоставление проводится во внутренней речи.

В письменной монологической речи значительно легче осуществить организацию высказывания, что определяет важность обучения письму. Умение письменно выражать свои мысли положительно влияет на устную речь, увеличивая ее логичность, доказательность и чистоту. Привычка фиксировать мысли при чтении вырабатывает умение вычитывать содержание, выявлять главное, систематизировать, обобщать. Владение осознанной, произвольной письменной речью повышает языковые потенции человека, что в свою очередь благотворно влияет на его трудовую и творческую деятельность, способствует сокращению времени для получения информации.

Практическая или коммуникативная направленность обучения иностранному языку в техническом вузе предполагает выработку умений извлекать информацию из письменных и устных источников, свободно читать техническую, научно-популярную литературу и понимать устные сообщения по тематике обучения, а также уметь объясняться на изучаемом языке.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Пиловым П.И.
Поступила в редакцию 15.06.05*

ГЕОІНФОРМАЦІЙНІ ТЕХНОЛОГІЇ ПРИ ГЕОДИНАМІЧНИХ ДОСЛІДЖЕННЯХ ЗОН АНОМАЛЬНОГО МАСОПЕРЕНОСУ

Висвітлюються результати вивчення структурно-геодинамічних особливостей зон аномального масопереносу комплексом дистанційних і геофізичних досліджень.

Освещаются результаты изучения структурно-геодинамических особенностей зон аномального массопереноса комплексом дистанционных и геофизических исследований.

The results of structure and geodynamic feature investigation on mass transfer anomalous zones by complex of remote sensing and geophysical survey are highlighted.

Загальна постановка задачі. Після аварії на Чорнобильській АЕС особливо важливим є визначення ролі геологічного середовища в перерозподілі радіонуклідів. І в першу чергу це стосується зони аерації, де формуються основні потоки масообміну між поверхнею і підземними водами.

Дані останніх років [1–4] вивчення факторів, що впливають на динаміку вологи і вторинний перерозподіл радіонуклідів у зоні аерації різних ландшафтів, свідчать про дуже складну структуру масообміну (рідкої і твердої фаз ґрунтів). Переміщення вологи у покривній товщі навіть одного типу порід здійснюється нерівномірно, а вибірково, по певних каналах. Ці канали пов'язані з граничними зонами структурних елементів певних товщ (шарів, горизонтів, літологічних комплексів).

Система літодинамічних і ландшафтних структурних елементів, які відрізняються від фонових ділянок за генезисом, морфологією, інженерно-геологічними і водно-фізичними властивостями, складає певну мережу зон, які мають аномально високі міграційні властивості. Проекційна площа цих зон, за попередніми розрахунками [1, 4], досягає 10%, а їх водозбірна площа нерідко перевищує 50% від загальної площі території Чорнобильської Зони відчуження (ЗВ). Дані дослідження дають підставу стверджувати, що основна маса енерго-масообміну в ландшафтних комплексах рівнинних територій проходить через аномальні зони.

У ЗВ ЧАЕС з метою вивчення ролі, яку дані структури відіграють у процесах міграції радіонуклідів, що призводить до забруднення останніми підземних вод, досліджуються наступні полігони: “Бенівка”, “Буряківка”, “Нові Шепеличі”, “Старі Шепеличі”, а також майданчик “Вектор”. Комплекс геоінформаційних технологій, які при цьому використовуються, включає основні розробки дистанційних аерокосмічних, геофізичних, гідрогеологічних та геологічних методів. Зокрема, за допомогою перших із них визначаються структурно-тектонічні особливості полігонів та оточуючих їх ділянок. Дані методи базуються на уявленнях про успадкованість молодих і сучасних тектонічних рухів від попередніх етапів розвитку земної кори.

Виходячи з цього, нами при дослідженні полігонів з вивчення зон аномального масопереносу застосовується геоіндикаційний (ландшафтно-індикаційний) метод дешифрування матеріалів дистанційного зондування Землі

(ДЗЗ) [5–9, 11]. Він оснований на виявленні і розпізнаванні на даних ДЗЗ різноманітних індикаторів, їх сукупностей або закономірних поєднань, які пов'язані з геологічними об'єктами різної глибинності. Використання матеріалів космічних зйомок дозволяє встановити регіональну тектонічну позицію кожної з площ, а даних аерозйомки і детальних топографічних карт – вивчати їх структуру, новітню й сучасну геодинаміку на локальному та об'єктовому рівнях.

Зокрема, у вказаних роботах констатується, що критичні зони здебільшого характеризуються специфічною геодинамічною обстановкою з аномальною поведінкою сучасних тектонічних напруг і геофізичних полів. Вони приурочені або тяжіють до вузлів перетину утворених елементарними лінеаментами діагональних та ортогональних зон, які індицирують структурну диференційованість оточуючих ділянок, головним чином пов'язану з порушеннями горизонтальної однорідності шарів геологічного середовища. Встановлені геодинамічні субвертикальні зони напружено-деформаційного стану гірських порід характеризуються підвищеними міграційними властивостями.

Поряд із тим, зупиняючись на невирішених раніше частинах загальної проблеми, зазначимо, що результати наведених робіт не повною мірою відображають просторово-кореляційні зв'язки виявлених на підставі дешифрування матеріалів дистанційних зйомок (МДЗ) ландшафтних аномалій в межах зон інтенсивного вертикального масопереносу, а також неоднорідностей геофізичних полів. Результати різних за своєю фізичною природою методів наведені досить відокремлено одні від одних. Отже, **основною ціллю даної статті** є комплексний порівняльний їх аналіз, ретельніше обґрунтування геологічної природи виділених за даними ДЗЗ різноспрямованих лінеаментних зон, яке спирається на таких досягненнях сучасної геоінформатики, як комп'ютерні технології.

Виклад отриманих результатів. Нижче на прикладі Старошепелицького полігону [1–9], в центрі якого розташована морфоскульптура западини замкненого типу еліптичної форми довжиною 150 м і шириною 100 м, що орієнтована з південного сходу на північний захід, розглянемо деякі результати застосування комп'ютерної обробки матеріалів дешифрування даних ДЗЗ і детальних топографічних карт та гіпсометричних схем (рис. 1, 2) при геодинамічних дослідженнях зон аномального масопереносу. Передусім вказані матеріали (схема площового розподілу елементарних лінеаментів [4], рис. 8.27 [6], рис. 2, В, 3; [7], рис. 2, В, 3, 4; [8], рис. 1; [9], рисунок, Б) формалізувалися у відповідності з технологічною послідовністю з використанням геоінформаційних систем, яка детально описана нами в [6, 7, 10]. У подальшому вони комп'ютерно оброблялися.

Зокрема, добре наочне уявлення про кількісний площовий розподіл елементарних лінеаментів у районі досліджень дозволяють отримати результати їх комп'ютерної обробки за щільністю на одиницю площі за програмою “Лінеаментний аналіз” методом “ковзаючого виміру” (або способом “ковзаючого вікна”) з допомогою палетки витягнутої форми [6, 7]. Розмір даного “вікна” вибирається емпіричним шляхом таким чином, щоб площі з нульовими значеннями щільності лінійних елементів були мінімальними. У випадку, якщо лінійний об'єкт має більшу довжину, ніж геометричні параметри “вікна”, він розбивається-

ся на декілька окремих лінеаментів, кількість яких встановлюється “ковзаючим вікном”. При цьому значення сумарної кількості всіх лінійних елементів відносяться до точок у центрах рівновеликих осередків. Потім за цими точками з допомогою комп’ютерної програми Surfer будуються відповідні схеми в ізолініях. Вони й являють собою схеми щільності лінійних структур, які відповідні до схем геофізичних полів не тільки зовнішньо, але й за своєю сутністю. Тому для їх обробки та аналізу прийнятні всі ті прийоми, які використовуються геофізиками. Передусім це поглиблює аналіз отриманих матеріалів та підвищує об’єктивність кінцевих результатів.

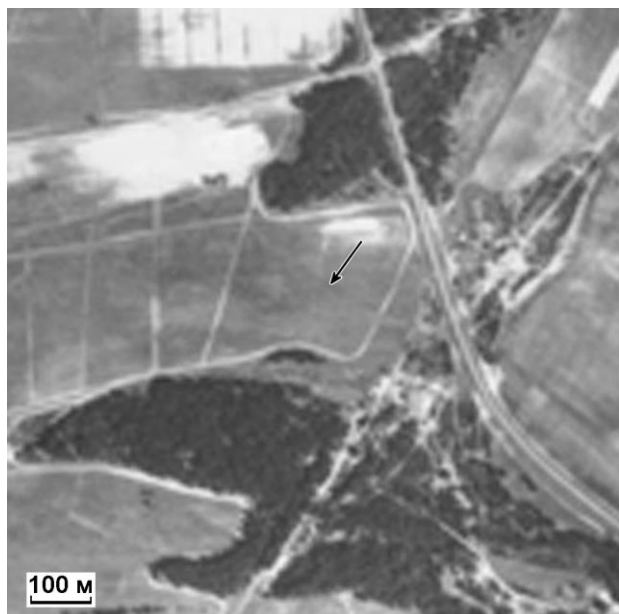


Рис. 1. Аерофотознімок Старошпелицької ділянки (розмір 1,0×1,0 км); інтегральна зйомка масштабу 1:14 000, квітень 1990 р.; стрілкою вказано місцеположення полігону

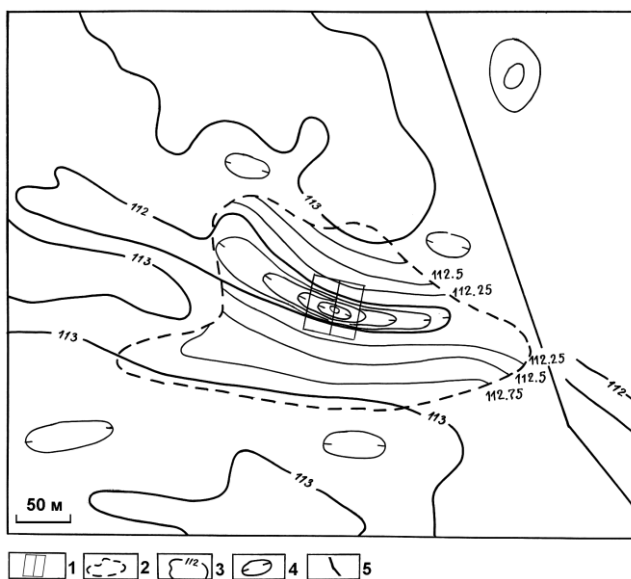


Рис. 2. Гіпсометрична схема рельєфу денної поверхні ділянки “Ст. Шпеличі”, масштаб зйомки в районі полігону – 1:4 000: 1 – місцеположення полігону, 2 – водозбірна площа замкненої морфоскульптури, 3 – ізолінії перевищення (в абсолютних величинах, м), 4 – западини, 5 – автодорога

Схема щільності елементарних лінеаментів всіх азимутальних систем (або схема загального, інтегрального поля лінійних структур) дозволяє чітко виявити площові осередки підвищеної тріщинуватості, а також вузли перетину різноспрямованих зон тріщинуватості. Вони визначаються максимальними і підвищеними показниками загальної щільності, часто оконтурюються ізометричними за морфологією аномаліями. Однак, саме через цю обставину, яка зумовлена свого роду “інтерференцією” різних за напрямками лінійних об’єктів, простежити в плані, окреслити контури окремо взятої зони на вказаній схемі вкрай важко. Певною мірою це ж саме стосується й схем, які отримані внаслідок обчислення інтегрального показника щільності елементарних лінеаментів за якимось

із діапазонів азимутів їх простягання. Наприклад, для діапазону $49-76^\circ$ (рис. 3).

Для уникнення описаних незручностей, а також для чіткої просторової локалізації зон підвищеної тріщинуватості використовується інший ефективний методичний прийом. Він полягає в тому, що будуються посистемні схеми щільності лінійних структур, як це вказано в [10]. В цьому випадку в кожному конкретному “вікні” підсумовується кількість лінійних елементів лише тієї чи іншої системи, які мають те чи інше спрямування. Орієнтація “вікна” визначається відповідно до простягання переважної кількості лінійних об’єктів у межах кожної окремої системи. Нами, зокрема, конкретна азимутальна їх приналежність визначалася дослідно за результатами аналізу гістограми розподілу за напрямками ([6], рис. 4; [7], рис. 5; [8], рис. 2; [9], рисунок, В).

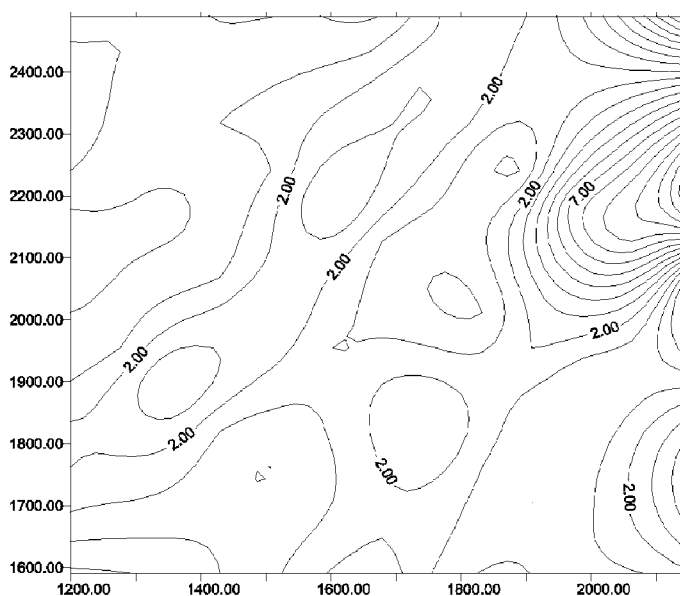


Рис. 3. Схема щільності елементарних лінеаментів системи $49-76^\circ$ Старошепелицької ділянки (розмір $0,95 \times 0,90$ км, координати умовні)

Наприклад, на схемі щільності елементарних лінеаментів північно-східної ($58^\circ \pm 4,5^\circ$) системи в межах Старошепелицької площі за лінійно витягнутими аномаліями підвищених і максимальних значень різної довжини просторово добре виділяються конкретні зони, встановлюються видовжені області аномального геодинамічного впливу передбачуваних ділянок розрядки напружено-деформаційного стану гірських порід (рис. 4, А). Імовірно, що деякі з вказаних ділянок (або зон), а також утворених комбінаціями певних із них вузлів характеризуються аномальним вертикальним масопереносом. Очевидно, це визначається пов’язаним з сучасною геодинамічною обстановкою конкретним розподілом регіональних і локальних тектонічних напруг розтягнення і стиснення за тією чи іншою зоною. Для однозначної відповіді на це питання необхідні подальші детальні дослідження.

Так на зазначеній схемі абсолютний ізометричний максимум із позначкою 12 і більше лін./ар (лін. – лінія, 1 ар = 100 м^2) спостерігається у крайній східній

частині площі, орієнтована з південного заходу на північний схід аномалія інтенсивністю більше 6 лін./ар – у західній частині (рис. 4, А). Натомість мінімальні значення щільності елементарних лінеаментів північно-східної системи фіксуються в центральній, південній, північно-східній та північно-західній частинах Старошепелицької ділянки (до 1–2 і менше лін./ар).

Знижені позначки щільності свідчать про переважний розвиток у цих місцях лінійних об'єктів інших азимутальних систем. У випадку, коли ці значення групуються в чіткі лінійно витягнуті строго орієнтовані аномалії, вони можуть вказувати на наявність зон лінійних елементів саме цих спрямувань. Часто на площових схемах щільності вказані зони простежуються невпевнено, тоді як на схемах щільності у тривимірному зображенні вони, рельєфно виражаючись, можуть добре ідентифікуватися (рис. 4, Б; [6], рис. 5, Б; [7], рис. 6, Б).

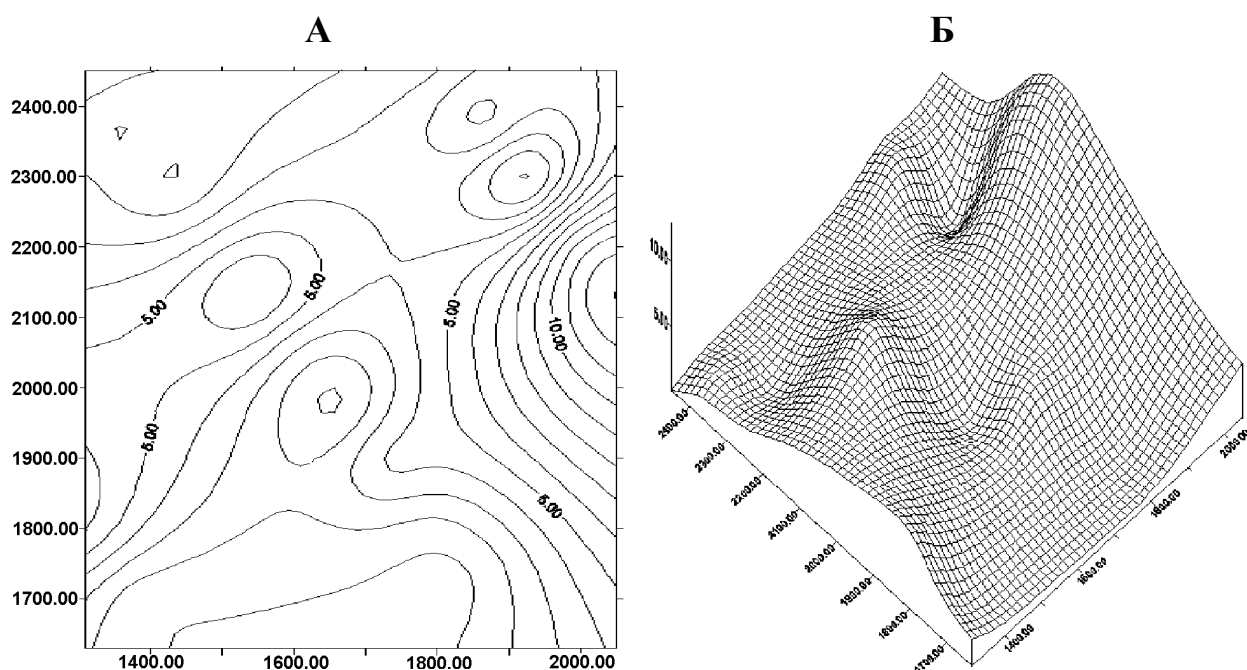


Рис. 4. Схема щільності елементарних лінеаментів північно-східної системи ($58^{\circ}\pm 4,5^{\circ}$) Старошепелицької ділянки (розмір $0,75\times 0,85$ км, координати умовні): площове зображення (А), тривимірне зображення (Б)

Для підтвердження геологічної природи виділених за МДЗ структур залучається інформаційний комплекс геофізичних методів досліджень, серед яких геоелектричний метод вертикального електрорезонансного зондування (ВЕРЗ) та метод становлення електромагнітного поля, збудженого коротким імпульсом, магнітометрія, сейсмоакустичний і георадарний методи та метод радонторонових еманцій [1–4, 7, 8]. Отримані дані апробуються також прямими геологічними дослідженнями: оцінкою морфології розрізів, хімічного, мінералогічного і механічного складу гірських порід їх верхніх частин, водно-фізичних і фізико-механічних властивостей даних порід, величин і швидкостей вологоперетоку з поверхні до рівня ґрунтових вод [1–4, 11].

Зокрема, окрім рекогносцирувальних, які охарактеризовані нами в [8], у межах полігону “Старошепеличі” виконані [3, 4, 7] детальні геоелектричні дослідження методом ВЕРЗ. Вони проведені по лінії 1–1а вздовж профілю № 7 площових робіт методом становлення короткоімпульсного електромагнітного поля (СКІП). Дана лінія (профіль) перетинає центральну частину морфоскульптури. Отриманий геоелектричний розріз висвітлює особливості будови площі до глибини 700 м (рис. 5). Його аналіз дозволив встановити порушення фази електромагнітного сигналу в точках спостереження №№ 2, 5–6 (пологий південно-західний схил) і 9–10 (відносно крутий північно-східний схил западини). В перших двох випадках ці порушення проявляються нечітко, а в третьому – чітко. У вказаних місцях можна передбачити наявність диз’юнктивних порушень. Останні, ймовірно, обмежують тектонічно ослаблену зону північно-західного простягання (азимут 320°) шириною 25 м, яка просторово збігається з дистанційно виявленою лінійною структурою тієї ж орієнтації. Зона простежується до глибини 500–600 і більше метрів і може бути зумовлена тектонічними процесами у кристалічному фундаменті.

Покрівля докембрійського ложа вздовж профілю 1–1а чітко ідентифікується на глибинах порядку 400 м зміною характеру геоелектричного розрізу. Так якщо в інтервалі глибин 100–400 м відмічається більш однорідна картина з підвищеними відносно вищезалягаючих значеннями геоелектричного опору гірських порід, то нижче відміток 300–400 м розріз характеризується помітною розшарованістю. Враховуючи тривалість процесів і відповідну глибину еродованості кристалічних верств, дана розшарованість може бути пов’язана з наявністю в породах фундаменту субгоризонтальних зон розущільнення, які утворені внаслідок тектонічної регіональної тріщинуватості, палеоерозійної дезінтеграції, вивітрювання, вилуговування тощо.

За результатами магнітної зйомки в межах полігону зафіксовано [3] дуже інтенсивну (понад 300 нТл) додатну аномалію, а також виділено декілька негативних (інтенсивністю –100 і менше нТл) магнітних аномалій “деструктивного” генезису (рис. 6). Вони розташовані на перетині наступних структур: виділених за даними дешифрування МДЗ і топокарт лінійних об’єктів північно-західного і субширотного простягання, ймовірної тектонічної зони північно-західного спрямування, а також шляху міграції ґрунтових вод субширотного напрямку. Величина відносного аномального магнітного ефекту, який зумовлений структурними неоднорідностями полігону, досягає 400 і більше нТл.

В поєднанні з даними методу ВЕРЗ, магнітної та сейсмоакустичної [3, 4, 7] зйомок за результатами геоелектричного методу СКІП отримано [3] карту зволоженості гірських порід Старошепелицького полігону. На ній визначені зони відносної їх зволоженості в інтервалі глибин 0–30 м та можливі шляхи міграції ґрунтових вод у східному і південно-східному напрямках (рис. 7).

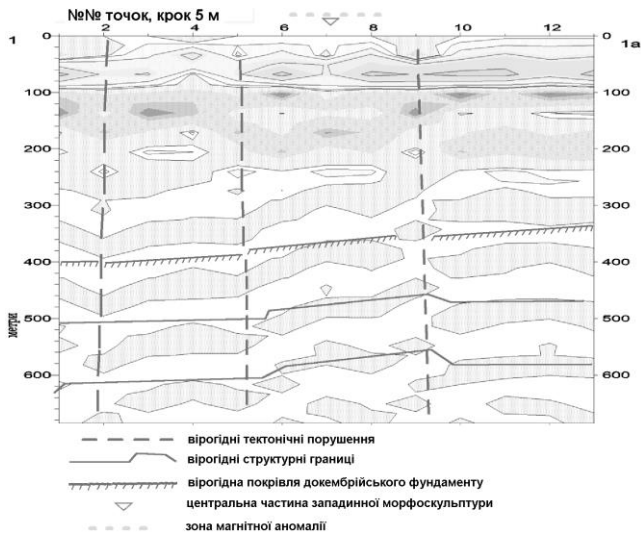


Рис. 5. Структура електромагнітного поля над западиною вздовж профілю 1–1а на полігоні “Старошепеличі” (за даними методу ВЕРЗ [3, 4, 7] з доповненнями автора)

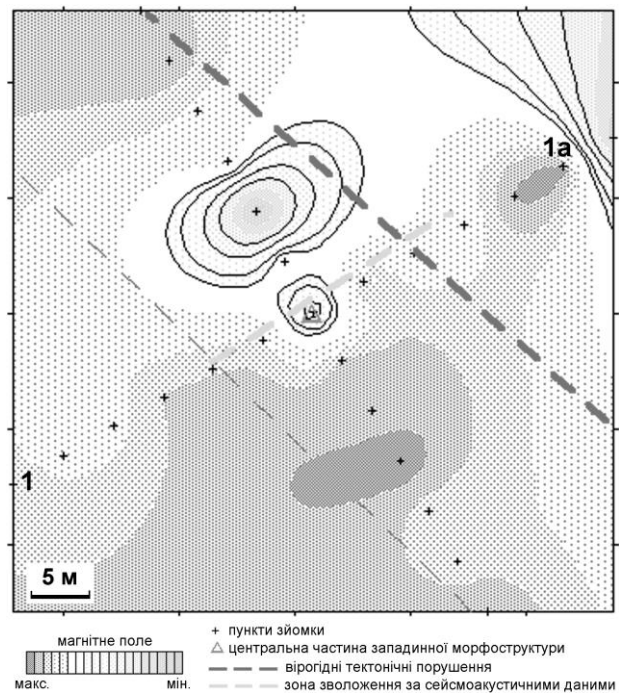


Рис. 6. Схема магнітних аномалій над западиною полігону “Старошепеличі” [3]

Ці шляхи чітко збігаються з віддешифрованими за МДЗ і топокартами неоднорідними лінійними зонами. Зі свого боку, западина, яка розташована в центрі полігону, просторово добре корелюється з районом перетину тектонічно ослабленої зони північно-західного простягання з вказаним водним потоком. У межах ослабленої зони зволоження порід найбільш інтенсивне, а водний потік розгалужується на два рукави і частково проходить по площі зони. Ширина шляху міграції ґрунтових вод у центральній частині зони досягає 30 м.

За даними методу георадарної зйомки [1, 3, 4] найвиразнішим елементом будови верхів геологічної розрізу в межах полігону є виділена руслоподібна структура глибиною 1–1,5 м та шириною 4–8 м. Її поперечний профіль V-подібний. Судячи з особливостей розрізу, “коріння” даної структури йде нижче водоносного горизонту в більш глибокі шари (рис. 8). Хоча місцезоположення центральних частин западини і даного об’єкта корелюються добре, проте простягання останнього не збігається з орієнтацією головних структур, які чітко проявляються в сучасному рельєфі. Натомість планово вказана структура суміщається з областю інтерференції геодинамічного впливу лінійних об’єктів північно-західного і субширотного спрямування, які виявлені за даними дешифрування МДЗ, таким чином маючи проміжний напрям.

Морфогенетичними методами аналізу геологічних розрізів у шурфах Старошепелицької площі вияснено [1, 4] ступінь зміни порід западинної форми, до якої приурочений власне полігон і яка просторово добре корелюється з лінеаментною зоною, по відношенню до порід фонових ділянок. Виявлено підвище-

ну інтенсивність ряду вторинних процесів, які змінили склад, структуру і властивості порід під впливом оглеєння, лесиважу, формування новоутворень із органіно-мінеральних сполук, окислювально-відновлювальних перетворень.

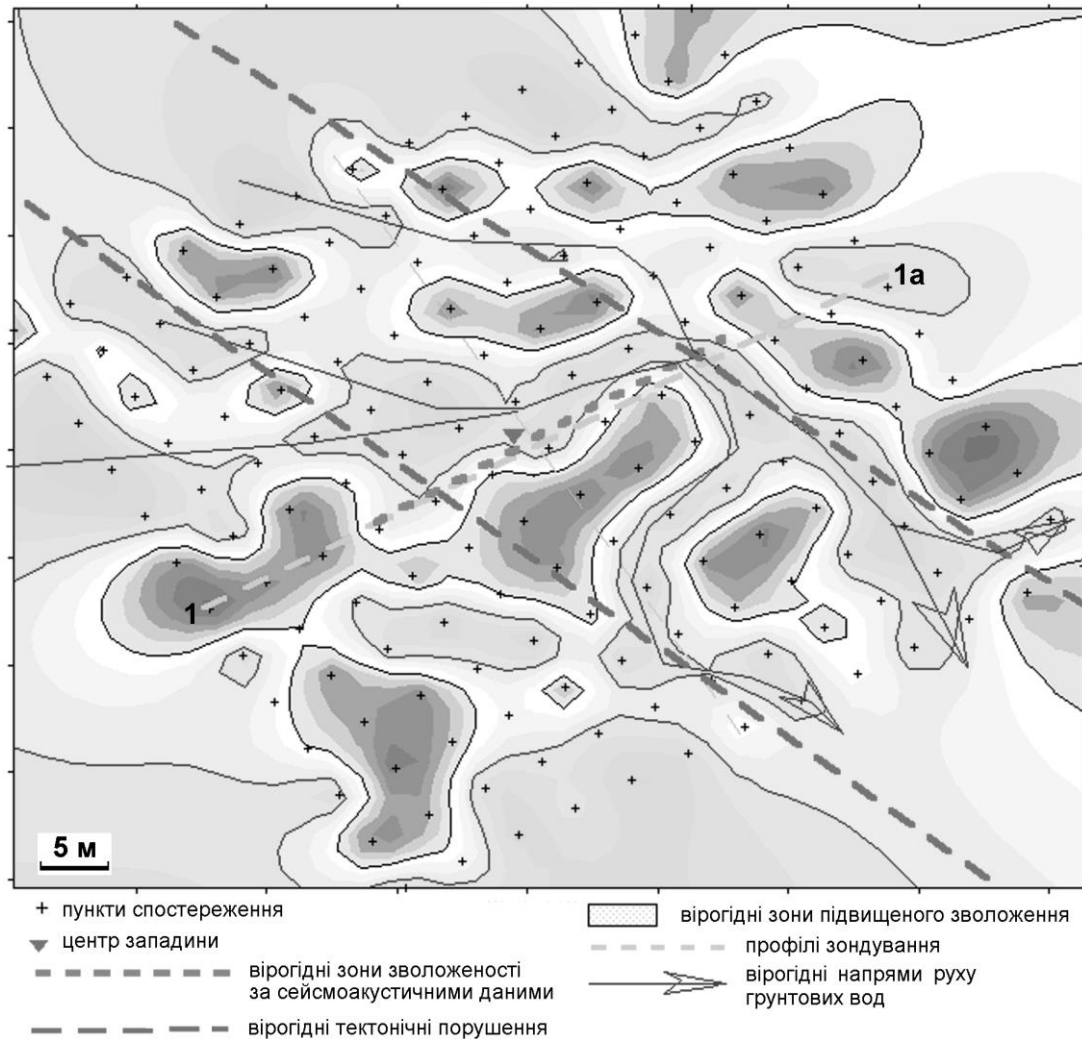


Рис. 7. Схема зон зволоження порід в інтервалі глибин 0–30 м на полігоні “Старошепеличі” (за даними електромагнітної, сейсмоакустичної та магнітної зйомок) [3]

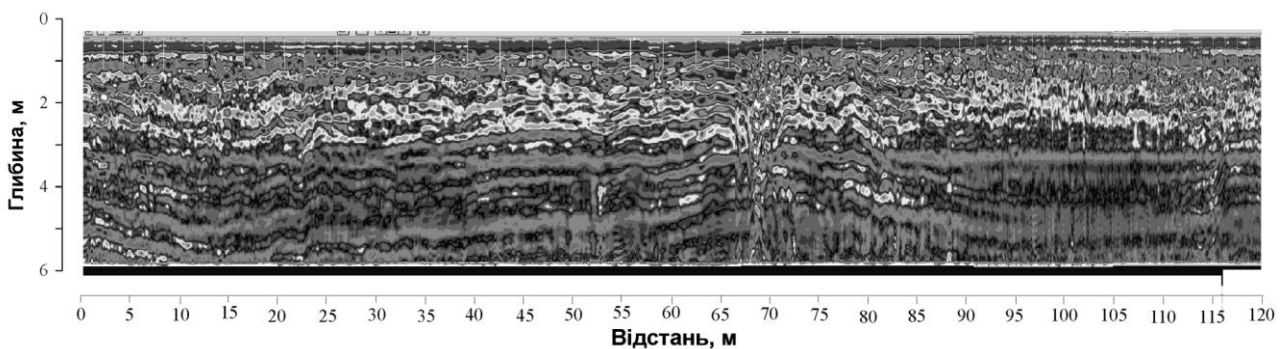


Рис. 8. Дані георадарної зйомки в межах аномальної морфоскульптури полігону “Старошепеличі” по профілю 1–1а [1, 4]

Висновки. Проведеними геодинамічними дослідженнями зон аномального масопереносу і суміжних з ними ділянок території ЗВ на підставі використання комплексних геоінформаційних технологій (дистанційні аерокосмічні методи з залученням даних геолого-геофізичних робіт) отримано наступні результати:

- оцінено геодинамічний стан та сучасну активність полігонів (районовано за інтенсивністю розчленованості рельєфу і динамікою ерозійних процесів, виділено мікроблоки з різним ступенем розвитку елементарних лінеamentів, простежено зони розрядки напружено-деформованого стану гірських порід, виявлено площові ділянки підвищеної тріщинуватості тощо);
- простежено чіткий просторово-кореляційний зв'язок між виявленими ландшафтними (формування понижених форм рельєфу – западин, зміна зонального типу рослинності і ґрунтів на азональні) та еманацийними аномаліями, неоднорідностями геофізичних полів, гідрогеологічними параметрами (підвищення масообміну між поверхневими і глибокими шарами розрізу);
- встановлено, що вказані аномалії відображають структурну диференційованість полігонів, головним чином пов'язану з порушеннями горизонтальної однорідності шарів геологічного середовища, яка зумовлена наявністю складнопобудованих геодинамічних субвертикальних зон напружено-деформованого стану гірських порід;
- визначено, що дані зони характеризуються підвищеними міграційними властивостями і, як наслідок, є своєрідними “каналами” інтенсивного проникнення радіонуклідів із поверхневих вод і ґрунтів у підземні води глибоких водоносних горизонтів та оточуючі їх осадові утворення;
- засвідчено високу геологічну інформативність комплексу використаних методів досліджень аномальних зон вертикального масопереносу, а також наукову обґрунтованість застосованої інтегральної методики.

Результати дослідження аномальних зон і відповідні геоінформаційні технології можуть ефективно використовуватися при вирішенні низки задач надкористування в інших регіонах України.

Література

1. Шестопалов В.М., Бублясь В.М. Зони інтенсивної міграції радіонуклідів у геологічне середовище Чорнобильської зони відчуження // Бюл. екологічного стану Зони відчуження та зони безумовного (обов'язкового) відселення.– 2000.– № 16.– С. 9–12.
2. Шестопалов В.М., Ханбилварди Р., Онищенко І.П. и др. Соотношение латерального и вертикального выноса радионуклидов из почв чернобыльской зоны // Доп. НАН України.– 2000.– № 5.– С. 195–199.
3. Шестопалов В.М., Бублясь В.М., Якимчук М.А., Левашов С.П. Про необхідність аналізу геодинамічних зон територій при виборі ділянок для захоронення радіоактивних відходів / Геохімія та екологія: Зб. наук. пр. ІГНС НАН та МНС України.– К., 2001.– Вип. 3/4.– С. 37–49.
4. Бублясь В.М., Шестопалов В.М. Аномальные зоны и их роль в перераспределении радионуклидов из поверхности почв в подземные воды / Водообмен в гидрогеологических структурах и чернобыльская катастрофа. Ч. 1. Распространение чернобыльских радионуклидов в гидрогеологических структурах.– Киев: ИГН НАНУ, НИЦ РПИ НАНУ, 2001.– С. 251–356.

5. Азімов О.Т. Структурні особливості полігонів з вивчення аномальних зон вертикального масопереносу у Зоні відчуження за даними дешифрування матеріалів аерофотозйомки і топографічних карт / Тез. докл. междунар. конф. “Экологические проблемы захоронения радиоактивных отходов” (Київ, 9-10 марта 2000 г.).– Київ: ГНЦ РОС НАН и МЧС Украины, 2000.– С. 41–42.
6. Азімов О.Т., Бублясь В.М., Ліщенко Л.П. та ін. Досвід застосування матеріалів аерозйомки і ГІС-технологій при комплексному дослідженні аномальних зон вертикального масопереносу в Зоні відчуження ЧАЕС / Матер. міжнар. наук.-практ. конф. “ГІС Форум-2001” (Київ, 18-20 груд. 2001 р.).– К.: ГІС-Асоц. України, 2001.– С. 174–180.
7. Азімов О.Т., Левашов С.П., Бублясь В.М. Використання комплексу дистанційних і геофізичних даних як інформаційного ресурсу при дослідженні сучасних тектонічних напруг у межах аномальних зон вертикального масопереносу (на прикладі Старошепелицької ділянки Зони відчуження ЧАЕС) // Геоінформатика.– 2002.– № 3.– С. 64–74.
8. Азімов О.Т. Деякі аспекти комплексного використання матеріалів аерозйомки і ГІС-технологій при вивченні аномальних зон вертикального масопереносу / Сб. науч. тр. НГУ.– Днепропетровск, 2003.– № 16.– С. 140–148.
9. Азімов О.Т. Структурно-тектонічні особливості полігонів із вивчення вертикального масопереносу в Зоні відчуження (за даними аерофотозйомки і топографічних карт) / Геохімія та екологія: Зб. наук. пр. ІГНС НАН та МНС України.– К., 2004.– Вип. 9.– С. 55–58.
10. Азімов О.Т. Аерокосмогеологічні дослідження тектонічної будови території Чорнобильської Зони відчуження і прилеглого Коростенського масиву кристалічних порід: (проблема пошуку локальних ділянок, сприятливих для глибинної ізоляції радіоактивних відходів) // Геоінформатика.– 2004.– № 1.– С. 84–95.
11. Азімов О.Т., Бублясь В.М. Деякі методичні підходи і результати застосування комплексу аерокосмічних і геолого-геофізичних методів дослідження геодинамічних процесів у зонах аномального вертикального масопереносу / Матер. V Міжнар. наук. конф. “Моніторинг небезпечних геологічних процесів та екологічного стану середовища” (Київ, 7-9 жовт. 2004 р.).– К.: КНУ ім. Тараса Шевченка, 2004.– С. 112–114.

*Рекомендована к публикации д.т.н. Зборовским А.В.
Поступила в редакцию 01.07.05*

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Азімов Олександр Тельманович – кандидат геол.-мін. наук, докторант Інституту геологічних наук НАН України, м. Київ

Антипенко Георгій Алексеевич – кандидат техн. наук, доцент кафедри маркшейдерії НГУ, г. Днепропетровск

Аскарів Олександр Алієвич – асистент кафедри економіки підприємства НГУ, г. Днепропетровск

Баранов Юрій Дмитрієвич – горний інженер, генеральний директор Вольногорського ГМК, г. Вольногорск

Бойко Олександр Володимирович – кандидат техн. наук, старший науковий співробітник кафедри інформаційних технологій НМетАУ, г. Днепропетровск

Бойко Володимир Олександрович – доктор технічних наук, професор кафедри аерології та охорони праці НГУ, г. Днепропетровск

Бондаренко Андрій Алексеевич – кандидат техн. наук, доцент кафедри горних машин НГУ, г. Днепропетровск

Буліч Юрій Юрійович – молодший науковий співробітник ІГТМ НАН України, м. Дніпропетровськ

Гаврюк Георгій Федорович – кандидат техн. наук, доцент кафедри маркшейдерії НГУ, г. Днепропетровск

Головко Софія Асхатівна – провідний інженер ІГТМ НАН України, м. Дніпропетровськ

Горностаєв Станіслав Станіславович – доктор геол. наук, старший науковий співробітник Департаменту геології університету Оулу, Фінляндія

Горова Алла Іванівна – доктор біол. наук, професор, завідувачка кафедри екології НГУ, г. Днепропетровск

Грунтова Валентина Юрьевна – асистент кафедри екології НГУ, г. Днепропетровск

Денищенко Олександр Валерійович – кандидат техн. наук, доцент кафедри транспортних систем і технологій НГУ, м. Дніпропетровськ

Звягинцева Анна Вікторівна – аспірант кафедри комп'ютерних систем моніторингу ДонНТУ, г. Донецьк

Зіль Валерій Васильович – кандидат техн. наук, доцент кафедри технології машинобудування НГУ, м. Дніпропетровськ

Ільченко Катерина Станіславівна – аспірант кафедри систем електропостачання НГУ, г. Днепропетровск

Ішков Валерій Валерійович – кандидат геол.-мін. наук, зав. каф. мінералогії та петрографії НГУ, г. Днепропетровск

Кабаченко Ірина Леонідівна – доцент кафедри психології менеджменту та мовної підготовки НГУ, г. Днепропетровск

Кожевніков Анатолій Олександрович – доктор техн. наук, професор кафедри техніки розвідки родовищ корисних копалин НГУ, г. Днепропетровск

Коптовець Олександр Миколайович – кандидат техн. наук, доцент кафедри транспортних систем і технологій НГУ, м. Дніпропетровськ

Кравченко Владимир Михайлович – доктор техн. наук, профессор кафедры механического оборудования заводов черной металлургии Приазовского государственного технического университета, г. Мариуполь

Ктейшат Р.А. – аспирант кафедры компьютерные системы мониторинга ДонНТУ, г. Донецк

Кузнецов Георгій Віталійович – доктор техн. наук, профессор кафедры ЕОТ НГУ, м. Дніпропетровськ

Кучин Александр Сергеевич – кандидат техн. наук, доцент НГУ, г. Днепропетровск

Лагошная Елена Александровна – аспирант кафедры автомобилей и автомобильного хозяйства НГУ, г. Днепропетровск

Ларіонов Григорій Іванович – кандидат техн. наук, старший науковий співробітник ІГТМ НАН України, м. Дніпропетровськ

Лысенко Александр Борисович – кандидат физ.-мат. наук, доцент Днепродзержинского технического университета, г. Днепродзержинск

Максимова Наталья Александровна – инженер лаборатории «Специальных способов закрепления пород» кафедры ПРМ НГУ, г. Днепропетровск

Мещеряков Леонід Іванович – канд. техн. наук, доцент кафедры программного забезпечення комп'ютерних систем НГУ, м. Дніпропетровськ

Минеев Сергей Павлович - доктор техн. наук, старший научный сотрудник ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Миροнова Інна Геннадієвна – ассистент кафедры экологии НГУ, г. Днепропетровск

Назаренко Валентин Алексеевич – доктор техн. наук, доцент НГУ, г. Днепропетровск

Налбандян Людмила Петровна – ассистент кафедры физики НГУ, г. Днепропетровск

Новицкий Игорь Валерьевич – доктор техн. наук, профессор кафедры САУ НГУ, г. Днепропетровск

Обухов Сергей Андреевич – начальник ОКСа порта «Южный», г. Южный

Оксень Юрій Іванович – кандидат техн. наук, доцент кафедры гірничої механіки НГУ, г. Днепропетровск

Охременко Ирина Николаевна – студентка НГУ, г. Днепропетровск

Павличенко Артем Владимирович – кандидат техн. наук, ассистент кафедры экологии НГУ г. Днепропетровск

Павлишин Сергій Миколайович – молодший науковий співробітник ІГТМ НАН України, м. Дніпропетровськ

Панченко Виктор Иванович – кандидат техн. наук, доцент кафедры электрических машин НГУ, г. Днепропетровск

Поповченко Сергей Евгеньевич – кандидат геол.-мин. наук, старший научный сотрудник, руководитель Центра аналитико-технологических исследований НИЧ НГУ, г. Днепропетровск

Пучков Юрий Александрович – студент НГУ, г. Днепропетровск

Разумный Юрий Тимофеевич – доктор техн. наук, профессор кафедры систем электроснабжения НГУ, г. Днепропетровск

Савостьянов Александр Васильевич – кандидат техн. наук, профессор кафедры ПРМ НГУ, г. Днепропетровск

Самарец Юрий Викторович – аспирант кафедры математического обеспечения ЭВМ ДНУ, г. Днепропетровск

Самуся Владимир Ильич – доктор техн. наук, профессор, заведующий кафедрой горной механики НГУ, г. Днепропетровск

Сахненко Анатолий Лукич – главный инженер порта «Южный», г. Южный

Светкина Елена Юрьевна – кандидат хим. наук, доцент кафедры химии НГУ, г. Днепропетровск

Сидоров Владимир Анатольевич – кандидат техн. наук, доцент кафедры механического оборудования заводов черной металлургии ДонНТУ, г. Донецк

Симоненко Владимир Иванович – доктор техн. наук, доцент кафедры ОГР НГУ, г. Днепропетровск

Солопов Николай Дмитриевич – старший преподаватель кафедры физики НГУ, г. Днепропетровск

Титов Владимир Ильич – научный сотрудник кафедры техники разведки месторождений полезных ископаемых НГУ, г. Днепропетровск

Тыщук Владимир Юрьевич – кандидат техн. наук, зав. лабораторией промышленной экологии, НИИБТГ, г. Кривой Рог

Харченко Владимир Васильевич – кандидат техн. наук, доцент кафедры ПРМ НГУ, г. Днепропетровск

Хилов Виктор Сергеевич – кандидат техн. наук, доцент кафедры электротехники и метрологии НГУ, г. Днепропетровск

Хоменко Владимир Львович – Кандидат технических наук, ассистент кафедры техники разведки месторождений полезных ископаемых НГУ, г. Днепропетровск

Шевченко Юлия Алексеевна – аспирант кафедры САУ НГУ, г. Днепропетровск

Шукайло Леонид Григорьевич – кандидат геол.-мин. наук, доцент, старший научный сотрудник Центра аналитико-технологических исследований НИЧ НГУ, г. Днепропетровск

Шумриков Виталий Владимирович – кандидат физ.-мат. наук, старший научный сотрудник ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Якунин Евгений Александрович – кандидат физ.-мат. наук, доцент кафедры физики НГУ, г. Днепропетровск

СОДЕРЖАНИЕ

1. **В.В. Ишков** Особенности распределения никеля и кобальта в угольных пластах Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса5
2. **С.Е. Поповченко, Л.Г. Шукайло, С.С. Горностаев** О высокоуглеродистом метасоматозе в зонах глубинных разломов и перспективность обнаружения в них рудопроявлений редких и благородных металлов..... 21
3. **И.Н. Охременко, Г.Ф. Гаврюк, Г.А. Антипенко** Влияние физико-механических свойств горных пород на состояние подрабатываемой толщи в условиях водопонижения 31
4. **В.А. Назаренко, А.С. Кучин** Закономерности изменения вертикальных деформаций земной поверхности в мульде сдвижения над движущимся очистным забоем..... 36
5. **В.И. Симоненко, А.А. Бондаренко** Выбор способа отработки обводненных месторождений песков..... 41
6. **Г.І. Ларіонов, С.М. Павлишин, С.А. Головки, Ю.Ю. Буліч** Про напружено-деформований стан масиву гірських порід у околі навантаженого по осі анкера 48
7. **А.В. Савостьянов, В.В. Харченко, А.А. Аскарров** Метод расчета напряженно-деформированного состояния пород при поддержании выработки..... 55
8. **Н.А. Максимова, Л.П. Налбандян, Н.Д. Солопов** Основы теории структурообразования цементолессовых смесей 64
9. **Ю.Д. Баранов** Методика расчета технологических параметров карьерных колесных погрузчиков при селективно-валовой выемке россыпных титано-циркониевых руд..... 70
10. **А.В. Денищенко, А.Н. Коптовец, В.В. Зиль** Несущая способность ролика канатной дороги..... 81
11. **Е.А. Лагошная** Исследование динамики привода шахтного локомотива с футерованными колесами при переменной нагрузке 89
12. **В.М. Кравченко, В.А. Сидоров** Решение диагностических задач в условиях производства..... 94
13. **А.А. Кожевников, В.И. Титов** Энергоемкость процесса транспортирования жидких и газообразных сред по трубопроводам..... 100
14. **А.А. Кожевников, В.Л. Хоменко** К вопросу об энергетике процесса разрушения горных пород при бурении скважин..... 103
15. **И.В. Новицкий, Ю.А. Шевченко** Моделирование процесса возникновения колебаний рудной нагрузки барабанных мельниц 108
16. **В.И. Самуся, Ю.А. Пучков** К вопросу устойчивости штока гидроцилиндра в системе гидropневматической подвески шахтного локомотива..... 113
17. **С.П. Минеев, В.В. Шумриков, А.Л. Сахненко, С.А. Обухов** Обоснование метода расчета кинематических и динамических характеристик

	механического вибратора применительно к разрушению смерзшегося угля.....	118
18.	Е.Ю. Светкина Интенсификация процесса выщелачивания путем виброударной активации минералов.....	129
19.	Ю.Т. Разумный, Е.С. Ильченко Экономико-математическое моделирование режимов работы шахтных водоотливных установок	135
20.	А. Б. Лысенко, Е. А. Якунин Метод упрочняющей поверхностной лазерной обработки с применением предварительного электролитического нанесения легирующего компонента	144
21.	А.Б. Лысенко, Е.А. Якунин Исследование механизмов упрочнения при лазерном оплавлении сплавов алюминия с переходными металлами	149
22.	В.С. Хиллов Влияние упругих свойств трансмиссии и обратной электродвижущей силы на динамику контура тока.....	155
23.	В. И. Панченко Реверсивный бесконтактный тахогенератор постоянного тока.....	164
24.	Г.В. Кузнецов, Л.І. Мещеряков Асиметрійні моделі для процесів діагностування і управління гірничих технологічних комплексів	168
25.	Ю.В. Самарець Алгоритмізація обчислення коефіцієнтів багатовимірних поліноміальних сплайнів для використання в геоінформаційних системах.....	173
26.	Ю.И. Оксень Идентификация параметров теплообмена в тупиковых выработках на участках с воздухопроводом	180
27.	В.А. Бойко Способ управляемого извлечения тепла горного массива глубокой шахты.....	186
28.	Р.А. Ктейшат Компьютерное моделирование тепловлажностных параметров влажностного воздуха в горных выработках глубоких шахт	192
29.	В.Ю. Тыщук Исследование физико-механических параметров защитных покрытий, образующихся на пылящих поверхностях отвалов и шламохранилищ в результате обработки их природными органическими соединениями.....	198
30.	В.А. Бойко, А.В. Бойко Исследование влияния аэродинамических параметров сети на режимы совместной работы вентиляторов главного проветривания шахты с фланговой схемой вентиляции.....	208
31.	А.В. Звягинцева Количественная модель оценки риска воздействия при загрязнении атмосферного воздуха вредными веществами.....	217
32.	А.І. Горова, І.Г. Миронова, А.В. Павличенко, В.Ю. Грунтова Оцінка екологічного стану рекреаційних зон міста дніпропетровська з використанням цитогенетичних методів біоіндикації	222
33.	И.Л. Кабаченко Значения и роль письменной коммуникации при изучении иностранного языка в техническом вузе	229
34.	О.Т. Азімов Геоінформаційні технології при геодинамічних дослідженнях зон аномального масопереносу.....	234
35.	Сведения об авторах	244